

**UNIVERSIDAD TECNICA FEDERICO SANTA MARIA
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA METALURGICA Y DE MATERIALES**



**ESTUDIO DEL USO DE METABISULFITO DE SODIO EN EL PROCESO
DE FLOTACIÓN DE MINERALES DE COBRE**

FRANCISCO IGNACIO CALDERÓN VALENZUELA

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

Profesor Guía: Ing. Dr. Jorge Ipinza

Correferente: Ing. Waldo Pérez

MARZO 2020

AGRADECIMIENTOS

Quiero agradecer a Soprocal Calería e industrias S.A, por el financiamiento de este trabajo de investigación y al Ingeniero Waldo Pérez, por su idea de transformar un proyecto de la empresa, en un tema de memoria otorgándome la oportunidad de poder llevarlo a cabo. Al Dr. Jorge Ipinza, por haber aceptado ser mi profesor guía; por su buen compromiso y disponibilidad al aportar con sus conocimientos y experiencia en el área. A Ricardo Santa María. Y Marcelo Molina; apoyos académicos del laboratorio por su paciencia y buena voluntad al momento de ayudarme a desarrollar el trabajo experimental.

También quiero agradecer a mi familia, comenzando por mi mamá que desde pequeño me enseñó la importancia de la educación, motivándome a estudiar, a superarme y que, durante esta etapa universitaria, a través de una llamada me reconfortaba con sus palabras de aliento cada vez que lo necesitaba para seguir adelante, demostrándome siempre su apoyo incondicional; que junto a mi papá, me brindaron el sustento y la oportunidad de finalizar mis estudios en esta gran universidad, donde pude crecer tanto en lo profesional como en lo personal. A mi mami Eldena, que antes de partir a Valparaíso para continuar con los estudios, me llenaba de cariño y cosas ricas para llevar. A mis hermanos que los amo, sobre todo a la Vale con la que compartimos varias anécdotas viviendo juntos en Cerro Los Placeres. A Fernando y al tío José, junto a su familia, en especial a su madre, la Sra. Herminia y a su sobrino Luis por su apoyo en las prácticas.

A todos los compañeros y amigos con los que compartí en estos años, que me ayudaron de algún u otro modo y sin su ayuda tal vez no lo hubiera logrado. Por todos los conocimientos, experiencias y momentos gratos. Las juntas de estudios, los partidos, los carretes, etc. A mi amigos de electrónica en especial a Ricardo y a Opitz con los que más compartí y a mis compañeros de metalurgia. Por último y no por eso menos importante, a mi polola Rocío que la amo y desde que nos conocimos me ha traído puras cosas buenas como por ejemplo ayudarme a encontrar este tema de memoria.

RESUMEN

A raíz de la escasez de agua dulce y sus restricciones de uso en la zona norte de Chile, algunas mineras han optado por el uso de agua de mar en sus procesos de flotación, debido a su mayor disponibilidad y menor costo. Sin embargo, al utilizarse sin procesos de desalación, algunos iones en la pulpa producen efecto “buffer”, aumentando el consumo de cal al elevar el pH a 10, para lograr la depresión de pirita en el proceso convencional, afectando además las recuperaciones de cobre/molibdeno. En este contexto, existen antecedentes acerca del uso de metabisulfito, que hace factible la flotación a pH neutro en aguas salobres.

Por otra parte, en las plantas concentradoras existen pérdidas de cobre al estar contenido en partículas ultrafinas que no flotan y son arrastradas por las colas del proceso. Incrementar su recuperación, mediante un agente floculante podría mejorar la eficiencia del proceso.

En esta investigación se estudió el uso de metabisulfito sin y con goma guar como aditivo floculante, para incrementar la flotación de partículas ultrafinas de cobre y aumentar la recuperación de cobre/molibdeno, mediante pruebas flotación bajo distintas condiciones experimentales, haciendo énfasis en el uso de agua de mar. Las pruebas se llevaron a cabo en el laboratorio de Ingeniería civil en Minas de la UTFSM, mientras que las variables evaluadas corresponden a dosis de goma guar y metabisulfito de sodio, pH, tipo de agua, tiempo de aireación y tipo de mineral. Para evaluar el desempeño del proceso, se realizaron análisis de la ley de cobre, molibdeno y hierro, junto con análisis mineralógicos.

De acuerdo con los resultados obtenidos bajo las distintas condiciones aplicadas, el mejor desempeño en términos recuperación y ley de Cu se obtuvo con una dosis de 175 g t^{-1} de metabisulfito de sodio, a pH cercano a 6,3 generado a causa del efecto acidificante del mismo, sin la adición de un modificador de pH. Bajo estas condiciones, en agua de mar se obtuvo una recuperación de 93% y una ley de 7% de Cu, mientras que en agua destilada se alcanzó una recuperación de 90% y una ley de 13% de Cu.

Respecto al uso en conjunto de metabisulfito y goma guar, este último inhibió en cierta medida el efecto depresor sobre el Fe del metabisulfito, provocando además la depresión

del molibdeno. Por otro lado, el mejor resultado al hacer uso de ambos reactivos fue a pH 8,5 regulado con NaOH, en agua destilada con dosis de 175 g t^{-1} de metabisulfito y 100 g t^{-1} de goma guar, que generó una mejora con relación a la recuperación de Cu y depresión de Fe, pero disminuyó la recuperación de Mo.

Teniendo en cuenta los costos y la dosis de la cal necesaria en el proceso de flotación en comparación con los del metabisulfito, existe un margen económico razonable en el que este último puede transformarse en un sustituto desplazando el uso de cal y reduciendo los costos, aunque esto deber ser estudiado en cada caso de forma independiente, en mayor profundidad.

ABSTRACT

Due to the shortage of fresh water and its restrictions on use in the northern part of Chile, some mining companies have opted for the use of seawater in their flotation processes, due to its greater availability and lower cost. However, when used without desalination processes, some ions in the pulp produce a buffer effect, increasing lime consumption by raising the pH to 10, to achieve pyrite depression in the conventional process, also affecting copper recoveries /molybdenum.

In this context, there is background on the use of metabisulfite, which makes flotation at neutral pH feasible in brackish waters. On the other hand, in the concentrator plants there are losses of copper to be contained in ultrafine particles that do not float and are dragged by the process tails. Increase your recovery, using a flocculating agent could improve the efficiency of the process.

In this investigation, the use of metabisulfite without and with guar gum as a flocculant additive was studied to increase the flotation of ultrafine copper particles and increase the recovery of copper / molybdenum, by means of flotation tests under different experimental conditions, emphasizing the use of seawater. The tests were carried out in the UTFSM Civil Engineering in Mines Laboratory, while the variables evaluated correspond to doses of guar gum and sodium metabisulfite, pH, type of water, aeration time and type of mineral.

To evaluate the performance of the process, analyzes of the copper, molybdenum and iron grade were carried out, together with mineralogical analyzes. According to the results obtained under the different conditions applied, the best performance in terms of recovery and grade of Cu, was obtained with a dose of 175 g t^{-1} of sodium metabisulfite, at a pH close to 6,3 generated due to the effect acidifier thereof, without the addition of a pH modifier. Under these conditions, a recovery of 93% and a grade of 7% of Cu was obtained in seawater, while in distilled water a recovery of 90% and a grade of 13% of Cu was achieved.

With regard to the joint use of metabisulfite and guar gum, the latter inhibited to some extent the depressing effect on Fe of the metabisulfite, also causing molybdenum depression. On the other hand, the best result when using both reagents was at pH 8.5 regulated with NaOH, in distilled water with doses of 175 g t^{-1} of metabisulfite and 100 g t^{-1} of guar gum, which generated an improvement in relation to the recovery of Cu and

depression of Fe, but the recovery of Mo decreased. Taking into account the costs and dose of lime needed in the flotation process compared to those of metabisulfite, there is a reasonable economic margin in which the latter can be transformed into a substitute by displacing the use of lime and reducing costs, although This should be studied independently in each case, in greater depth.

ÍNDICE

AGRADECIMIENTOS	2
RESUMEN	3
ABSTRACT	5
ÍNDICE	7
ÍNDICE DE FIGURAS	9
ÍNDICE DE TABLAS	14
CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN	16
1.1 Definición del problema	17
1.2 Hipótesis	18
1.3 Objetivos	18
1.3.1 Objetivo general	18
1.3.2 Objetivos específicos	18
CAPÍTULO 2: ANÁLISIS CRÍTICO DEL ESTADO DEL ARTE	19
2.1 Conceptos básicos	19
2.1.1 Flotación de minerales	19
2.1.2 Potencial zeta	19
2.1.3 Óptimo global técnico – económico	20
2.1.4 Formación de interfase pulpa espuma	21
2.1.5 Cinética de flotación de minerales	21
2.2 Características físico-químicas del agua de mar	23
2.2.1 Composición química del agua de mar	23
2.3 Efecto “buffer”	24
2.3.1 Formación de precipitados	25
2.4 Uso de agua de mar en los procesos de flotación de minerales	27
2.4.1 Consumo de cal.	28
2.4.2 Flotación de molibdenita	30
2.4.3 Flotación de sulfuros de cobre	32
2.4.4 Coalescencia de burbujas	34
2.4.5 Espesor de la capa de espuma	35
2.5 Depresores de pirita	36
2.5.1 Depresores inorgánicos	37
2.5.2 Depresores orgánicos	47

2.5.3	Colectores selectivos para sulfuros de cobre	51
CAPÍTULO 3:	METODOLOGÍA EXPERIMENTAL	54
3.1	Análisis complementarios.	55
3.1.1	Medición de J_g y estimación de S_b	55
3.1.2	Efecto del metabisulfito de sodio sobre la modificación de pH y potencial redox	55
3.2	Caracterización de muestras	55
3.2.1	Muestras iniciales	55
3.2.2	Muestras finales	56
3.3	Pruebas de flotación batch a escala de laboratorio	58
CAPÍTULO 4:	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	61
4.1	Cálculo de J_g y estimación de S_b	61
4.2	Efecto del metabisulfito de sodio sobre el pH y Eh	62
4.3	Caracterización de muestras iniciales	63
4.3.1	Gravedad específica	63
4.3.2	Distribución granulométrica	64
4.3.3	Leyes de cobre, molibdeno y hierro	65
4.4	Resultados de pruebas de flotación de las variables críticas	65
4.4.1	Pruebas de flotación con relave de MT	65
4.4.2	Pruebas de flotación con mineral de CMDIC	73
4.4.3	Resumen y discusión	84
4.5	Resultados de pruebas de cinética de flotación	87
4.6	Caracterización mineralógica de muestras	91
CAPÍTULO 5:	ANÁLISIS ECONÓMICO	95
CAPÍTULO 6:	CONCLUSIONES	98
4.7	Recomendaciones	99
CAPÍTULO 7:	BIBLIOGRAFÍA	101
ANEXOS		105

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1. Representación del fenómeno de doble capa eléctrica	20
Figura 2.2. Óptimo global técnico económico	20
Figura 2.3. Efecto de la velocidad superficial del área de burbuja sobre el proceso de flotación(Yianatos, 2005).	21
Figura 2.4. Esquema de la composición del agua de mar(Dickson, 2010)	24
Figura 2.5. Diagrama de especiación del calcio (Uribe Vélez, 2017)	26
Figura 2.6. Diagrama de especiación del magnesio(Uribe Vélez, 2017)	26
Figura 2.7. Esquema de las estaciones de captación y bombeo de agua de mar en minera Centinela(Gaete, 2014)	28
Figura 2.8. Consumo de cal para ajustar el pH en pulpas de mineral y agua de mar(Morales Ampuero, 2017)	29
Figura 2.9. Efecto de la dilución del agua de mar en el consumo de cal necesitado para ajustar el pH en la flotación de minerales de cobre sulfurado(Castro, 2018)	29
Figura 2.10. Consumo de cal anual de diez diferentes plantas concentradoras	30
Figura 2.11. Efecto de la adición de cal sobre la concentración de iones Ca^{2+} y Mg^{2+} en agua de mar (Laskowski et al., 2018)	31
Figura 2.12. Recuperación en flotación rougher de Cu y Moa escala de laboratorio, con pH ajustado por cal (Cp 35%)(Castro, 2018)	31
Figura 2.13. Efecto de la salinidad en la flotación de calcosina en una celda de microflotación Partridge – Smith como función del % de mezcla de agua de mar y agua destilada, a pH 8,3 en la presencia de IsopX (5 y 10 ppm) y MIBC (15ppm)	33
Figura 2.14. Tamaño de burbuja Sauter en función del % de dilución del agua de mar, a diferentes concentraciones de MIBC (Castro, 2018)	35
Figura 2.15. Espesor de la capa de espuma para un mineral de cobre flotado con MX-707 (tionocarbamato 26 g ton^{-1}); MX-945 promoter (21 g ton^{-1}); MIBC (21 g ton^{-1}) en aguas con diferentes contenidos de iones (Castro, 2018)	36
Figura 2.16. Recuperación en función del potencial de calcosina (Cu_2S), bornita (Cu_2FeS_4), calcopirita (CuFeS_2) y pirita (FeS_2) a pH 9,2. $[\text{EX}]=1,44 \cdot 10^{-5} \text{ M}$ para calcosina y $2 \cdot 10^{-5} \text{ M}$ para los otros minerales sulfurados (Mu et al., 2016)	39
Figura 2.17. Modelo de interacción galvánica entre calcopirita y pirita.	40

Figura 2.18. Efecto de la concentración de metabisulfito de sodio y sulfito de sodio sobre el pH, en soluciones preparadas con agua destilada y agua de mar (Uribe Vélez, 2017)	45
Figura 2.19. Mediciones de potencial redox (Eh) de soluciones de metabisulfito desodio y sulfito de sodio preparadas en agua destilada y agua de mar (ENH) (Uribe Vélez, 2017)	45
Figura 2.20. Mecanismos de interacción posibles de polímeros orgánicos con la superficie de minerales: (1) atracción electroquímica, (2) interacciones hidrofóbicas, (3) puente de hidrógeno y (4) interacciones químicas (Mu et al., 2016)	48
Figura 2.21. Co-adsorción de polisacáridos y dixantógeno sobre la superficie de pirita (Mu et al., 2016)	49
Figura 2.22. Unidad estructural de goma guar (Mu et al., 2016)	50
Figura 2.23. Estructura química de MBT (izquierda) y DTP (derecha) (Day et al., 2002)	52
Figura 2.24. Estructura química de IPETC (izquierda) y IBECTC (derecha) (Day et al., 2002)	52
Figura 2.25. Esquema del complejo superficial de Cu-IPECTC (Day et al., 2002)	53
Figura 3.1. Diagrama de metodología experimental	54
Figura 4.1. Etapa de aireación sin la adición de reactivos con mineral de CMDIC. flujo de aire 6 L min^{-1} ; agitación 1300 rpm. a) agua destilada y b) agua de mar	62
Figura 4.2. Efecto de la dosis de metabisulfito de sodio sobre el pH y el Eh en una pulpa preparada con relave de MT con un 30% de sólidos en agua destilada. Potencial redox Eh (ENH)	63
Figura 4.3. Distribución granulométrica del relave de MT	64
Figura 4.4. Distribución granulométrica del mineral de CMDIC	64
Figura 4.5. Gráficos de Recuperación vs Ley: a) Recuperación másica vs Ley de cobre; b) Cu; c) Mo; d) Fe. Pruebas de flotación con relave de MT. Cada letra corresponde a una condición aplicada según la Tabla 4.6	67
Figura 4.6. Efecto de la dosis de Goma Guar sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones:	

- pH 10; Dosis de MBS 0 g t⁻¹; Tiempo de aireación 0 min; Agua destilada. Pruebas B, A y C. Alimentación relave de MT 68
- Figura 4.7. Efecto del pH sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: Goma Guar 100 g t⁻¹; MBS 0 g t⁻¹; Agua destilada; Tiempo de aireación 0 min. Pruebas D y A. Alimentación relave de MT 70
- Figura 4.8. Efecto de la dosis de Metabisulfito sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH 8,5 ajustado con NaOH; goma guar 100 g t⁻¹; tiempo de aireación 20 min excepto en los casos sin adición de MBS; agua de mar. Pruebas con relave de MT 71
- Figura 4.9. Efecto de la dosis de Goma Guar sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH 8,5 ajustado con NaOH; MBS 175 g·t⁻¹; Tiempo de aireación 20 min; Agua de mar. Pruebas F y K. Alimentación relave de MT 72
- Figura 4.10. Gráficos de Recuperación vs Ley. a) Recuperación másica vs Ley de cobre; b) Cu; c) Mo; d) Fe. Pruebas de flotación con mineral de CMDIC. Cada letra corresponde a una condición según la Tabla 4.9 75
- Figura 4.11. Efecto de la dosis de MBS sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH 10,0 ajustado con NaOH; goma guar 100 g t⁻¹; agua destilada. Pruebas J y H. Con mineral de CMDIC 77
- Figura 4.12. Efecto de la dosis de goma Guar sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe: pH 10,0 ajustado con NaOH; MBS 175 g t⁻¹; agua destilada. Pruebas K y H. Con mineral de CMDIC 78

Figura 4.13. Efecto del pH sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe: Ajuste de pH con NaOH; MBS 175 g t ⁻¹ ; agua destilada; goma guar 100 g t ⁻¹ . Pruebas I y H. Con mineral de CMDIC	79
Figura 4.14. Efecto del pH sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH ajustado con NaOH, excepto a 6,17 (agua destilada) y 6,38 (agua de mar) sin adición; goma guar 0 g t ⁻¹ ; MBS 175 g t ⁻¹ . Pruebas P,E,B, F y Q,L, K. Con mineral de CMDIC	80
Figura 4.15. Efecto de la dosis de MBS sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH 8,5 ajustado con NaOH; goma Guar 0 g t ⁻¹ ; agua de mar. Pruebas A, B, C, D y E. Con mineral de CMDIC	82
Figura 4.16. Efecto de la dosis de Goma Guar sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH 8,5 con NaOH; MBS 175 g t ⁻¹ ; agua de mar. Pruebas B, G, N y O. Con mineral de CMDIC	83
Figura 4.17. Resultados de pruebas de cinética de flotación, con mineral de CMDIC en agua de mar y agua destilada, y con relave de MT en agua de mar. La simbología se muestra en b). a) Corresponde a la cinética másica, b) cinética del Cu, c) cinética del Mo y d) cinética del Fe	89
Figura 4.18. Aporte de Fe por parte de las especies mineralógicas en la alimentación y la cola de la prueba de cinética de flotación en agua de mar con relave de MT	92
Figura 4.19. Aporte de Cu y Fe por parte de las especies mineralógicas en la alimentación y la cola, de la prueba de cinética de flotación en agua de mar con mineral de CMDIC	93
Figura 5.1. Rango de consumo anual promedio de cal y metabisulfito en el proceso de flotación de minerales de Cu	95
Figura 5.2. Rango de costos de la cal y el metabisulfito en el mercado	96

Figura 5.3. Rango de costos de procesamiento en flotación utilizando cal y metabisulfito

96

- Figura 0.1. Flotación rougher a escala de laboratorio en solución NaCl 0.01 M. (Celda de microflotación, KAX 25 mg L⁻¹, MIBC 7 mg L⁻¹, MBS 2 mg L⁻¹, mineral 1 g y solución 140 mL) (Uribe Vélez, 2017) 114
- Figura 0.2. Flotación rougher en agua de mar a escala de laboratorio en solución NaCl 0.01 M. (Celda de micro flotación, KAX 25 mg L⁻¹, MIBC 7 mg L⁻¹, MBS 2 mg L⁻¹, mineral 1 g y solución 140 mL) (Uribe Vélez, 2017) 114
- Figura 0.3. Evaluación del efecto del MBS en la flotación de Cu a escala de laboratorio. (MX7017 5 g t⁻¹, Diesel 5 g t⁻¹, TX15216 g t⁻¹, MIBC 15 g t⁻¹, mineral 1.600 g, pulpa 4.000 mL, pH 8,5 ajustado con CaO) (Soto Contreras, 2017) 115
- Figura 0.4. Evaluación del efecto del MBS en la flotación de Mo a escala de laboratorio. (MX7017 5 g t⁻¹, Diesel 5 g t⁻¹, TX15216 g t⁻¹, MIBC 15 g t⁻¹, mineral 1.600 g, pulpa 4.000 mL, pH 8,5 ajustado con CaO) (Soto Contreras, 2017) 115
- Figura 0.5. Evaluación del efecto del MBS en la flotación de Fe a escala de laboratorio. (MX7017 5 g t⁻¹, Diesel 5 g t⁻¹, TX15216 g t⁻¹, MIBC 15 g t⁻¹, mineral 1.600 g, pulpa 4.000 mL, pH 8,5 ajustado con CaO) (Soto Contreras, 2017) 116
- Figura 0.6. Separación de Cu y FeS₂ a pH 8,5 y 9,0 ajustado con CaO sin y con MBS de Na. 3926 20 g t⁻¹, 3418^a 5 g t⁻¹, MIBC 15 g t⁻¹, MBS de Na 25 g t⁻¹, mineral 1.600 g t⁻¹, pulpa 4.000 mL (Morales Ampuero, 2017) 116
- Figura 0.7. Efecto de la dosis de goma guar en prueba de microflotación de calcopirita con 30% de caolinita en agua dulce (izquierda) y agua de mar (derecha). XAK 25 mg L⁻¹; MIBC 20 mg L⁻¹; Ajuste de pH con cal (Jeldres, 2017) 117

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 Modelos cinéticos de flotación	22
Tabla 2.2. Composición del agua de mar según diferentes fuentes bibliográficas	23
Tabla 2.3. Consumo de cal para ajustar el pH en pulpas de mineral y agua de mar (Morales Ampuero, 2017)	30
Tabla 2.4. Potenciales de reposo de minerales sulfurados (Cheng & Iwasaki, 1992)	40
Tabla 3.1. Parámetros de las pruebas de flotación rougher.	60
Tabla 4.1. Parámetros relacionados con el flujo de aire	62
Tabla 4.2. Gravedad específica de muestras iniciales	63
Tabla 4.3. Leyes de Cu, Mo y Fe del relave de MT y del mineral de CMDIC	65
Tabla 4.4. Resultados experimentales de la prueba B	65
Tabla 4.5. Error asociado a las recuperaciones y leyes de pruebas con relave de MT	66
Tabla 4.6. Pruebas de flotación de barrido de variables con relave de MT	66
Tabla 4.7. Resultados experimentales del ensayo M	73
Tabla 4.8. Error asociado a las recuperaciones y leyes de pruebas con mineral de CMDIC	73
Tabla 4.9. Prueba de flotación de barrido de variables con mineral de CMDIC	74
Tabla 4.10. Condiciones de pruebas de cinéticas de flotación	87
Tabla 4.11. Parámetros de ajuste del modelo García Zúñiga en las pruebas de cinética de flotación	88
Tabla 4.12. Condiciones de planta concentradora de CMDIC	90
Tabla 4.13. Especies de Fe en el relave de MT en la alimentación y la cola de la prueba de cinética de flotación	91
Tabla 4.14. Especies de Cu en el mineral de CMDIC en la alimentación y la cola de la prueba de la cinética de flotación	92
Tabla 4.15. Especies de Fe en el mineral de CMDIC en la alimentación y la cola de la prueba de la cinética de flotación	93
Tabla 5.1. Diferencia de costos de reactivos entre el uso de cal y el uso de metabisulfito	97
Tabla 0.1. Parámetros operacionales aplicados en la bibliografía estudiada	112
Tabla 0.2. Mineras que hacen uso de agua de mar en Chile (Montes & Cantallopts, 2018)	118

Tabla 0.3. Composición de muestras iniciales obtenida a partir de análisis mineralógico por difracción de rayos X (DRX)	119
Tabla 0.4. Análisis de elementos asociado a la determinación de especies por difracción de rayos X	120

CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN

El cambio climático, el crecimiento de la población, la expansión de la infraestructura urbana y el uso de agua a nivel industrial influyen en la disponibilidad y calidad de este recurso natural.

Si bien el uso del agua en la industria minera representa solo el 3% del suministro de agua de Chile, muchas de las concesiones y operaciones mineras se ubican en zonas donde la escasez de agua dulce es un factor limitante para el desarrollo regional. En este contexto, el principal consumo en la minería del cobre se da en el proceso de concentración de minerales sulfurados y debido a la disminución de las leyes de los yacimientos, este consumo ha ido en aumento debido a la mayor cantidad de tonelaje a procesar para producir la misma cantidad de cobre (Montes & Cantallopets, 2018).

Ante la alta demanda de agua dulce, como medida en respuesta a su caída en las zonas desérticas del país, la dirección general de aguas aumentará las zonas de prohibición para la extracción de este recurso de 30 a 70 (Blomberg, 2019). La búsqueda de opciones para enfrentar la estrechez hídrica ha llevado a las empresas a privilegiar la construcción de plantas desalinizadoras y/o hacer uso de agua de mar directamente en los procesos. Sin embargo, una nueva planta desalinizadora con sistemas de bombeos y cañería puede tener fácilmente un costo de capital que excede los 500 millones de dólares, con altos costos operacionales. Además, el impacto de la alta salinidad del agua de mar sobre los procesos de molienda, flotación, lixiviación y electro-obtención pueden no ser favorables para algunos tipos de minerales debido a problemas como alta densidad, viscosidad y efecto buffer, por lo que estos procesos deben ser modificados (Gorain, 2016).

La necesidad de encontrar una alternativa al uso de la cal o cianuro, en el proceso de flotación convencional de minerales de cobre con minerales complejos y el uso de agua de mar, motivan a plantear esta investigación, donde se estudiará el uso de metabisulfito de sodio y goma guar, en este proceso haciendo énfasis en el uso de agua de mar.

1.1 Definición del problema

Debido a la escasez de agua dulce, en las zonas mineras del norte de Chile y al alto consumo de agua requerido por las concentradoras, correspondiente a $0,45 \text{ m}^3 \text{ t}^{-1}$ de mineral, se ha forzado el empleo de agua de mar en procesos metalúrgicos. Si bien esta, posee varias ventajas como disponibilidad, costo de adquisición y facilitación de permisos medioambientales, también posee desventajas como una alta inversión inicial y mala calidad para los procesos de flotación. Esto último se debe a su composición, principalmente por su contenido de iones de calcio y magnesio, que afectan la recuperación de cobre y molibdeno, junto con la depresión de pirita. Por otro lado, también produce efecto buffer aumentando el consumo de cal al ajustar el pH a los valores de operación convencionales.

Para resolver estos problemas se plantean tres tipos soluciones:

- Aplicación de distintos procedimientos de purificación de agua de mar
- Redefinición de pH de flotación en etapas rougher y cleaner
- Introducción de nuevos reactivos depresores de pirita (alternativos a la cal) como metabisulfito (Castro, 2013)

En este contexto la empresa productora de cal, Soprocal Calerías e Industrias S.A, planteó la necesidad de realizar un estudio para conocer la eficiencia del metabisulfito de sodio, en procesos de flotación de minerales sulfurados de cobre y así, evaluar comercializarlo en el futuro, aumentando su oferta de productos químicos.

Otro problema a abordar en este trabajo corresponde a la pérdida de cobre al encontrarse contenido en partículas finas que no flotan y son arrastradas por las colas del proceso de flotación. Para ello, se estudiará el uso de goma guar, con el fin de flocular estas partículas y favorecer su recuperación.

1.2 Hipótesis

Es posible aumentar la recuperación de cobre y sus subproductos en agua de mar utilizando metabisulfito de sodio y goma guar.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

Validar experimentalmente el uso de metabisulfito de sodio sin y con goma guar, para incrementar la flotación de partículas de cobre y así, aumentar la recuperación del concentrado.

1.3.2 Objetivos específicos

- A. Evaluar distintas condiciones experimentales dentro del proceso de flotación, haciendo uso de metabisulfito de sodio y/o goma guar e identificar, aquellas que generen las condiciones fisicoquímicas más eficientes para maximizar la recuperación y concentración de cobre/ molibdeno, haciendo énfasis en el uso de agua de mar.
- B. Estudiar la cinética de flotación del mineral, haciendo uso de las condiciones más eficientes en términos de recuperación y concentración, de cobre y molibdeno encontradas previamente.
- C. Analizar los mejores resultados obtenidos en los experimentos y contrastarlos con los indicados en la literatura especializada, para identificar los fenómenos físico-químicos asociados a la química de estos reactivos.

CAPÍTULO 2: ANÁLISIS CRÍTICO DEL ESTADO DEL ARTE

2.1 Conceptos básicos

2.1.1 Flotación de minerales

La flotación es un proceso fisicoquímico que tiene por objetivo la separación de partículas de mineral valiosas de aquellas sin interés. Este proceso consiste en adherir selectivamente burbujas de gas, comúnmente aire, a partículas valiosas hidrofóbicas mantenidas en suspensión en medio acuoso, que luego son colectadas en un flujo de concentrado rico en el elemento de interés. Mientras que, las partículas hidrofílicas sin valor comercial son arrastradas al flujo de descarte conocido como relave o cola.

2.1.2 Potencial zeta

Producto de las etapas de reducción de tamaño, se rompen enlaces químicos del mineral quedando cargas eléctricas expuestas. Estas cargas al estar en medio acuoso hacen que los iones presentes en solución se desplacen y acomoden para alcanzar el equilibrio eléctrico. En la superficie del mineral, se genera una capa de contra iones, con carga contraria a la de la superficie, conocida como capa de Stern. A continuación, se produce una capa de iones difusa, compuesta por contra iones atraídos por la carga de la superficie del mineral, pero a su vez repelidos por la capa de Stern, y por co - iones, con la misma carga que la superficie del mineral, que ayudan a compensar la carga de los contraiones y aumentan su concentración a medida que aumenta su distancia a la superficie del mineral. Luego de la capa de iones difusa existe un límite, conocido como plano de deslizamiento, desde aquí, los iones en solución no se desplazan junto a la partícula. El potencial eléctrico en el plano de deslizamiento se conoce como potencial zeta (ver Figura 2.1). Su importancia en el proceso de flotación radica en que a través de su valor se pueden definir condiciones operacionales como el tipo de colector (ejemplo: aniónico o catiónico) y pH dado que el potencial zeta, depende de la concentración de protones (Zeta-meter, s. f.).

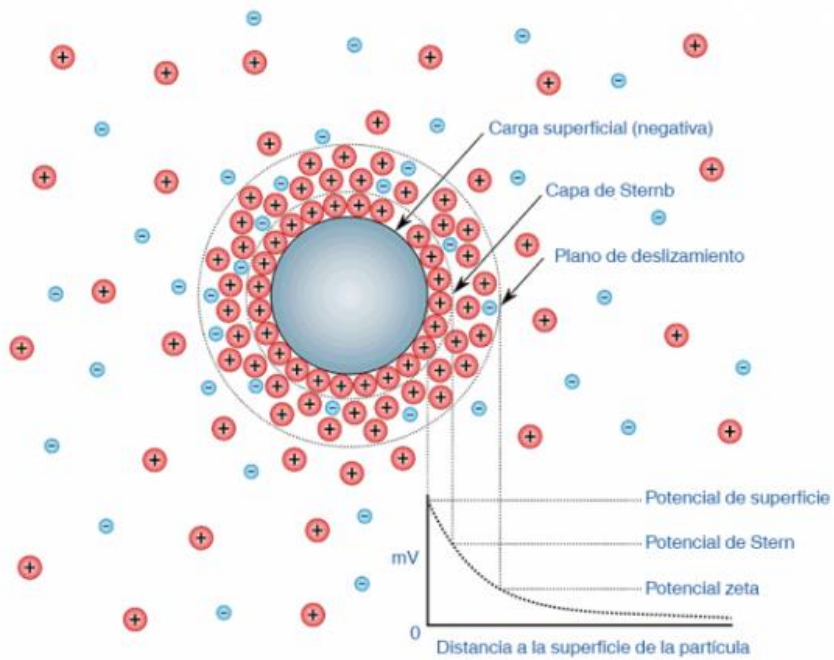


Figura 2.1. Representación del fenómeno de doble capa eléctrica

2.1.3 Óptimo global técnico – económico

En el proceso de flotación se busca maximizar la ley y la recuperación metalúrgica del mineral de interés. Sin embargo, estos parámetros se relacionan de manera inversa (ver Figura 2.2) por lo que se debe optar por un óptimo técnico económico. Debido a esto, en los circuitos del proceso existen etapas para mejorar la recuperación (rougher y scavenger) y etapas para mejorar la concentración (cleaner) (Gutierrez, 2011).

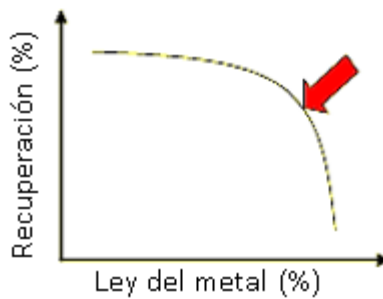


Figura 2.2. Óptimo global técnico económico

2.1.4 Formación de interfase pulpa espuma

Existe un estrecho compromiso, entre el tamaño de burbuja y la velocidad superficial de gas (J_g), para crear la interfase pulpa-espuma y así cumplir con el transporte de masa a través de esta interfase. El rango típico de tamaño medio de burbuja (d_{32}) en celdas mecánicas y columnas es de 1-1,5 [mm], mientras la velocidad superficial del gas de 1-1,6 $\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$ en celdas mecánicas y 1,5 - 2,2 $\text{cm}\cdot\text{s}^{-1}$ en columnas.

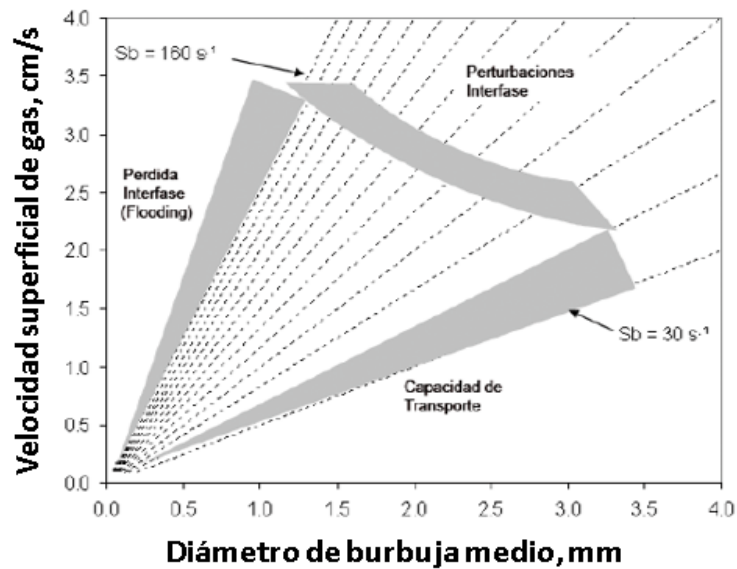


Figura 2.3. Efecto de la velocidad superficial del área de burbuja sobre el proceso de flotación (Yianatos, 2005).

La Figura 2.3, muestra los valores de flujo superficial de área de burbuja (S_b) reportados en la industria. Se ha encontrado que valores de S_b sobre 160s^{-1} se pierde la interfase pulpa espuma definida, provocando la inundación de la celda. En el caso contrario, bajo el valor de la recta de S_b de 30s^{-1} , se reporta una pérdida de la capacidad de transporte y baja remoción de la espuma. Finalmente, para valores de diámetro de burbuja superiores a 2,8 mm y velocidades superficiales de gas, superiores a $2,7\text{ cm s}^{-1}$ se reportaron perturbaciones en la interfase, previo a la inundación de la celda (Yianatos, 2005).

2.1.5 Cinética de flotación de minerales

La cinética, determina la recuperación y la selectividad que se puede alcanzar en el proceso de flotación. Esta representa la velocidad de producción de concentrado y permite el cálculo de equipos de flotación y el diseño de arreglo de circuitos (Yianatos,

2005). Las diferentes partículas, caracterizadas según su especie, tamaño y grado de liberación, pasan a ser parte o no del concentrado, como resultado de las condiciones de operación en la flotación. A su vez, las partículas son recuperadas con diferentes velocidades, fundamentalmente relacionadas con sus probabilidades de flotación. La velocidad de flotación de las partículas se expresa a través de modelos matemáticos. Para el caso de la flotación batch a nivel de laboratorio, en la Tabla 2.1 se presentan algunos modelos (Ramlall & Loveday, 2015).

Tabla 2.1 Modelos cinéticos de flotación

García Zúñiga	$R = R_{\max}(1 - e^{-kt})$
Klimpel	$R = R_{\max} \left[1 - \frac{1}{K_{\max}t} (1 - e^{-K_{\max}t}) \right]$
Klimpel segundo orden	$R = R_{\max} \left[1 - \frac{1}{K_{\max}t} \ln(1 + K_{\max}t) \right]$
Kelsall modificado	$R = R_{\text{rápida}}(1 - e^{-k_{\text{rápida}}t}) + R_{\text{lenta}}(1 - e^{-k_{\text{lenta}}t})$
	$R_{\max} = R_{\text{rápida}} + R_{\text{lenta}}$

Donde:

R_{\max} : Máxima recuperación de mineral flotable

$R_{\text{rápida}}$: Máxima recuperación de mineral de flotación rápida

R_{lenta} : Máxima recuperación de mineral de flotación lenta

k : Velocidad de flotación del mineral (min^{-1})

$k_{\text{rápida}}$: Velocidad de flotación para minerales de flotación rápida

k_{lenta} : Velocidad de flotación para minerales de flotación lenta

t : Tiempo (min)

R : Recuperación en el tiempo t

El uso de pruebas batch a escala en el laboratorio brinda la posibilidad de explorar diferentes opciones de una manera relativamente fácil, rápida y económica. Además, por medio de la constante cinética a través de métodos de escalamiento es posible estimar la cinética a nivel industrial (Boeree, 2014).

2.2 Características físico-químicas del agua de mar

2.2.1 Composición química del agua de mar

El agua de mar tiene una composición bien definida, posee un contenido de sales alrededor del 3,5% en peso, pero varía ligeramente entre diferentes lugares. Los iones de sodio y cloruro contribuyen aproximadamente al 86% del total de la salinidad del agua de mar. Mientras que algunos de los principales iones secundario son el sulfato ($2,7 \text{ g Kg}^{-1}$), magnesio ($1,29 \text{ g Kg}^{-1}$), calcio ($0,42 \text{ g Kg}^{-1}$), bicarbonato ($0,145 \text{ g Kg}^{-1}$) y borato ($0,027 \text{ g Kg}^{-1}$).

Tabla 2.2. Composición del agua de mar según diferentes fuentes bibliográficas

	Concentración de iones (mg L^{-1})		
	(Morales Ampuero, 2017)	(Soto Contreras, 2017)	(Gorain, Jiang, Mitchell, & Kondos, 2016)
Cloruro	21.078	19.345	20.738
Sodio	10.376	10.755	12.060
Sulfato	2.656	2.701	2.890
Magnesio	1.161	1295	1.297
Calcio	579	416	426
Potasio	382	390	414
Bicarbonato	148	145	70
Bromuro	82	66	
Borato		27	
Estroncio	8	13	
Fluoruro	4	1	
Hierro			<0,10

El agua de mar siempre está compuesta de los mismos tipos de sales y ellas siempre están en la misma proporción entre unas y otras (incluso si la salinidad es diferente). En la

Tabla 2.2, se muestra el contenido de iones del agua de mar recopilada de diversas fuentes bibliográficas, mientras que en la Figura 2.4 se muestra un esquema de su composición (Castro, 2018).

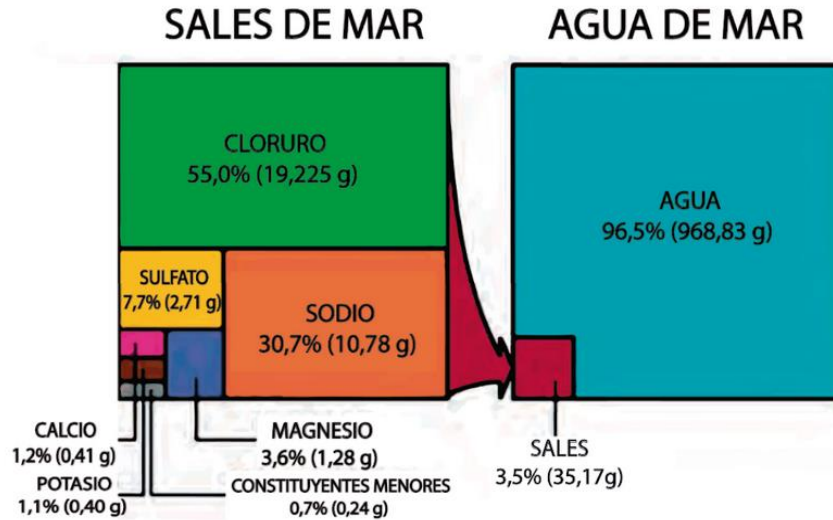
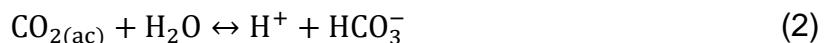


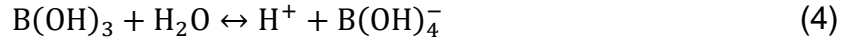
Figura 2.4. Esquema de la composición del agua de mar(Dickson, 2010)

2.3 Efecto “buffer”

El efecto buffer o tampón corresponde a la resistencia que opone una solución a cambios bruscos de pH al añadir un ácido o una base. El pH del agua de mar varía entre 7,8-8,2. Este es dependiente de la temperatura, la salinidad y la presión parcial del CO₂ en la atmósfera. El agua de mar corresponde a una solución buffer dado su contenido de sales de ácidos débiles, correspondientes a ácidos carbónico y bórico que participan en el efecto tampón. La contribución más significativa a este efecto proviene del equilibrio del dióxido de carbono. La serie de reacciones químicas que representan este fenómeno corresponden a (1) disolución de dióxido de carbono gaseoso, (2) formación de ion bicarbonato y (3) formación del ion carbonato.



Por su parte, en un menor grado la reacción (4) de disociación del ácido bórico y de la auto ionización del agua (5), también contribuyen al efecto buffer (Dickson, 2010).



Ante un incremento de pH se reduce la presencia de iones H^+ , por lo que el sistema reaccionará compensando el equilibrio. El dióxido de carbono (CO_2) reacciona con agua para formar ácido carbónico (H_2CO_3), que a su vez se disocia rápidamente para formar un ion bicarbonato (HCO_3^-) y un ion hidrógeno (H^+) ($\text{p}K_{a1}=6,35$) según la reacción (2). A continuación, en una segunda etapa el ion HCO_3^- se disocia formando un ion carbonato (CO_3^{2-}) y un ion hidrógeno (H^+) ($\text{p}K_{a2}=10,23$) según la reacción (2). Por lo tanto, cuando el CO_2 se disuelve en agua de mar, esta se vuelve más ácida.

El $\text{p}K_a$ es una magnitud que cuantifica la tendencia que tienen las moléculas a disociarse en solución acuosa, liberando protones y corresponde a $-\log[K_a]$, en donde K_a es la constante de acidez. A valores de $\text{p}K_a$ más bajos, el poder acidificante de la reacción es más grande. Por lo tanto, en la disolución del dióxido de carbono, la disociación del ácido carbónico con menor $\text{p}K_a$ disminuye el pH en mayor medida que la disociación del bicarbonato.

En el rango de pH alcalino, la concentración del ion carbonato incrementa con el incremento de pH. El agua de mar posee aproximadamente 2,8 veces más bicarbonato que el agua fresca (Castro, 2018).

2.3.1 Formación de precipitados

Un aspecto importante que debe considerarse con el uso de agua de mar, es la formación de precipitados, producto de la hidrólisis de cationes de calcio y magnesio, que pueden resultar perjudiciales para la flotación de minerales de Cu/Mo. El agua de mar se puede considerar una solución 0,6 M de NaCl, que contiene $1,3 \text{ g L}^{-1}$ de Mg^{2+} y $0,4 \text{ g L}^{-1}$ de Ca^{2+} . Este contenido de magnesio equivale a $5,3 \cdot 10^{-2} \text{ M}$ y al reemplazarlo en la ecuación (1), del producto de solubilidad de hidróxido de magnesio y despejando el término restante.

$$K_{ps} = [5,3 \cdot 10^{-2}][5,3 \cdot 10^{-2}]^2 = 1,2 \cdot 10^{-11} \quad (1)$$

Luego, se obtiene una concentración de iones hidroxilos de $1,5 \cdot 10^{-5} \text{ M}$ que equivale a un pH igual a 9. Por lo tanto, en valores de $\text{pH} > 9$ el Mg(OH)_2 comenzará a precipitar. Esto se refleja en el diagrama de especiación del magnesio (Figura 2.6).

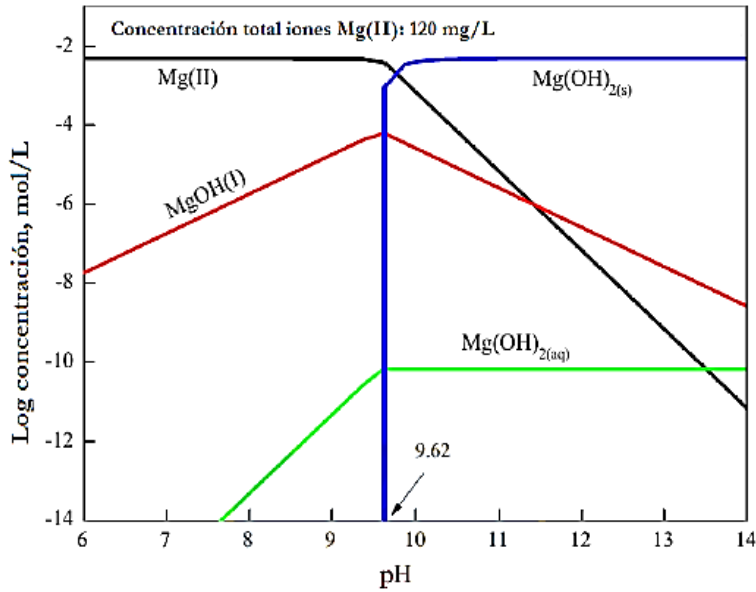


Figura 2.6. Diagrama de especiación del magnesio (Uribe Vélez, 2017)
 El mismo análisis, se puede replicar para el hidróxido de calcio que posee un producto de solubilidad K_{ps} , igual a $5,5 \cdot 10^{-6}$. De acuerdo con el diagrama de especiación del calcio (Figura 2.5), su precipitación comienza a pH 12,5 (Laskowski & Castro, 2017).

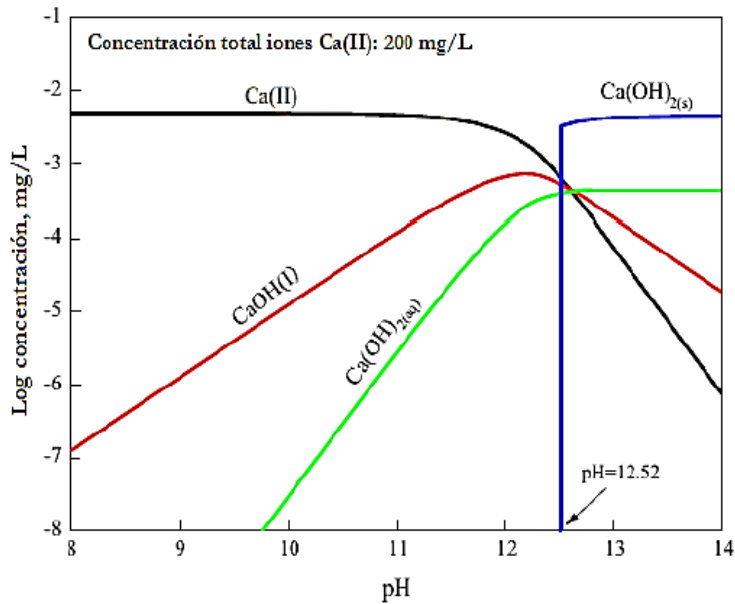
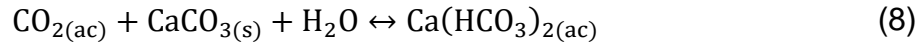
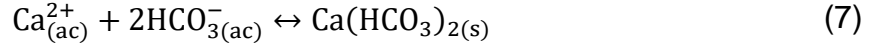


Figura 2.5. Diagrama de especiación del calcio (Uribe Vélez, 2017)
 Por otro lado, los equilibrios de precipitación de carbonato de calcio (reacción (6)) y bicarbonato de calcio (reacción (7)) también se hacen presentes ante cambios de pH, en conjunto con las reacciones (8) y (9) (Castro, 2018).



2.4 Uso de agua de mar en los procesos de flotación de minerales

El agua de mar ha sido considerada de baja calidad para procesos de flotación de minerales de Cu/Mo. Su alta salinidad y baja recuperación de algunas especies de valor como calcosina, covelina y molibdenita entre otros, han obstaculizado su aplicación en los procesos de flotación. Sin embargo, también presenta algunas ventajas y se ha utilizado por décadas en Chile para flotar minerales de cobre. Inicialmente su uso se restringió a pequeñas plantas de flotación ubicadas en el litoral. El primer caso en Chile, que reportó el uso de agua de mar en minería, alude a Minera Tocopilla que flotaba exclusivamente sulfuros de cobre (Millán, 2006). Posteriormente, Carolina de Michillas y Las Luces, han hecho uso de este recurso por muchos años a escala de mediana minería. Luego en el 2011, la primera minera en producir a gran escala (tonelaje $>100 \text{ kt}\cdot\text{día}^{-1}$) fue Minera Esperanza (ahora Centinela; propiedad de Antofagasta Minerals), ubicada a 150 km de la costa y a 2.600 m.s.n.m., asumiendo los costos de captación y bombeo (Castro, 2018), con una inyección de agua a la planta concentradora de 700 L s^{-1} (Gaete, 2014).

En la Figura 2.7 se muestra un esquema de la estaciones de captación y bombeo de Minera Centinela. Más tarde en el 2014, también lo haría la planta concentradora de Sierra Gorda (KGHM), ubicada a una altura y distancia similar de la costa.

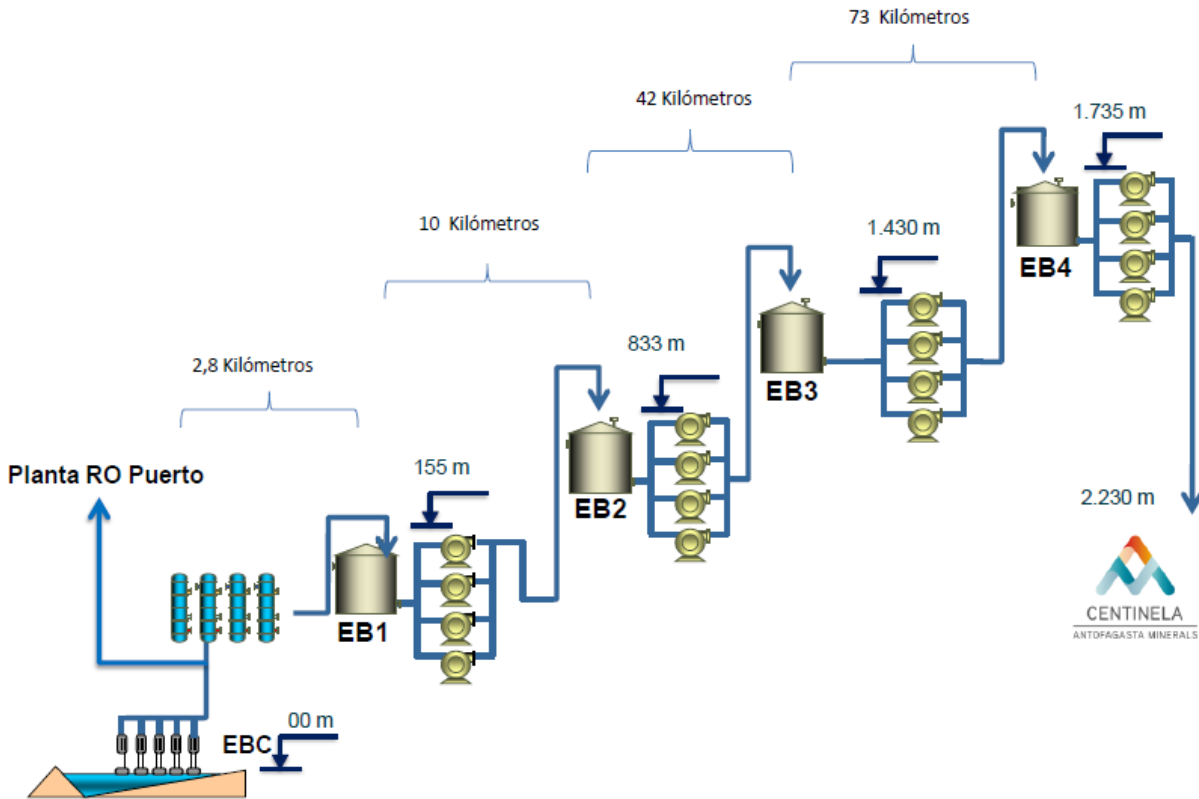


Figura 2.7. Esquema de las estaciones de captación y bombeo de agua de mar en minera Centinela (Gaete, 2014)

2.4.1 Consumo de cal.

De acuerdo con el comportamiento químico descrito previamente, el consumo de cal de pulpas de minerales de Cu preparadas con agua de mar, necesario para alcanzar pH 10, está por sobre 8 veces a los procesos que utilizan agua fresca, esto se ve reflejado en la Figura 2.8 . La alta demanda de cal se explica por dos factores: 1) la capacidad buffer del par bicarbonato/ácido carbónico, y 2) las reacciones de precipitación de hidróxido de magnesio y carbonato de calcio (Castro, 2018).

Por otro lado, en la Figura 2.9 se muestra como varía el consumo de cal en función del pH, en agua de mar y en pulpas preparadas con agua de mar de un mineral y un concentrado, ambas con un 20% de sólidos. Del gráfico se tiene que, el consumo de cal se dispara en dos ocasiones, sobre pH 9,7 y luego sobre pH 11. Además, se requiere un consumo de cal de $6,92 \text{ g kg}^{-1}$ para alcanzar un pH de 10,5 con la pulpa de mineral. En la Tabla 2.3, se muestra un resumen del consumo de cal, bajo distintos niveles de pH bajo las condiciones estudiadas en (Morales Ampuero, 2017).

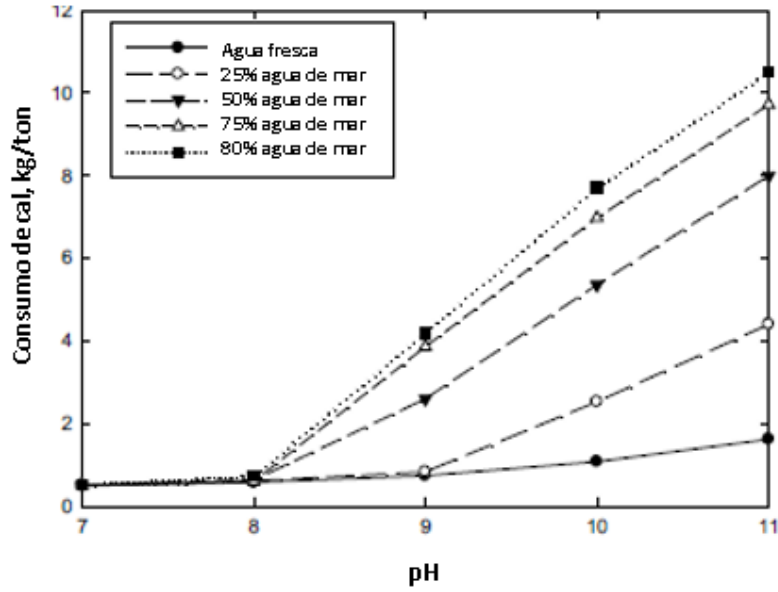


Figura 2.8. Efecto de la dilución del agua de mar en el consumo de cal necesitado para ajustar el pH en la flotación de minerales de cobre sulfurado(Castro, 2018)

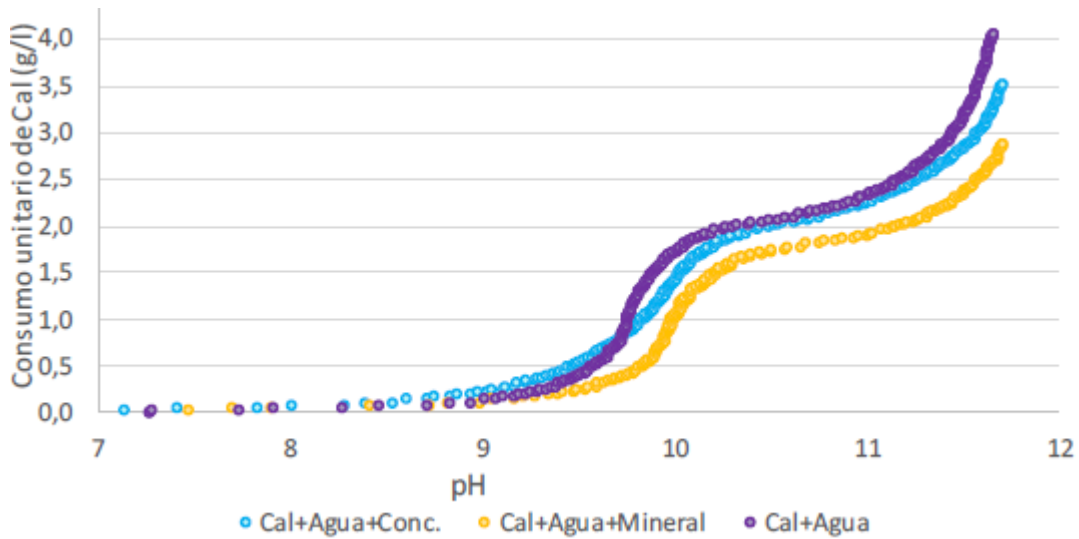


Figura 2.9. Consumo de cal para ajustar el pH en pulpas de mineral y agua de mar(Morales Ampuero, 2017)

Tabla 2.3. Consumo de cal para ajustar el pH en pulpas de mineral y agua de mar (Morales Ampuero, 2017)

Sistema	Consumo de cal (g L ⁻¹)		
	pH 10,5	pH 11,0	pH 11,5
Agua de Mar - Cal	2,07	2,33	3,14
Agua de Mar – Cal – Mineral	1,73	1,90	2,33
Agua de Mar – Cal – Concentrado	2,00	2,28	2,82

A continuación, en la Figura 2.10 se muestra el consumo de cal anual de 10 plantas concentradoras distintas. El promedio de consumo se encuentra en 1,5 kg t⁻¹ (Ipinza, Rayo, & JRI, 2010).

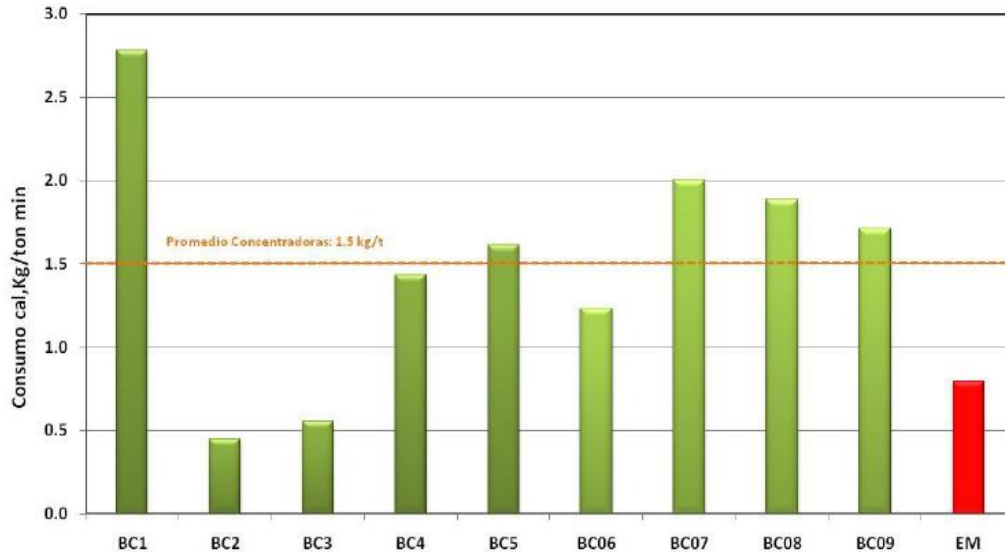


Figura 2.10. Consumo de cal anual de diez diferentes plantas concentradoras

2.4.2 Flotación de molibdenita

Una de las principales limitaciones del agua de mar para la flotación de molibdenita como subproducto, es su fuerte depresión a pH > 9,5 a causa del hidróxido de magnesio. Como se mencionó previamente, el hidróxido de magnesio comienza a precipitar en el seno de la solución a alrededor de valores de pH 9,5 – 10,0, pero bajo pH 9,0 esto no ocurre y en consecuencia la molibdenita flota (ver Figura 2.12). Por lo tanto, el pH es uno de los factores más importantes sobre la flotación/depresión de la molibdenita y en la recuperación de minerales de Cu-Mo en agua de mar.

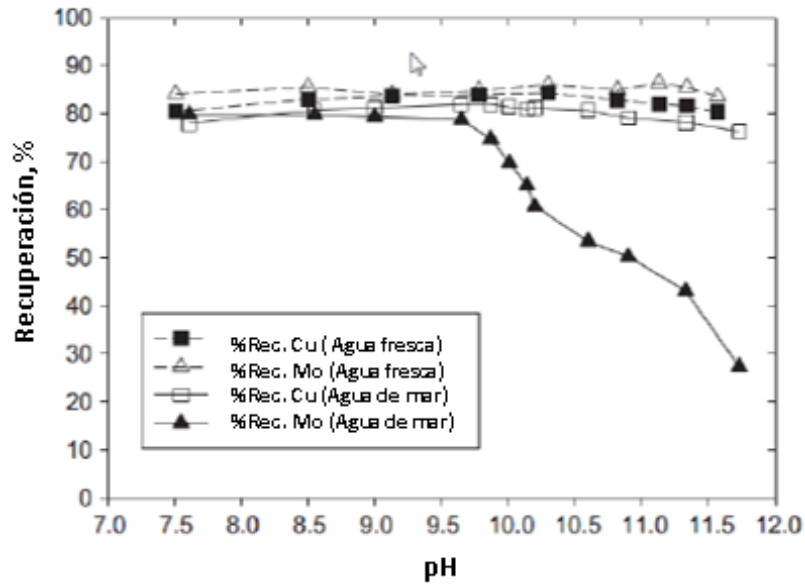


Figura 2.12. Recuperación en flotación rougher de Cu y Mo a escala de laboratorio, con pH ajustado por cal (Cp 35%) (Castro, 2018)

Continuando en la misma línea, grandes pérdidas de Mo podrían ocurrir en circuitos de limpieza a pH 11-12, cuando la pirita se deprime con cal. En la Figura 2.11, se aprecia la disminución de Mg^{2+} en solución, con el aumento de pH producto de la adición de cal que se refleja en el contenido de Ca^{2+} , en agua de mar (Laskowski, Castro, & Gutierrez, 2018).

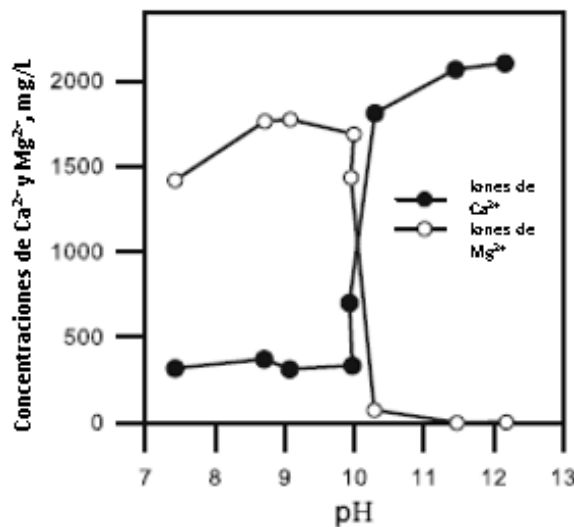
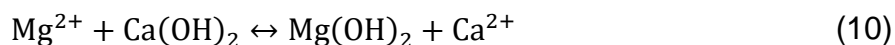


Figura 2.11. Efecto de la adición de cal sobre la concentración de iones Ca^{2+} y Mg^{2+} en agua de mar (Laskowski et al., 2018)

En la estructura cristalina de la molibdenita, se encuentran enlaces covalentes entre átomos de Mo-S y enlaces de van der Waals entre capas de S-Mo-S, los cuales confieren características superficiales distintas debido a la ruptura de los enlaces. La cara, creada por la ruptura de enlaces de van der Waals genera enlaces no polares de baja energía superficial, que hacen la superficie hidrofóbica y el borde, creado por la ruptura de los enlaces Mo-S genera una superficie polar químicamente activa con el agua confiriendo una superficie hidrofílica (Uribe Vélez, 2017). La hidrofobicidad natural de la molibdenita disminuye a menor tamaño de partícula. Esto se debe a sus características anisotrópicas. Las partículas finas exhiben una menor relación cara/borde. Debido a esto, son menos hidrofóbicas que las partículas gruesas. El mecanismo de la depresión de molibdenita por interacciones con $Mg(OH)_2$ sugiere la formación de un recubrimiento hidrofílico de este precipitado coloidal sobre las partículas. Diferentes técnicas de experimentación (SEM-AES, XPS, y ToF-SIMS) indican que el $Mg(OH)_2$ coloidal se adsorbe sobre los micro bordes de las partículas de molibdenita. También se han identificado pequeñas cantidades de $CaCO_3$ durante la precipitación de $Mg(OH)_2$. Sin embargo, el $CaCO_3$ precipitado parece tener un efecto bajo sobre la flotabilidad de la molibdenita. Las reacciones (10) y (11) corresponden a la formación de hidróxido de magnesio y carbonato de calcio, con la adición de cal. Si la depresión de molibdenita es causada por el producto de hidrólisis de iones de Mg^{2+} , luego la solución obvia del problema sería remover estos iones de la pulpa previo a la flotación. Un método de separación sólido/líquido fue patentado en la Universidad de Concepción, en que el agua de mar se trata con cal para eliminar el magnesio. El precipitado coloidal sedimentado se elimina y el sobrenadante, es decir, el agua de mar del proceso se utiliza en la flotación. La flotabilidad de la molibdenita se restableció cuando se empleó agua de mar libre de Mg^{2+} (Castro, 2018).



2.4.3 Flotación de sulfuros de cobre

La composición mineralógica de los sulfuros de cobre es también un factor clave en la flotación con agua de mar. La calcopirita ($CuFeS_2$), un mineral sin hidrofobicidad natural, en presencia de reactivos de flotación, mantiene su flotabilidad en agua de mar en un amplio rango de pH. Por otro lado, la calcosina (Cu_2S) es fuertemente dependiente del

pH, exhibiendo un “peak” en la recuperación para valores de pH de 9,0 – 9,5. (ver Figura 2.14).

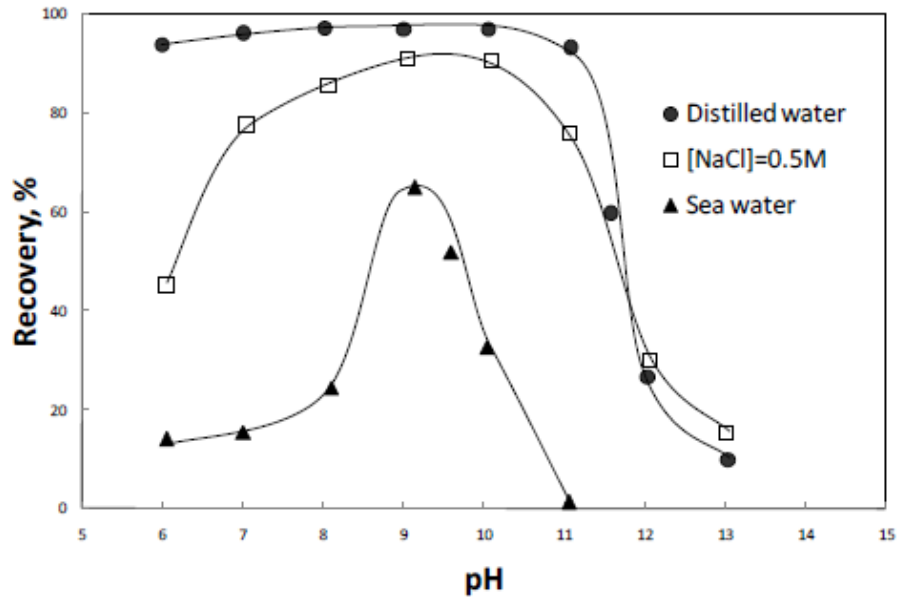


Figura 2.14. Efecto del pH (ajustado por NaOH y HCl) en la recuperación de calcosina en agua destilada, salmuera con NaCl 0,5 [M] y agua de mar (15 mg L⁻¹ y 10 mg L⁻¹ de alcohol amyl) (Castro, 2018)

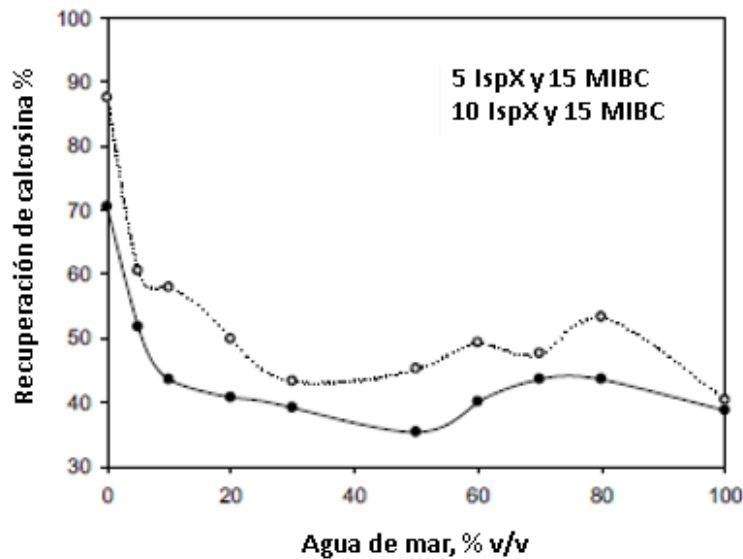


Figura 2.13. Efecto de la salinidad en la flotación de calcosina en una celda de microflotación Partridge – Smith como función del % de mezcla de agua de mar y agua destilada, a pH 8,3 en la presencia de IsopX (5 y 10 ppm) y MIBC (15ppm) (Castro, 2018)

En otra prueba, en la que se flotó calcosina a pH 8,3-8,5 a medida que se aumentó la proporción de agua de mar de la solución, su recuperación disminuyó drásticamente. (Ver Figura 2.13).

En pruebas de flotación a escala de laboratorio, con un mineral de Cu/Mo, la flotabilidad de la calcopirita no se vio afectada sobre pH 10. Estos resultados, indican que el $Mg(OH)_2$ no es capaz de depresar calcopirita bajo las condiciones hidrodinámicas predominantes en la celda de flotación y que la adhesión de $Mg(OH)_2$ coloidal a la superficie de calcopirita es débil (Castro, 2018).

2.4.4 Coalescencia de burbujas

Con el fin de colectar y transportar las partículas de mineral de valor en el proceso de flotación, usualmente se requieren burbujas finas de 0,5 – 2,5 mm. Las burbujas finas formadas tienden a aumentar su tamaño por coalescencia. Los espumantes previenen la coalescencia manteniendo las burbujas finas estables. Sobre la concentración crítica de coalescencia (CCC) de espumante, se previene completamente la coalescencia de burbujas. Los electrolitos inorgánicos, también previenen la coalescencia de burbujas, incrementando, el “hold up” de gas en sistemas de flotación. Incluso en ausencia de espumante se forman burbujas finas. Aunque los mecanismos de prevención de coalescencia de burbujas por espumantes y electrolitos son completamente diferentes, existen estudios que indican que generan un efecto sinérgico. El tamaño de burbuja es reducido por los electrolitos disueltos, pero una disminución adicional ocurre si un espumante es añadido al mismo sistema. La flotación en agua de mar usualmente requiere un más bajo consumo de espumante ($<15 \text{ g}\cdot\text{ton}^{-1}$ ver Figura 2.15). Además, en algunos casos las soluciones de electrolitos no requieren de adición de espumante, porque pequeñas burbujas son estabilizadas solo por el electrolito disuelto (Castro, 2018).

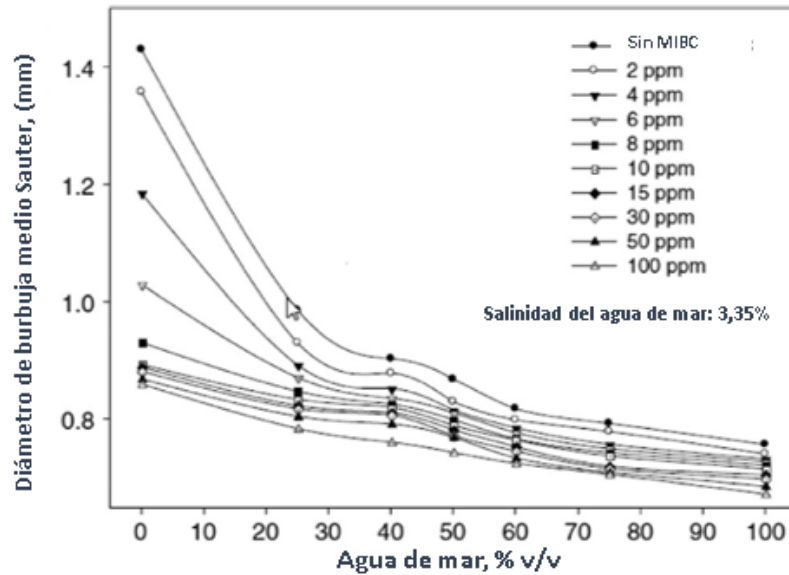


Figura 2.15. Tamaño de burbuja Sauter en función del % de dilución del agua de mar, a diferentes concentraciones de MIBC (Castro, 2018)

2.4.5 Espesor de la capa de espuma

Al flotar minerales de cobre en agua de mar, la capa de espuma tiene un espesor inferior en comparación al agua dulce. Este comportamiento se atribuye a los iones disueltos. Bajo las condiciones de la Figura 2.16 los iones Ca^{2+} , Mg^{2+} y SO_4^{2-} , en concentraciones similares a la del agua de mar, pero disueltos en agua destilada, mostraron un efecto inhibitor sobre el crecimiento del espesor de la capa de espuma, siendo el efecto de los iones Ca^{2+} el mayor. La espumabilidad de los minerales de Cu bajo condiciones de flotación típicas, en agua fresca, es fuertemente dependiente del pH, mostrando un máximo espesor de capa de espuma a pH 10,5, mientras que, en agua de mar se mantiene constante en el rango de pH 9,0 – 11,5 (Castro, 2018).

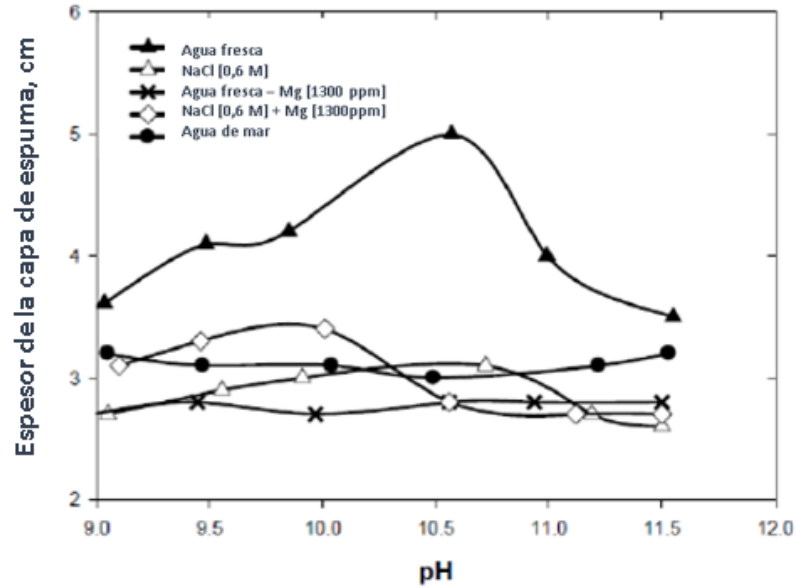


Figura 2.16. Espesor de la capa de espuma para un mineral de cobre flotado con MX-707 (tionocarbamato 26 g ton^{-1}); MX-945 promotor (21 g ton^{-1}); MIBC (21 g ton^{-1}) en aguas con diferentes contenidos de iones (Castro, 2018)

2.5 Depresores de pirita

La pirita, es el mineral sulfurado más abundante y se encuentra comúnmente asociado a minerales de cobre. Tiene un escaso valor económico y usualmente se depresiona de los componentes de valor por flotación y es procesada como un estéril. La flotación o depresión depende del balance de especies hidrofóbicas e hidrofílicas sobre la superficie de las partículas. La literatura, indica que varios equilibrios iónicos pueden modificar la superficie de la pirita solo a causa de un cambio en el pH. Además, en sistemas de minerales reales, muchas especies pueden modificar las propiedades superficiales de la pirita y cambiar su comportamiento ante la flotación. Por otra parte, diferentes reactivos, incluyendo depresores inorgánicos (iones hidroxilos, oxígeno, sulfóxidos, etc.), depresores orgánicos (polisacáridos, poliacrilamidas, biopolímeros modificados, dietilentiamina, etc.) y una combinación de dos o más han sido utilizados en la depresión de pirita. Mientras que, además del xantato (colector de cobre de uso masivo), otros colectores tales como ditiófosfato, ditiófosfinato o colectores del tipo tionocarbamato, se utilizan de manera frecuente en la flotación de minerales sulfurados para controlar la flotación de pirita (Mu, Peng, & Lauten, 2016).

Recientemente, se ha investigado el uso de bacterias de la familia Acidithiobacillus como oxidantes preferenciales de la pirita, con buenos resultados a valores de pH entre 7 y 9. (San Martín, Kracht, & Vargas, 2018)

Adicionalmente, la empresa SUN Ingeniería y distribuidora nacional de peróxido de hidrógeno (H₂O₂) ha introducido en el mercado minero un producto depresor de pirita, con buenos resultados a escala industrial.

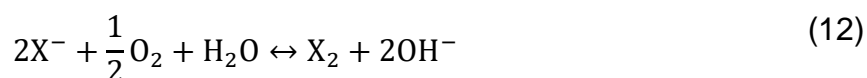
2.5.1 Depresores inorgánicos

2.5.1.1 Modificadores de pH

Se sabe que el destino de la pirita en los circuitos de flotación es fuertemente dependiente del pH. Sin activación, la pirita exhibe una pobre flotabilidad bajo condiciones alcalinas. Por lo tanto, el uso de modificadores de pH (e.g NaOH, Na₂CO₃ y cal) para que la pirita no flote es uno de los métodos más utilizados en la concentración de minerales sulfurados. Varios mecanismos han sido propuestos para explicar la acción depresora de los iones hidroxilos.

Se ha encontrado que, la cal es más efectiva en el rechazo de pirita que el NaOH a niveles de pH <11. Estudios indican que los iones de calcio de la cal también contribuyen a la depresión de pirita. La disolución de la cal en agua produce, Ca²⁺ y OH⁻. A pH<12,5 el Ca(OH)⁺ es el principal componente en solución. El Ca(OH)⁺ tiene una mayor afinidad por la superficie de la pirita que el OH⁻ y se absorbe rápidamente por atracción electrostática, dado que la superficie de pirita se carga de manera negativa a niveles de pH elevados.

Las teorías tradicionales consideran que el dixantógeno es la especie predominante responsable de la hidrofobicidad de la pirita, que ha sido confirmada por medio de espectroscopía IR y voltametría cíclica. Este se forma por medio de oxidación del xantato sobre la superficie de la pirita, acompañado de la reducción catódica del oxígeno, obteniendo la reacción global (12).



Luego, sobre pH 11 los iones hidroxilos desplazan el equilibrio de la reacción hacia la izquierda, evitando la formación de dixantógeno y al mismo tiempo, se favorece la

formación de $\text{Fe}(\text{OH})_3$ hidrofílico. Además, a este nivel de pH el potencial zeta de la pirita es negativo, por lo que su superficie adsorbe iones de calcio que obstaculizan la oxidación del xantato sobre la pirita.

Otras investigaciones, sugieren que la formación de especies superficiales hidrofílicas como $\text{Ca}(\text{OH})_2$, CaSO_4 y $\text{Fe}(\text{OH})_3$, explican la depresión de pirita a pH elevado. El número de sitios de adsorción de dixantógeno sobre la superficie de pirita se reduce debido a la adsorción/precipitación de Ca^{2+} , $\text{Ca}(\text{OH})^+$ y $\text{Ca}(\text{OH})_2$ que dependen del pH. También se ha señalado que, la superficie de la pirita es menos propensa a la activación de cobre en presencia de cal que el NaOH. Se ha propuesto que los sitios sobre la superficie de pirita para la adsorción y activación de cobre son cubiertos por Ca en la forma de $\text{Ca}(\text{OH})^+$ y $\text{Ca}(\text{OH})_2$, lo cual produce una mayor depresión.

Sin embargo, la depresión de pirita a través de la regulación del pH causa algunos problemas en la industria. El incremento en la selectividad de calcopirita por sobre la pirita al ajustar el pH, ocurre a expensas de una disminución en la cinética y recuperación de cobre. Esto debido a que, con el incremento de pH, los hidróxidos de cobre/hierro también precipitarían sobre la superficie de la calcopirita, inhibiendo la adsorción del colector. Una gran cantidad de adición de cal no solo incrementa el costo de operación de la planta, también reduce su desempeño si ocurre precipitación de yeso (Mu et al., 2016).

2.5.1.2 Modificadores del potencial de la pulpa

Diversos estudios han confirmado una correlación entre la flotación de minerales sulfurados y el potencial de la pulpa (Eh). La modificación del potencial de la pulpa se puede hacer a través, de la alteración del pH, agregando reactivos redox o alterando el gas para la flotación (ejemplo: reemplazar el aire por nitrógeno). En la Figura 2.17 se muestra la recuperación de minerales sulfurados puros en función del potencial de la pulpa con etil xantato como colector. En general, la flotación se restringe a ciertos rangos de potencial para cada mineral. El potencial influye en la composición superficial del mineral sulfurado al oxidarlo. Esta oxidación superficial mejoraría la recuperación de los minerales a través de la formación de azufre elemental o formación de especies ricas en sulfuros, facilitando la flotación colectiva.

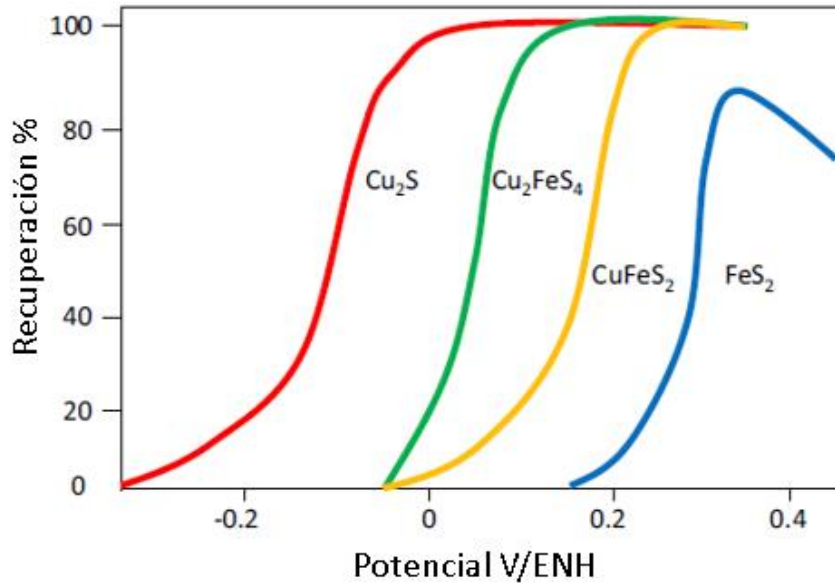
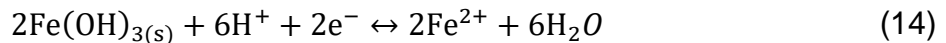


Figura 2.17. Recuperación en función del potencial de calcosina (Cu₂S), bornita (Cu₂FeS₄), calcopirita (CuFeS₂) y pirita (FeS₂) a pH 9,2. [EX]=1,44·10⁻⁵ M para calcosina y 2·10⁻⁵ M para los otros minerales sulfurados (Mu et al., 2016)

Sin embargo, la oxidación extensa generalmente reduce la flotabilidad mineral al formar un recubrimiento hidrofílico y estable de óxido/hidróxido. El potencial, también influye en la adsorción de colectores xantato sobre la superficie mineral, ya que las interacciones mineral colector son dependientes del potencial (reacciones (13) y (14)).



Se ha reportado que en una solución 10⁻³ M de amil xantato de potasio, se estableció un estado superficial de pirita hidrofóbica a potenciales por sobre 0,19 V/ENH que corresponde al potencial reversible del par xantato/dixantógeno. Por lo tanto, dependiendo del potencial, la superficie de mineral facilitaría la adsorción del colector conduciendo a la flotación. Alternativamente, una fuerte oxidación superficial facilitaría la depresión.

La Figura 2.18 muestra una celda galvánica formada por calcopirita y pirita. La pirita con un potencial de reposo más alto actúa como cátodo y está galvánicamente protegida, mientras que la calcopirita con un potencial de reposo más bajo actúa como ánodo (ver Tabla 2.4).

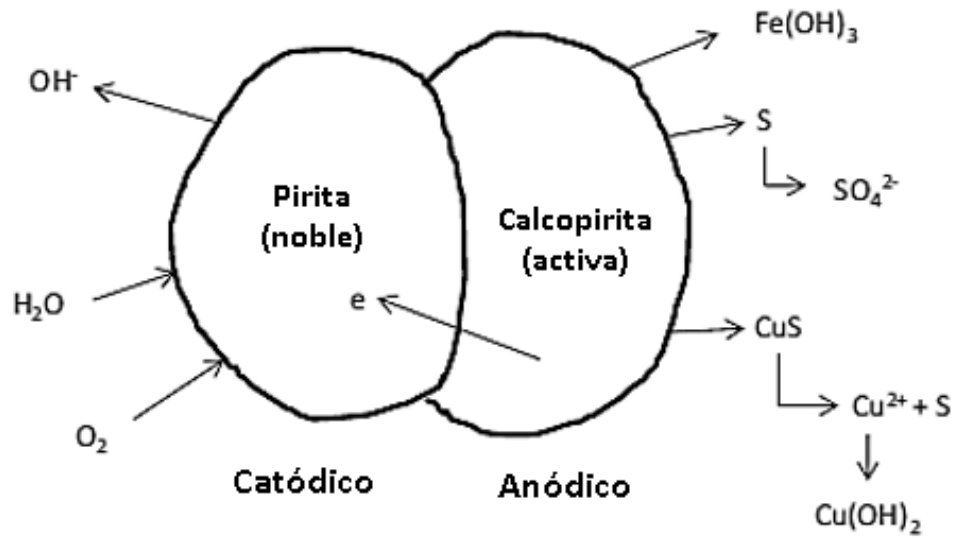


Figura 2.18. Modelo de interacción galvánica entre calcopirita y pirita.

Tabla 2.4. Potenciales de reposo de minerales sulfurados (Cheng & Iwasaki, 1992)

Mineral	Potencial de reposo V/ENH
Esfalerita	-0.15
Estibinita	-0.125
Rejalgar	-0.12
Oropimente	-0.1
Antimonita	-0.09
Galena	+0.14
Bornita	+0.06
Calcosina	+0.06
Covelina	+0.05
Calcopirita	+0.14
Molibdenita	+0.16
Pirrotita	+0.21
Pirita	+0.22
Arsenopirita	+0.22

Por lo tanto, la oxidación de la calcopirita se acelera con los electrones que fluyen desde la calcopirita a la pirita acompañada de la reducción de oxígeno en la superficie de la pirita. Simultáneamente, la activación de la superficie de pirita ocurriría debido a la adsorción de iones de cobre disueltos desde la calcopirita. Como resultado, mejora la flotación de la pirita y la flotación de la calcopirita se debilita después de que ambos minerales forman un par galvánico.

La oxigenación de la pulpa puede alterar considerablemente los resultados de la flotación por medio de cambios de naturaleza electroquímica. Un nivel óptimo de oxigenación, por un lado, mejora la recuperación de calcopirita, porque la presencia de oxígeno facilita la interacción entre el colector y su superficie. Mientras que, al mismo tiempo, reduce la recuperación de pirita debido a la reducción preferencial de oxígeno, sobre la superficie de esta. Esto nuevamente conduce a la formación de especies hidrofílicas tales como hidróxido de cobre/hierro y sulfato; que prevendrían o reducirían la adsorción del colector y de iones de cobre sobre la pirita.

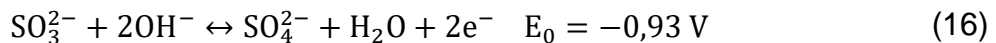
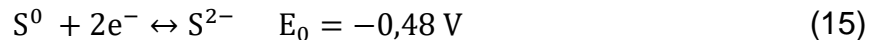
El control electroquímico de pulpa, por ajustes del potencial redox (Eh) o inyección de oxígeno en la flotación de diferentes minerales sulfurados, se ha utilizado en la industria. Sin embargo, se ha observado que en el caso de minerales de sulfuros de hierro, solo se depresan, después de un alto tiempo de acondicionamiento con oxígeno, superior a 20 minutos. También, se ha encontrado que la inyección de oxígeno promueve la interacción galvánica entre los minerales y el medio de molienda, por lo que disminuye la flotabilidad de minerales valiosos. En consecuencia, una condición óptima se debe identificar para alcanzar la recuperación más alta de los componentes de valor. Dentro de otros hallazgos una combinación del acondicionamiento con oxígeno y el uso adicional de otro depresor, puede reducir significativamente el tiempo de acondicionamiento y la dosis del reactivo (Mu et al., 2016).

Se ha indicado que no es posible relacionar las variables electroquímicas de la pulpa, tales como Eh y concentración de oxígeno disuelto con el comportamiento de la flotación de minerales sulfurados, debido a su diferente mineralogía y reactividad electroquímica. La mineralogía de los minerales de diferentes yacimientos o incluso el del mismo (UGM), suele cambiar drásticamente. Los contenidos de diferentes minerales y grado de liberación pueden variar significativamente entre los cuerpos de mineral, lo que afecta la

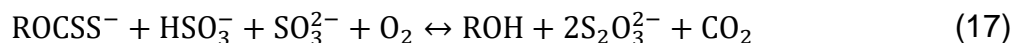
composición química de la alimentación del proceso y a su vez a la química de los reactivos, electroquímica e interacciones galvánicas, además de la cinética de flotación (Z. Ekmekçia, D. J. Bradshawb, P.J. Harrisb, A. Aslana, s. f.). Sin embargo, como dato la mayoría de las plantas de flotación de sulfuro operan manipulando la inyección de aire con potenciales entre +200 a +300 mV/ENH (Ralston, 1991).

2.5.1.3 Sulfóxidos

Una variedad de sulfóxidos, tales como sulfito (SO_3^{2-}), bisulfito (HSO_3^-), metabisulfito ($\text{S}_2\text{O}_5^{2-}$) y dióxido de azufre ($\text{SO}_{2(g)}$) así como sulfuro (S^{2-}), han sido utilizadas en la flotación, o como depresores de pirita en condiciones de pH neutro o medianamente alcalinos para reemplazar al cianuro. A excepción del S^{2-} , los sulfóxidos, funcionan principalmente a través del SO_3^{2-} . Dado que, el dixantógeno es la principal especie responsable de la flotación de pirita, cualquier reactivo que sea más reductor que el par X^-/X_2 , actúa como depresor de la pirita, al prevenir la oxidación del xantato. Los agentes reductores, iones sulfuro o sulfito, son rápidamente oxidados siguiendo las reacciones (15) y (16), cuyos semi potenciales son mucho más bajos que el par X^-/X_2 .



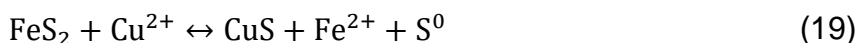
La depresión de la pirita por sulfóxidos es más bien compleja y se han propuestos numerosos mecanismos. En una investigación sobre el efecto de los iones sulfitos sobre la flotación de pirita activada por cobre, inducida por xantato con inyección de aire o nitrógeno, se encontró que el efecto de la depresión fue más pronunciado con la inyección de aire. Esto podría deberse a que la mayoría de los productos de oxidación se forman en la superficie de pirita, en presencia de oxígeno. El sulfito puede interactuar con la pirita y con el colector en la solución y en la superficie. Esto sugiere que el sulfito descompone los iones de xantato (ROCSS^-) en la solución y aquellos presentes en la superficie de pirita, según la reacción (17).



Por otro lado, la presencia de sulfito también conduciría a la desorción de dixantógeno de la superficie de la pirita, de acuerdo con la reacción (18).



Además, la presencia de sulfito consume oxígeno disuelto que conduce a una caída del potencial de la pulpa. Esto reduce la cantidad de dixantógeno formado debido a la menor cantidad de oxígeno disponible. Por otro lado, los iones sulfitos promueven la formación hidróxidos de hierro/cobre sobre la pirita activada por cobre, como un resultado del consumo de oxígeno, que transforma a la superficie en hidrofílica. Una gran cantidad de información sobre la depresión de la pirita con MBS, proviene de la flotación de minerales polimetálicos y de la pirita activada por cobre. En primer lugar, ocurre una mejora de la flotabilidad de la pirita al ser activada por cobre, que es atribuida a una reacción de intercambio iónico entre los iones ferrosos y los iones cúpricos, que dan como resultado, la formación de una capa de CuS y azufre hidrofóbico (S^0) sobre la pirita, según la reacción (19). Aunque, la evidencia muestra que se forma Cu_2S y probablemente polisulfuros en lugar del azufre elemental sobre la superficie de la pirita.



Los iones de cobre en la solución podrían tener los siguientes orígenes:

- Disolución de minerales de óxidos de cobre
- Iones Cu^{2+} presentes en el agua de procesos
- Iones Cu^{2+} producidos por efecto galvánico entre los minerales sulfurados (Laskowski et al., 2018)

Luego, la depresión de la pirita activada por cobre debido a los iones sulfitos, se ha explicado, por ejemplo, debido a la oxidación de la capa de azufre elemental (o polisulfuros) sobre la superficie de la pirita. Por la formación de tiosulfato ($\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$), que además se oxidaría a sulfato, conduce a la disminución de la superficie hidrofóbica. Alternativamente, también se ha postulado que los iones sulfitos, generados en la disolución de MBS, son capaces de disolver el azufre elemental (S^0) sobre la pirita, de acuerdo con la reacción (20).



Algunos investigadores, reportaron la depresión de la pirita vía la formación de un capa superficial de sulfito metálico hidrofílica. Por ejemplo, el sulfito y el cobre pueden formar

precipitados de sulfito de cobre que limitan el grado de activación de la pirita (Castro, 2018).

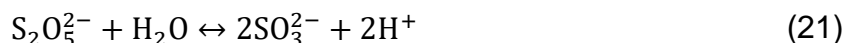
En resumen, los mecanismos que se han propuestos corresponden a:

- Oxidación del xantato y dixantógeno a perxantato
- Desorción del dixantógeno de la superficie de la pirita
- Formación de hidróxidos de hierro/cobre sobre la superficie de la pirita, que transforman la superficie en hidrofílica
- Disolución de azufre elemental hidrofóbico (S^0) sobre la superficie de la pirita, formando iones tiosulfatos ($S_2O_3^{2-}$).

En la práctica, generalmente se requieren altas dosis de sulfóxidos para la depresión de la flotación de pirita. El costo relativo de estos reactivos y el aumento en los costos de almacenamiento y operación, siguen siendo un problema que limita su aplicación (Mu et al., 2016).

2.5.1.3.1 Metabisulfito

Cuando el MBS se disuelve en agua, se libera SO_2 , que luego reacciona con el medio generando iones sulfito y protones, que componen al ácido sulfuroso (H_2SO_3), dando como resultado, la reacción (21) (Habgood & Painter, 1972).



El efecto acidificante y el potencial redox reductor del metabisulfito de sodio contrastado con el uso del sulfito de sodio se muestra en la Figura 2.19 y Figura 2.20. El sulfito de sodio con el aumento de la concentración muestra un efecto reductor más acentuado y de un incremento de pH a diferencia del metabisulfito de sodio. Este comportamiento del sulfito de sodio se debería a que el ion sulfito es la base conjugada del equilibrio de disolución del ácido sulfuroso, que corresponde a un ácido débil. Por esta razón, al ser añadido como sal a una solución, tiene la capacidad de remover protones del agua, aumentando el pH (LibreTexts, s. f.). En la reacción (22) se presenta el comportamiento del sulfito al ser añadido como una sal en agua.

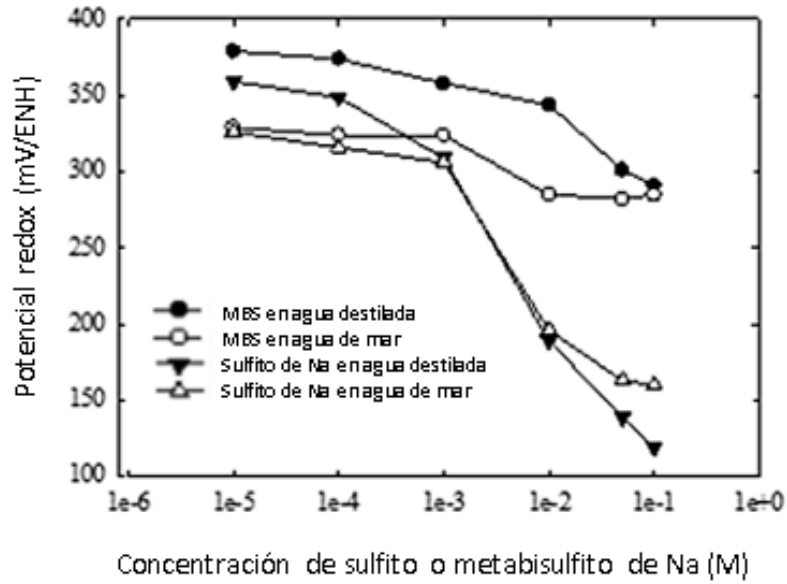


Figura 2.20. Mediciones de potencial redox (Eh) de soluciones de metabisulfito de sodio y sulfito de sodio preparadas en agua destilada y agua de mar (ENH) (Uribe Vélez, 2017)

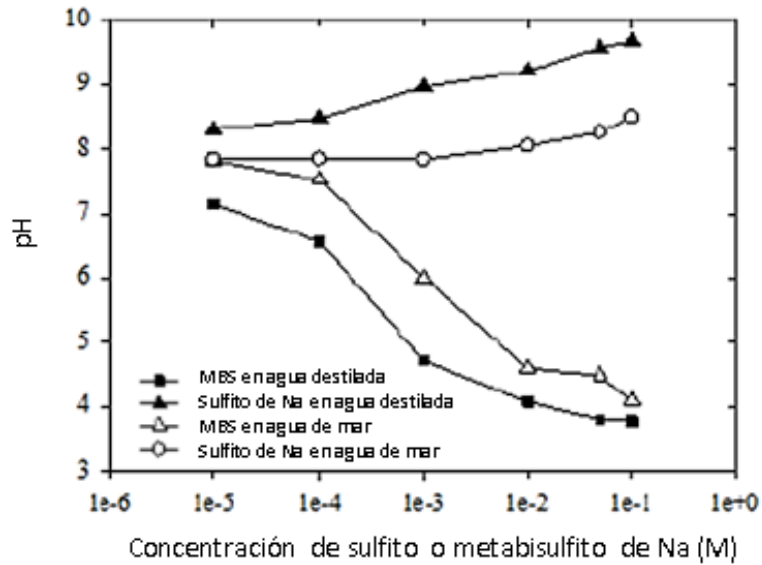


Figura 2.19. Efecto de la concentración de metabisulfito de sodio y sulfito de sodio sobre el pH, en soluciones preparadas con agua destilada y agua de mar (Uribe Vélez, 2017)



Por lo tanto, el efecto depresor del MBS sobre la pirita, se asocia a sus propiedades reductoras y acidificantes. Además, cabe mencionar que en el rango de pH de 6,5-7,0 utilizado en la flotación de minerales de Cu/Mo en agua de mar, el resultado natural es el efecto acidificante del MBS, que adicionado en dosis de 150-200 g ton⁻¹, en pulpas con 30 % de sólidos, corresponde a una concentración del orden de 10⁻⁴M (Castro, 2018).

En relación con el uso de metabisulfito en procesos industriales de flotación de minerales, Barrick Gold, ha desarrollado y patentado (año 2010), el proceso AMBS (aire-metabisulfito en español). Este consiste en la adición de un reactivo del tipo sulfóxido en uno o más puntos del circuito de flotación, antecedido de un periodo de aireación intenso de la pulpa para promover una atmósfera oxidante, utilizando preferentemente aguas con un alto contenido de sales. Minera Rejo Diq, situada en Arabia Saudita, fue la primera faena en implementar este proceso, logrando una mejora en promedio de la recuperación y la ley de concentrado de cobre de 6,8% y 3,4% respectivamente (Gorain et al., 2016).

Actualmente en Chile, minera Centinela también hace uso de esta patente, para flotar minerales de Cu/Mo en agua de mar no desalinizada. El proceso consiste en un circuito rougher que opera a pH natural (8,0-8,5), seguido de la adición de metabisulfito de sodio (Na₂S₂O₅) (MBS) en la remolienda y en etapas de limpieza, para lograr la depresión de la pirita a valores de pH cercanos a 6,5-7,0. Por lo tanto, los factores claves de esta tecnología son implementados en los circuitos rougher, que opera sin o con una pequeña cantidad de cal, y la depresión de pirita en etapas de limpieza a pH bajo. Este esquema es completamente diferente del proceso convencional en agua fresca, que se aplica en el circuito rougher a pH 10,0-10,5 ajustado con cal; seguido de remolienda y luego de etapas de limpieza para la depresión de pirita a pH 11,0 -12,9 (Castro, 2018).

En una investigación en la que se realizaron pruebas de micro flotación con pirita pura en presencia de 25 mg L⁻¹ de xantato de potasio, en agua de mar y en una solución de NaCl 0,01 M, se logró en ambos casos la depresión de la pirita, bajo la condición de que el MBS fuese añadido antes que el colector. Además, en agua de mar la depresión fue mayor, alcanzando la menor recuperación a pH 8,0, lo que indica que el MBS interactúa con los iones presentes en agua de mar, haciendo la superficie de la pirita más hidrofílica (Uribe Vélez, 2017) (ver Figura 0.1 y Figura 0.2, en el ANEXO H). En pruebas

de flotación con un mineral de Cu/Mo con una ley 0,5% de Cu y un contenido de 10,7% de arcillas expansivas, en agua de mar aplicando 50 y 100 g t⁻¹ de MBS, se logró una mejora en la cinética del cobre y el molibdeno, aunque también en la del hierro. El autor atribuye, al contenido de arcillas la ineficiencia del MBS como depresor (Soto Contreras, 2017) (ver Figura 0.3, Figura 0.4 y Figura 0.5, en el ANEXO H). En otro estudio, en el que se analizó la flotabilidad de cobre en agua de mar y el efecto del MBS en una dosis de 25 g t⁻¹, como depresor de la pirita, ajustando el pH con cal, la cinética del cobre, no se vio afectada, sin embargo, en el caso de la pirita, la cinética y recuperación disminuyó, con el uso de MBS a pH 8,0 demostrando su eficiencia como depresor (ver Figura 0.6 en el ANEXO H) (Morales Ampuero, 2017).

2.5.2 Depresores orgánicos

Los depresores inorgánicos, aunque efectivos, son perjudiciales para el medio ambiente. Contrariamente, los depresores orgánicos, son fuentes ricas de naturaleza biodegradable y precios relativamente económicos, por lo que comienzan a atraer la atención. Los depresores orgánicos comúnmente investigados para la flotación de la pirita, incluyen polímeros de polisacáridos (almidón, dextrina, goma guar, carboximetilcelulosa y quitosano), poliacrilamidas (PAM), extractos de madera (biopolímeros basados en lignosulfonato), dietilentriamina (DETA), etcétera. Las diferencias en la composición de la materia prima y los procesos de fabricación del depresor, pueden afectar significativamente la funcionalidad del producto final. Sin embargo, tienen las siguientes características similares en sus estructuras químicas:

- Un esqueleto o segmento de hidrocarburos que es capaz de adsorberse en las superficies de los minerales hidrofóbicos.
- En la mayoría de los casos, poseen grandes cantidades de grupos hidroxilo que se distribuyen a través de las estructuras poliméricas, con capacidad de intercambio iónico o generar puentes de hidrógeno.
- Grupos polares fuertemente hidratados como SO₃²⁻, COO⁻, etc., que se encuentran dispersos, con frecuencia a través de la molécula.

Varias interacciones pueden explicar la adsorción o asociación de los polímeros con las superficies de los minerales, como se muestra en la Figura 2.21.

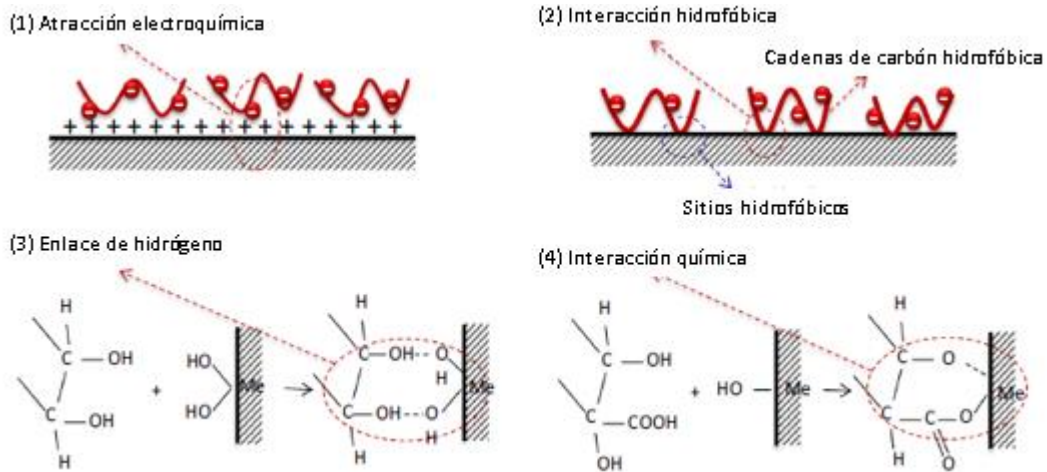


Figura 2.21. Mecanismos de interacción posibles de polímeros orgánicos con la superficie de minerales: (1) atracción electroquímica, (2) interacciones hidrofóbicas, (3) puente de hidrógeno y (4) interacciones químicas (Mu et al., 2016)

En primer lugar, existe una atracción electrostática entre los polímeros con carga opuesta y las superficies minerales. En segundo lugar, las interacciones hidrofóbicas entre segmentos no polares de cadenas de polímeros y áreas hidrofóbicas de las superficies minerales, pueden impulsar la acumulación de polímeros. En tercer lugar, los enlaces de hidrógeno pueden formarse a través de una interacción entre grupos hidroxilo y sitios metálicos hidratados en las superficies de los minerales, particularmente a valores de pH básicos. Finalmente, los enlaces químicos entre los grupos funcionales aniónicos (como los grupos carboxilatos RCOO^- o sulfónicos RSO_3^-) y los cationes metálicos en las superficies minerales pueden favorecer la unión de los polímeros. La depresión del mineral inducida por polímeros, depende en gran medida de las características químicas de los polímeros, como la funcionalidad del polímero, la configuración estérica de los grupos funcionales, la densidad de carga y el peso molecular. Sin embargo, las condiciones de la flotación (es decir, pH, fuerza iónica de la fase acuosa, composición de sólidos, iones disueltos, etc.) también afectan significativamente su efectividad (Mu et al., 2016).

2.5.2.1 Polisacáridos

Los polisacáridos naturales son polímeros con altos pesos moleculares y sus unidades estructurales básicas son los monómeros de monosacáridos/disacáridos. Los polisacáridos producidos a partir de diferentes fuentes, ofrecen propiedades poliméricas significativamente diferentes, como longitudes de cadena, configuración de cadena,

pesos moleculares y contenido de impurezas. Sin embargo, el almidón, la dextrina y la goma guar contienen grupos hidroxilos en su estructura. Por lo tanto, tienen la capacidad de formar complejos con hidróxidos y iones metálicos, posiblemente a través de enlaces de hidrógeno que dependen en gran medida del pH. Se ha sugerido que la selección de los polisacáridos con la correcta separación entre los grupos hidroxilo, mejora en gran medida la selectividad. La depresión de pirita por los polisacáridos se debe a la adsorción selectiva de polímeros de polisacáridos en la superficie de esta.

Los polisacáridos actúan como depresores en la flotación de pirita debido a la formación de un recubrimiento superficial hidrófilo, a diferencia de los depresores inorgánicos que actúan cambiando la superficie de la pirita y evitando así la adsorción del xantato, la adsorción de polisacáridos naturales no tiene influencia en la adsorción del xantato. Los polisacáridos se adsorben en la superficie de pirita a través de una interacción con hidróxidos de hierro. Debido a la naturaleza heterogénea de la superficie de la pirita, la co-adsorción de polisacáridos y xantato se produce en la superficie de esta, como se muestra en la Figura 2.22.

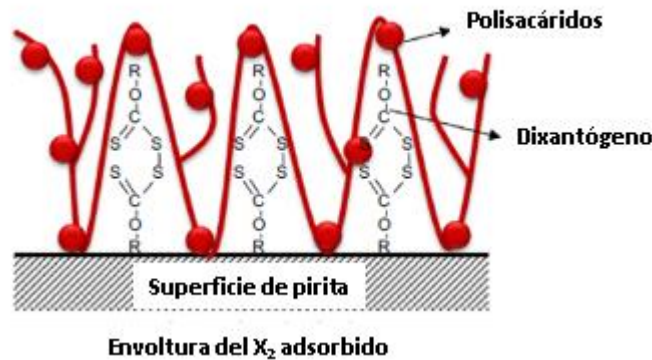


Figura 2.22. Co-adsorción de polisacáridos y dixantógeno sobre la superficie de pirita (Mu et al., 2016)

La percepción predominante con respecto a la aplicación de polisacáridos como depresores de pirita es que su adsorción en la flotación diferencial no es específica, o no tan específica como los depresores inorgánicos. Esto se complica aún más por la contaminación cruzada sustancial de las superficies minerales en la pulpa de flotación, donde están presentes iones metálicos de diferentes minerales. Además, los reactivos orgánicos pueden formar partículas coloidales a concentraciones más altas de la pulpa,

que se depositan en las superficies minerales. Esto causará la depresión no específica de los minerales presentes, siguiendo una manera similar al fenómeno de "slime coating".

La modificación química de los polisacáridos puede mejorar el efecto específico de adsorción y depresión de estos. Grupos funcionales como COO^- se pueden incorporar a las cadenas de polisacáridos a través de diversos procesos de modificación, como reacciones de oxidación, sustitución, eterificación o esterificación con grupos hidroxilo, lo que da como resultado, polisacáridos "modificados". El polisacárido ideal tendrá la longitud de cadena correcta, el tamaño molecular óptimo y el grado de sustitución necesario. Simultáneamente, los grupos sustituidos dominarán el proceso de adsorción, que anula la adsorción menos específica resultante de los grupos hidroxilo no sustituidos (Mu et al., 2016).

2.5.2.1.1 Goma guar

La goma guar es un polisacárido ramificado, cuya unidad básica es el galactomanano, como se muestra en la Figura 2.23 Estructuralmente, está compuesta por una cadena central de manosa con grupos de galactosa, que forman ramas laterales cortas.

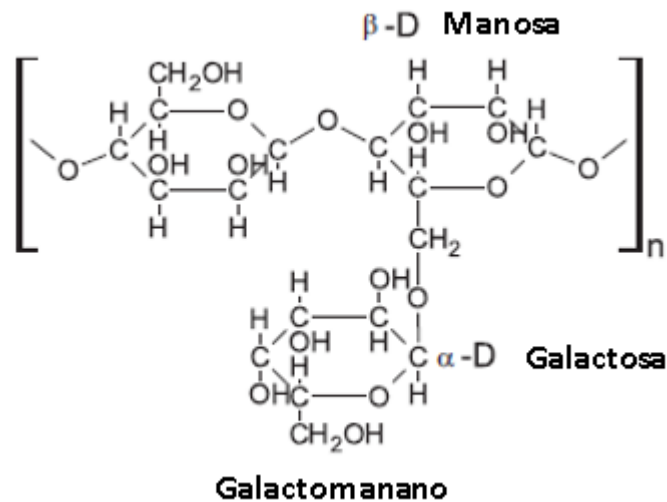


Figura 2.23. Unidad estructural de goma guar (Mu et al., 2016)

Se estudió el efecto de la goma guar en la flotación de la pirita, encontrándose que la adición de solo $0,1 \text{ mg L}^{-1}$ de goma guar produce una disminución significativa de la recuperación de pirita. Se recomendó una dosis óptima de 10 mg L^{-1} . La diferencia en el peso molecular (MW) de la goma guar, no mostró ninguna diferencia en la depresión de la flotación de pirita; sin embargo, el efecto del pH fue significativo. La depresión de pirita

con goma guar fue más eficiente a pH alto debido a la formación de recubrimientos de oxi/hidróxido de hierro hidrofílico (Mu et al., 2016). Por otra parte, en pruebas de micro flotación de calcopirita pura en presencia de caolinita (arcilla expansiva, que inhibe la flotación de sulfuros de cobre) en agua dulce, se obtuvo un aumento en la recuperación del sulfuro de cobre, a medida que aumenta la alcalinidad alcanzando un óptimo a pH11, donde las arcillas comúnmente son más perjudiciales. Luego, al replicar las pruebas en agua de mar, a pH 11 se obtuvo una disminución considerable de la recuperación de cobre, mientras que a pH 7 y 9, las recuperaciones de calcopirita fueron similares a las obtenidas en agua dulce. El autor sugiere que, la goma guar aglomera preferentemente a las partículas de caolinita, reduciendo la superficie expuesta de las arcillas, disminuyendo su adhesión al mineral valioso y a los colectores de cobre (ver Figura 0.7 en el ANEXO H) (Jeldres, 2017). A nivel industrial, la goma guar ha sido uno de los depresores más usados en el procesamiento de minerales sulfurados de níquel, para deprimir minerales de ganga de naturaleza hidrofóbica (Zhao et al., 2015).

2.5.3 Colectores selectivos para sulfuros de cobre

A pesar de ser un colector poderoso, el xantato no puede proporcionar la selectividad deseada en un sistema complejo que involucre pirita. Respecto a esto, otros colectores como el ditiofosfato (DTP), mercaptobenzotiazol (MBT) o tionocarbamato (TC) se utilizan con frecuencia en la flotación de minerales sulfurados, solos o en combinación con xantato. Estos, poseen mayor selectividad ante los sulfuros de hierro y tienen un fuerte poder colector, similar al del xantato. Este tipo de colectores, son reactivos formadores de quelatos que en su estructura poseen átomos dotados de afinidad química hacia iones metálicos específicos, lo que les confiere una alta selectividad.

Los ditiofosfatos son los colectores más utilizados después de los xantatos. A diferencia de estos últimos, el átomo clave que conecta la cadena de hidrocarburos es el fósforo, en lugar del carbono, como ocurre en el xantato. El ditiofosfato es más difícil de oxidar a su dímero, ditiofosfatógeno que el xantato a dixantógeno. Se ha encontrado experimentalmente que el di etil ditiofosfatógeno se forma a $\text{pH} < 4$ en presencia de pirita, pero no a $\text{pH} < 6$. Se encuentra bien documentado el rechazo de la pirita en medio básico, cuando se usa ditiofosfato como colector.

El AERO 404 promoter es un colector comercial, conformado por ditiofosfato (DTP) y mercaptobenzotiazol (MBT). Este ha sido utilizado ampliamente en la flotación de minerales de óxidos y sulfuros de cobre en circuitos alcalinos en presencia de pirita. En la Figura 2.24 se muestra la estructura del MBT y el DTP (Day, Editor, & Cytec, 2002).



Figura 2.24. Estructura química de MBT (izquierda) y DTP (derecha) (Day et al., 2002)

Los colectores de tionocarbamato son específicos para sulfuros de cobre y también exhiben una alta selectividad frente a los sulfuros de hierro. La selectividad de estos colectores para sulfuros de cobre, se debe a las interacciones específicas de sus iones metálicos con los iones cúpricos que forman un complejo insoluble, pero no así con iones ferrosos, férricos o de plomo. Ejemplos de estos tipos de colectores son el IPETC e IBECTC (en la Figura 2.25 se muestran las estructuras químicas de ambos). Estos colectores preceden a los xantatos y ditiofosfatos, debido a su mayor selectividad ante la pirita y su mayor estabilidad a valores de pH bajos. El tionocarbamato tiene igual o mayor poder de colección que el xantato.



Figura 2.25. Estructura química de IPETC (izquierda) y IBECTC (derecha) (Day et al., 2002)

El AERO3894, es un colector comercial que corresponde a un IPETC. Se utiliza en la flotación selectiva de minerales de cobre en circuitos alcalinos. Sin embargo, debido a su alto poder selectivo, en ocasiones se utiliza en conjunto con xantato para mejorar la recuperación de partículas tipo “middling”. En la Figura 2.26 se muestra un esquema de la formación del complejo entre el colector y el cobre en la superficie de la partícula (Day et al., 2002).

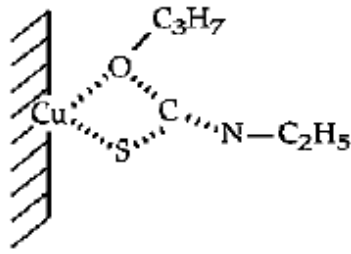


Figura 2.26. Esquema del complejo superficial de Cu-IPECTC(Day et al., 2002)

Los colectores AERO 404 y AERO 3894, fueron utilizados en las pruebas de flotación que se detallan en el título 3.3, Tabla 3.1.

CAPÍTULO 3: METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

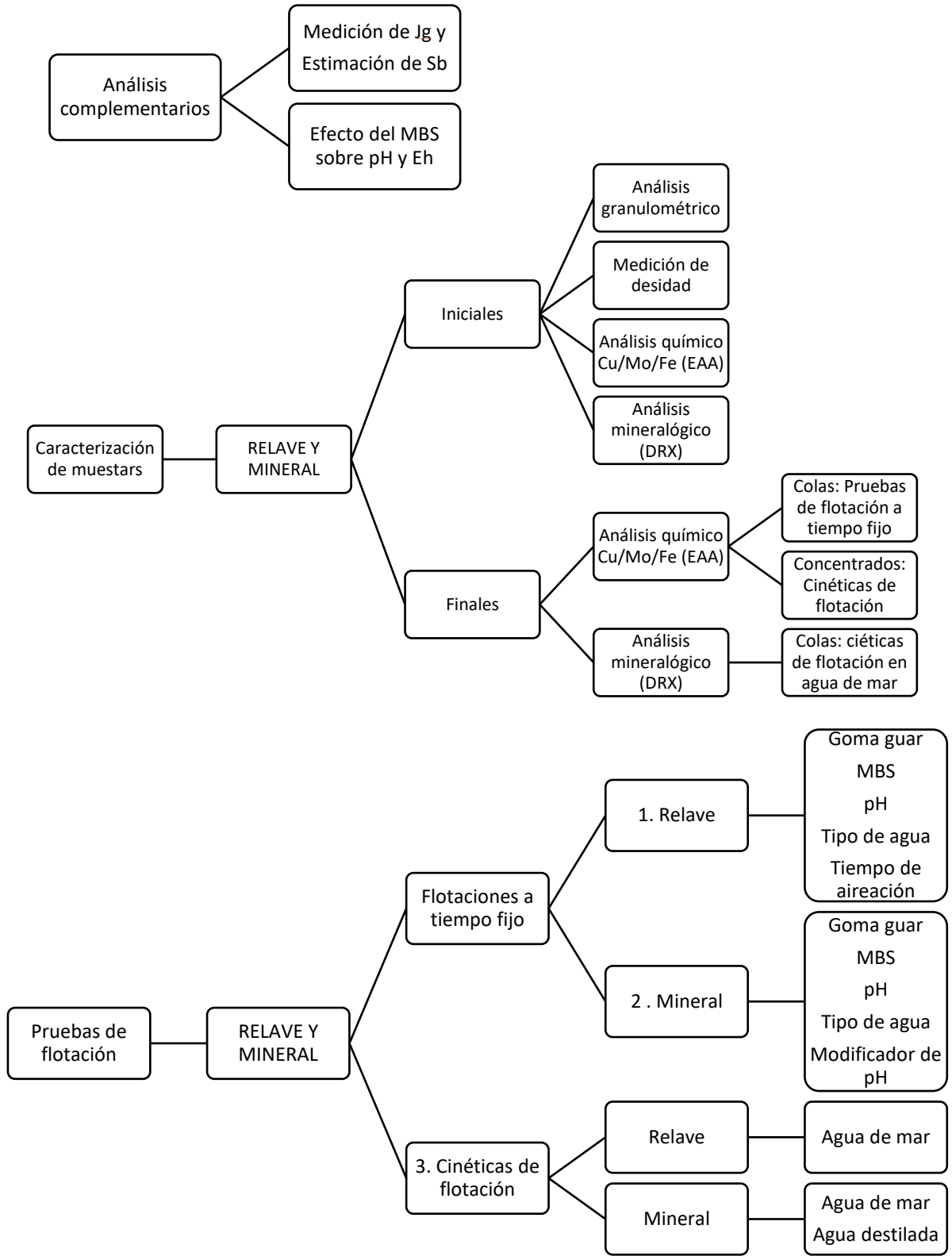


Figura 3.1. Diagrama de metodología experimental

Para cumplir con los objetivos y comprobar la hipótesis de esta memoria se realizó una serie de trabajos experimentales que se mencionan a continuación. En la Figura 3.1, se muestra un diagrama de la metodología.

3.1 Análisis complementarios.

3.1.1 Medición de J_g y estimación de S_b

Previo a la realización de las pruebas de flotación orientadas al uso de metabisulfito, se midió la sección transversal de la celda, para calcular el J_g a partir de los flujos de aire medidos por el flujómetro y luego estimar el S_b , con el fin de generar una interfase pulpa-espuma estable, que permita asegurar el transporte de las partículas hacia el concentrado. Una vez hecho esto, se realizaron pruebas de flotación preliminares variando el flujo de aire, para obtener una recuperación másica similar a la de los circuitos de flotación rougher industriales que se encuentra en un rango de 4% a 24% (Ipinza et al., 2010).

3.1.2 Efecto del metabisulfito de sodio sobre la modificación de pH y potencial redox

Se evaluó el efecto de la concentración de metabisulfito de sodio sobre el pH, para corroborar si corresponde a una sal ácida y su impacto sobre esta variable. Por otro lado, verificar su efecto en el potencial redox de la pulpa. Para ello, se preparó una pulpa con un 30% de sólidos en peso a la que se añadieron dosis de metabisulfito de sodio de forma incremental con lecturas a través de electrodos de medición de pH y potencial redox (Ag/AgCl).

3.2 Caracterización de muestras

3.2.1 Muestras iniciales

Las muestras de relave de MT y mineral de CMDIC con las que se realizaron las pruebas de flotación, fueron sometidas a distintos análisis iniciales necesarios para el desarrollo de las pruebas y complementar los resultados obtenidos. Estos corresponden a:

- Análisis granulométrico (ver el procedimiento en el ANEXO D)
- Mediciones de gravedad específica (ver el procedimiento en el ANEXO E)
- Análisis químico del contenido de Cu/Mo/Fe (ver el procedimiento en el ANEXO F)

- Análisis mineralógico semicuantitativo por difracción de rayos X para conocer las especies de interés y su cantidad relativa en el mineral (ver el procedimiento en el ANEXO F)

3.2.2 Muestras finales

El concentrado obtenido de cada prueba de flotación se pesó seco para luego obtener la recuperación másica según la ecuación la ecuación (2).

$$RM = \frac{m_c}{m_i} \cdot 100 \quad (2)$$

Donde:

m_c : Masa del concentrado

m_i : Masa de la carga inicial

RM: Recuperación másica

Luego, de cada prueba de flotación de barrido de variables, se tomó una muestra representativa de la cola seca para enviar a análisis químico por contenido de Cu/Mo/Fe. A continuación, la recuperación metalúrgica y la ley en el concentrado de Cu/Mo/Fe fueron calculadas según las ecuaciones (3) y (4) respectivamente, obtenidas a partir del balance de masa por componente.

$$R = \frac{\left(f - (100 - RM) \frac{t}{100} \right)}{f} \cdot 100 \quad (3)$$

$$c = \frac{\left(f - (100 - RM) \frac{t}{100} \right)}{RM} \cdot 100 \quad (4)$$

Donde:

f: Ley del elemento en la alimentación (%)

t: Ley del elemento en la cola (%)

c: Ley del elemento en el concentrado (%)

R: Recuperación metalúrgica (%)

En las pruebas de cinéticas de flotación, a diferencia de las pruebas de optimización de variables, se enviaron a análisis por contenido de Cu/Mo/Fe los cuatro concentrados obtenidos en lugar de la cola. Las leyes acumuladas del concentrado en el tiempo se presentan en las ecuaciones (5) y las recuperaciones acumuladas en el tiempo en las ecuaciones (6).

$$c_{1ac} = c_1 ; c_{2ac} = \frac{m_1c_1 + m_2c_2}{m_1 + m_2} 100; c_{3ac} = \frac{m_1c_1 + m_2c_2 + m_3c_3}{m_1 + m_2 + m_3} 100; \quad (5)$$

$$c_{4ac} = \frac{m_1c_1 + m_2c_2 + m_3c_3 + m_4c_4}{m_1 + m_2 + m_3 + m_4} 100$$

$$R_1 = \frac{m_1c_{1ac}}{m_{if}} 100 ; R_2 = \frac{(m_1 + m_2)c_{2ac}}{m_{if}} 100; R_3 = \frac{(m_1 + m_2 + m_3)c_{3ac}}{m_{if}} 100 \quad (6)$$

$$R_4 = \frac{(m_1 + m_2 + m_3 + m_4)c_{4ac}}{m_{if}} 100$$

Donde:

m_k : Masa del concentrado en el tiempo k

c_k : Ley del elemento en el concentrado en el tiempo k, medida

c_{kac} : Ley del elemento en el concentrado total acumulado hasta el tiempo k

R_k : Recuperación acumulada del elemento hasta el tiempo k

Con $k= 1,2, 3$ y 4

Siendo 1: Tiempo 15 s

2: Tiempo 45 s

3: Tiempo 180s

4: Tiempo 900s

Finalmente, se envió a caracterización de especies mineralógicas por difracción de rayos X semicuantitativa, una muestra de la cola de una cinética de flotación en agua de mar, de una prueba realizada con relave de MT y otra con mineral de CMDIC. Esto, con el fin de cuantificar las especies mineralógicas en la cola y contrastarlas con las especies

mineralógicas de las muestras iniciales de ambos minerales. (ver procedimientos en el ANEXO F).

3.3 Pruebas de flotación batch a escala de laboratorio

Se diseñó un conjunto de pruebas para estudiar las principales variables y sus valores de respuestas en términos de recuperación y ley de Cu/Mo en el concentrado y separación de Fe. Por cada una de estas pruebas se obtuvo un único concentrado.

Las prueba de flotación de barrido se clasifican en dos grupos y se desarrollaron en el siguiente orden:

1. Pruebas de flotación con relave de Cu/Mo de Minera El Teniente (MT), proveniente de la alimentación a la planta de reprocesamiento de relaves de Minera Valle Central.
2. Pruebas de flotación con mineral de Cu/Mo, proveniente de Compañía Minera Doña Inés de Collahuasi (CMDIC).

En el primer grupo de pruebas, el relave se recibió como pulpa mineral. Para evaluar el efecto del tipo de agua, la pulpa fue filtrada y secada con el objetivo de obtener el sólido. Luego, este se mezcló con agua de mar o agua destilada según sea el caso para ejecutar la prueba de flotación. Las variables evaluadas en este caso corresponden a:

- Dosis de goma guar
- pH
- Dosis de metabisulfito de sodio
- Tipo de agua
- Tiempo de aireación.

En el segundo grupo de pruebas, el mineral inicialmente tenía un 46% de sus partículas sobre 710 μm . Debido a esto, fue sometido a una molienda de bolas con el objetivo de obtener un tamaño de partícula 100% bajo 212 μm , apto para el proceso de flotación (El procedimiento de molienda se encuentra en el ANEXO C. En este caso, las variables a estudiar corresponden a:

- Dosis de goma guar
- pH

- Modificador de pH básico (NaOH o cal)
- Tipo de agua
- Dosis de metabisulfito de sodio

Después de las pruebas de flotación para optimizar variables, se realizaron pruebas de cinética de flotación. Una prueba con relave de MT y dos con mineral de CMDIC, aplicando las condiciones en las que se obtuvo el mejor desempeño en términos de recuperación, ley de Cu/Mo del concentrado y separación de Fe encontrada previamente. Por cada prueba se obtuvo un total de 4 concentrados en los tiempos 15, 45, 180 y 900 s.

Un resumen de los parámetros de las pruebas se presenta en la Tabla 3.1 (Estos fueron definidos a partir de los parámetros de la Tabla 0.1 en el ANEXO G, obtenidos de la literatura estudiada). Las condiciones con las que se realizaron cada una de las pruebas de flotación de barrido de variables con el relave de MT y el mineral de CMDIC se encuentran en el Capítulo 4 en la

Tabla 4.6 y la Tabla 4.9 respectivamente, además en la Tabla 4.10 se indican las condiciones de las pruebas de cinética de flotación. El procedimiento de la prueba de flotación se encuentra en el ANEXO A. Cabe mencionar, que todas las pruebas se desarrollaron en duplicado por lo que la recuperación y las leyes obtenidas corresponden al promedio de los resultados.

Con respecto al agua de mar utilizada en los experimentos, esta se sometió a un proceso de limpieza para eliminar las impurezas que pudieran afectar el desempeño del proceso de flotación. El procedimiento se encuentra en el ANEXO B.

Tabla 3.1. Parámetros de las pruebas de flotación rougher.

Alimentación	Relave de MT	Mineral de CMDIC	Unidad
Tipo de celda	Edemet laboratory flotation machine		
Agitación	1.200	1.300	RPM
Flujo de aire	9	6	L min ⁻¹
Frecuencia de Remoción		10	s
Tiempo de flotación	7	10	min
Tiempo de acondicionamiento		10	min
Tamaño de partícula	P ₈₀ : 200	100% -212	mm
Gravedad específica	2,73	2,69	
Volumen de pulpa	1.500	1.400	mL
Cp		30	%
Pruebas con agua desionizada			
Cantidad de agua	1.296	1.208	mL
Cantidad de mineral	556	518	g
Pruebas con agua de mar			
Cantidad de agua	1.327	1.196	mL
Cantidad de mineral	569	530	g
Ley de Cu	0,22	0,96	%
Ley de Mo	0,014	0,037	%
Ley de Fe	4,31	4,81	%
Modificador de pH	NaOH	NaOH y CaO	
Colector 1 AP 3894	30	25	g t ⁻¹
Colector 2 AP 404	5	19	g t ⁻¹
Espumante AF 70	19	19	g t ⁻¹

CAPÍTULO 4: RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Cálculo de J_g y estimación de S_b

La celda de flotación tiene un largo y ancho de 11,0x11,0 cm, con lo que se obtiene un área transversal de 121 cm² y, el cuello del agitador tiene un diámetro de 1,9 cm que se traduce en un área de sección trasversal de 2,7 cm². Luego, el área disponible para el paso del flujo de aire corresponde a la diferencia de área, es decir 118 cm². En consecuencia, el flujo de aire obtenido de la lectura del flujómetro en L min⁻¹ se transforma a unidades de cm³ s⁻¹ al aplicar un factor de 16,67. Finalmente, el J_g es el cuociente entre el flujo de aire y la sección transversal disponible para el paso del flujo de aire en unidades de cm s⁻¹. El flujo superficial de área de burbuja (S_b) con unidades de s⁻¹ se estimó considerando un rango de diámetro de burbuja típico medio de 1,0-1,5 mm según la ecuación (7) con d_{32} en cm.

$$S_b = \frac{6J_g}{d_{32}} \quad (7)$$

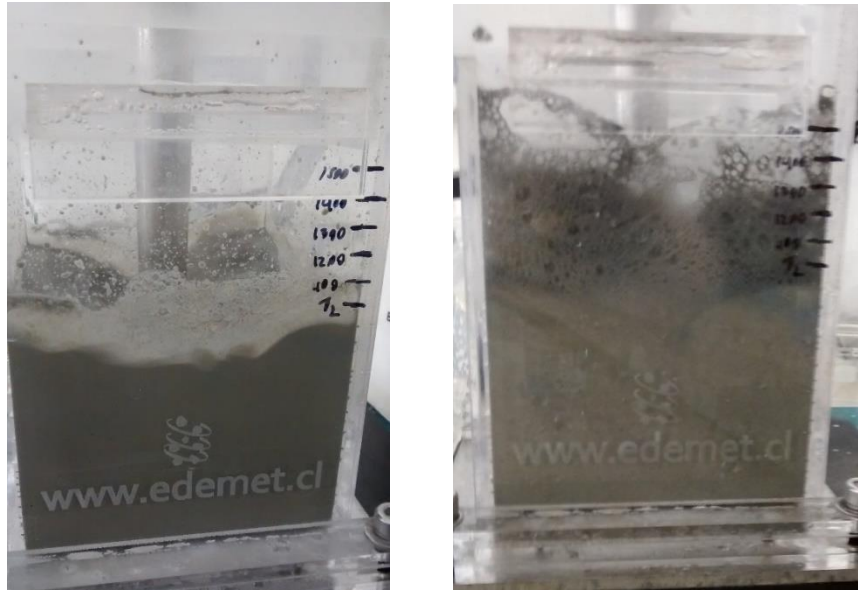
En la Tabla 4.1, se muestra el J_g calculado para cada flujo de aire utilizado en las pruebas con ambos minerales y la estimación del S_b . Estas condiciones aplicadas, son adecuadas para la generación del transporte de masa y la estabilidad de la interfase pulpa espuma, como se indica en la Figura 2.3 en el apartado de Análisis crítico del estado del arte.

Los valores de S_b son mayores en las pruebas de flotación con relave de MT que con mineral de CMDIC a causa de la aplicación de un flujo de aire superior. De igual forma, en agua de mar el S_b también es mayor, debido a la generación de burbujas más finas a causa de su contenido de electrolitos de acuerdo a lo señalado en (Castro, 2018).

En la Figura 4.1, se muestra la etapa de aireación del mineral previo a la etapa de flotación con adición de metabisulfito, realizada con una menor cantidad de agua para obtener un 50% de sólido en peso en la celda y así evitar el rebalse del concentrado, sin la adición de reactivos. Como se observa, en agua de mar se produce la formación de un colchón de espuma estable sin la adición de espumante.

Tabla 4.1. Parámetros relacionados con el flujo de aire

Ítem	Unidad	Pruebas con mineral	
		Relave de MT	Mineral de CMDIC
Flujo de aire	L min ⁻¹	9	6
Jg	cm ³ s ⁻¹ cm ⁻²	1,27	0,85
Sb min	cm ² s ⁻¹ cm ⁻²	51	34
Sb max	cm ² s ⁻¹ cm ⁻²	76	51



a)

b)

Figura 4.1. Etapa de aireación sin la adición de reactivos con mineral de CMDIC. flujo de aire 6 L min⁻¹; agitación 1300 rpm. a) agua destilada y b) agua de mar

4.2 Efecto del metabisulfito de sodio sobre el pH y Eh

En la Figura 4.2, se muestra el efecto de la adición de metabisulfito de sodio sobre el valor de pH y de potencial redox (Eh), en una pulpa preparada con relave de MT y agua destilada con un 30 % de sólido en peso. Al comparar estos resultados con los expuestos en la Figura 2.19 se corrobora el efecto acidificante del metabisulfito. En pulpa de mineral, el potencial redox se mantiene constante en 375 mV/ENH (rango de error de la medición de +/- 50 mV aproximadamente), similar a los obtenidos por Uribe Vélez, 2017 en el rango de concentración de $0,0 \cdot 10^{-3}$ - $4,5 \cdot 10^{-3}$ mol L⁻¹. En estas concentraciones, no se alcanza a apreciar una disminución en el potencial redox con el uso de metabisulfito y, en consecuencia, tampoco en las dosis utilizadas en las pruebas de 175, 600 y 1200 g t⁻¹. Cabe mencionar, que la pulpa inicialmente presentaba un pH natural de 8,5 sin embargo,

una pulpa preparada en base a un mineral con una procedencia distinta normalmente presentaría un pH natural diferente, por lo que el efecto de la baja del pH también sería distinto. En el caso del agua destilada con una concentración de $1,0 \cdot 10^{-3}$ M de metabisulfito de sodio, se alcanza un pH cercano a 7,2, valor diferente al reportado en la literatura (Uribe Vélez, 2017).

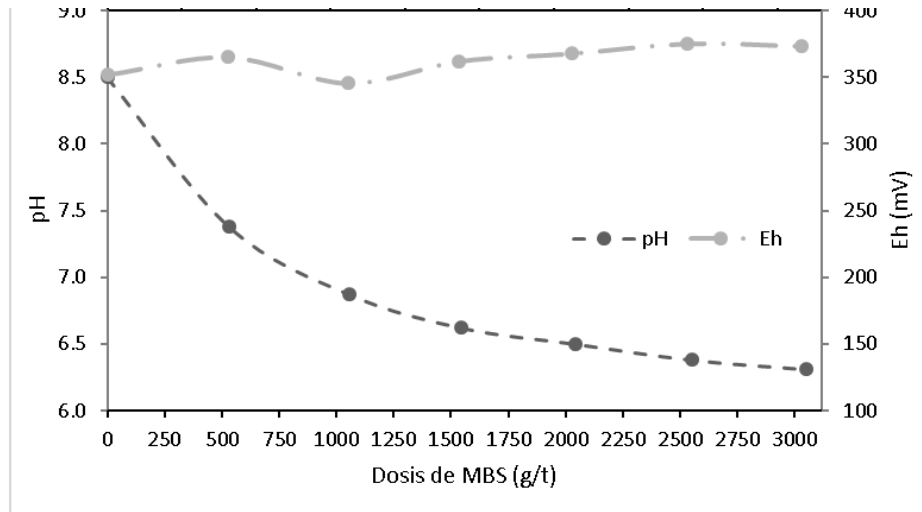


Figura 4.2. Efecto de la dosis de metabisulfito de sodio sobre el pH y el Eh en una pulpa preparada con relave de MT con un 30% de sólidos en agua destilada. Potencial redox Eh (ENH)

4.3 Caracterización de muestras iniciales

4.3.1 Gravedad específica

La Tabla 4.2, muestra la gravedad específica obtenida a través del método de picnometría de ambos minerales. A partir de estos valores se calcularon las masas de las cargas para obtener el porcentaje de sólidos requerido dentro de la celda. Los valores obtenidos se encuentran en el rango normal de los minerales de Cu (Ipinza et al., 2010)

Tabla 4.2. Gravedad específica de muestras iniciales

	Relave de MT	Mineral de CMDIC	Unidad
Gravedad específica	2,73	2,69	

4.3.2 Distribución granulométrica

En la Figura 4.3, se muestra la distribución granulométrica del relave de MT que tiene un P_{80} de 200 μm y un P_{50} de 106 μm . La Figura 4.4, muestra la distribución granulométrica del mineral de CMDIC, que posee un P_{80} de 128 μm y un P_{50} de 50 μm .

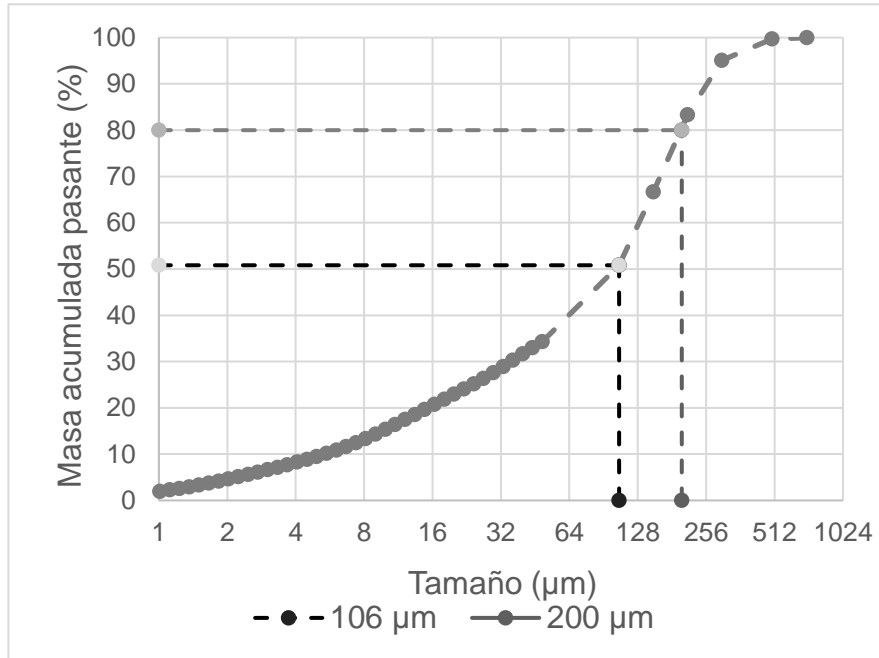


Figura 4.3. Distribución granulométrica del relave de MT

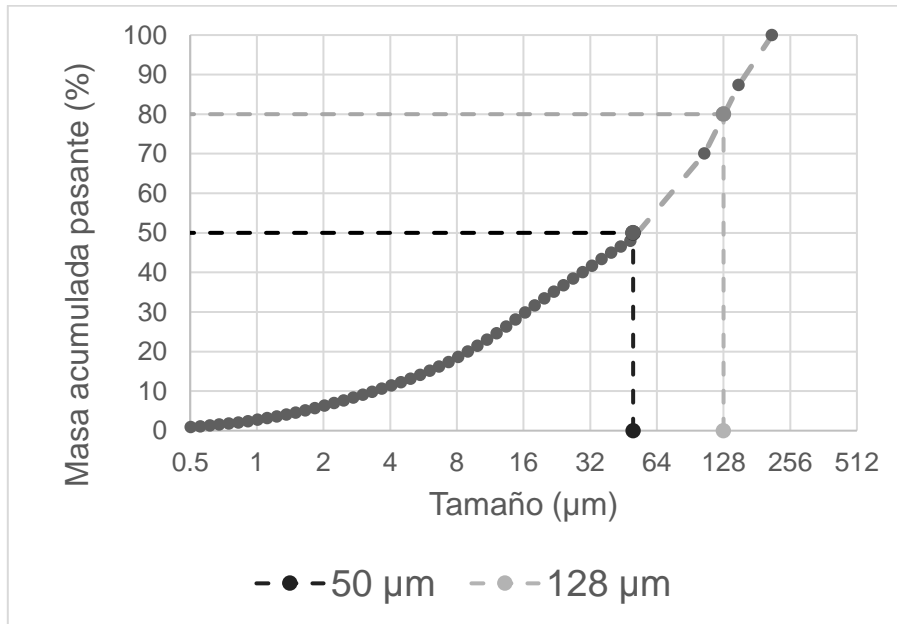


Figura 4.4. Distribución granulométrica del mineral de CMDIC

4.3.3 Leyes de cobre, molibdeno y hierro

En la Tabla 4.3 se muestran las leyes de Cu, Mo y Fe del relave de MT y del mineral de CMDIC.

Tabla 4.3. Leyes de Cu, Mo y Fe del relave de MT y del mineral de CMDIC

	Ley de Cu (%)	Ley de Mo(%)	Ley de Fe(%)
Relave de MT	0,22	0,014	4,31
Mineral de CMDIC	0,96	0,037	4,81

4.4 Resultados de pruebas de flotación de las variables críticas

4.4.1 Pruebas de flotación con relave de MT

En la Figura 4.5, se muestra un resumen de los resultados de las pruebas A a la L, según las condiciones experimentales indicadas en la

Tabla 4.6. En el siguiente análisis, se excluye la prueba L que corresponde a los resultados de la prueba de cinética de flotación, que se discute más adelante.

Para evaluar el efecto del cambio de los valores de las variables se tomó como blanco de contraste la prueba B, que considera las condiciones de un proceso convencional, sin adición de metabisulfito de sodio ni goma guar, en agua destilada y a pH 10. Los resultados se presentan en la Tabla 4.4.

Tabla 4.4. Resultados experimentales de la prueba B

	Cu	Mo	Fe	Masa
Recuperación metalúrgica (%)	62	34	33	18
Ley del concentrado (%)	0,74	0,027	7,6	

Los errores promedios asociados a los cálculos de recuperación y ley del concentrado, de los distintos elementos químicos analizados, se encuentran en la Tabla 4.5. Por lo tanto, los aumentos o disminuciones de recuperación/ley tienen diferencias significativas cuando son mayores a dos veces el error.

Tabla 4.5. Error asociado a las recuperaciones y leyes de pruebas con relave de MT

	Cu	Mo	Fe	Masa
Error R (%)	3	4	3	1
Error Ley (%)	0,1	0,004	1	

Tabla 4.6. Pruebas de flotación de barrido de variables con relave de MT

Prueba	Goma guar, g t ⁻¹	pH _(NaOH)	Metabisulfito de sodio, g t ⁻¹	Tipo de agua	Tiempo de aireación, min
A	100	10	0	Destilada	0
B	0	10	0	Destilada	0
C	1000	10	0	Destilada	0
D	100	8,5	0	Destilada	0
E	100	8,5	175	Destilada	20
F	100	8,5	175	Mar	20
G	100	8,5	175	Mar	0
H	100	8,5	0	Mar	20
I	100	8,5	600	Mar	20
J	100	8,5	1200	Mar	20
K	0	8,5	175	Mar	20
L	0	7,17 (*)	175	Mar	20

(*) pH natural de la pulpa.

Tomando la prueba B como referencia blanco, la recuperación metalúrgica de Cu más alta (71%) se obtuvo con las condiciones de la prueba **F** (pH 8,5; goma guar 100 g t⁻¹; MBS 175 g t⁻¹ y agua de mar) con un incremento de recuperación de **9%**, sin embargo, en este caso se obtuvo la ley de Cu más baja de todas las pruebas (0,7%) y la misma recuperación de Fe (33%) que en B. En términos de selectividad de Cu respecto al Fe, en la prueba **K** se logró un aumento de la recuperación de Cu de **6%** (68%) y una disminución de 5 % de la recuperación del Fe (28%) respecto al caso base, utilizando las mismas condiciones que en F, salvo que no se añadió goma guar.

En la prueba **E** bajo las mismas condiciones que F, en agua destilada. Se obtuvo una recuperación de Cu de 65%, con una ley de Cu en el concentrado de 0,9% y una significativa disminución de 10% en la recuperación de Fe (23%), respecto del caso base. En relación con las pruebas desarrolladas en agua de mar de la F a la K, no hubo diferencias significativas en términos de recuperación ni ley del concentrado de Cu al cambiar los valores de las variables estudiadas. El rango de recuperación de cobre fue

67%-71% mientras que la ley de concentrado de cobre estuvo en el rango 0,68%-0,78%. En las pruebas de flotación en agua dulce, de la A a la E el rango de la ley de Cu fue más amplio.

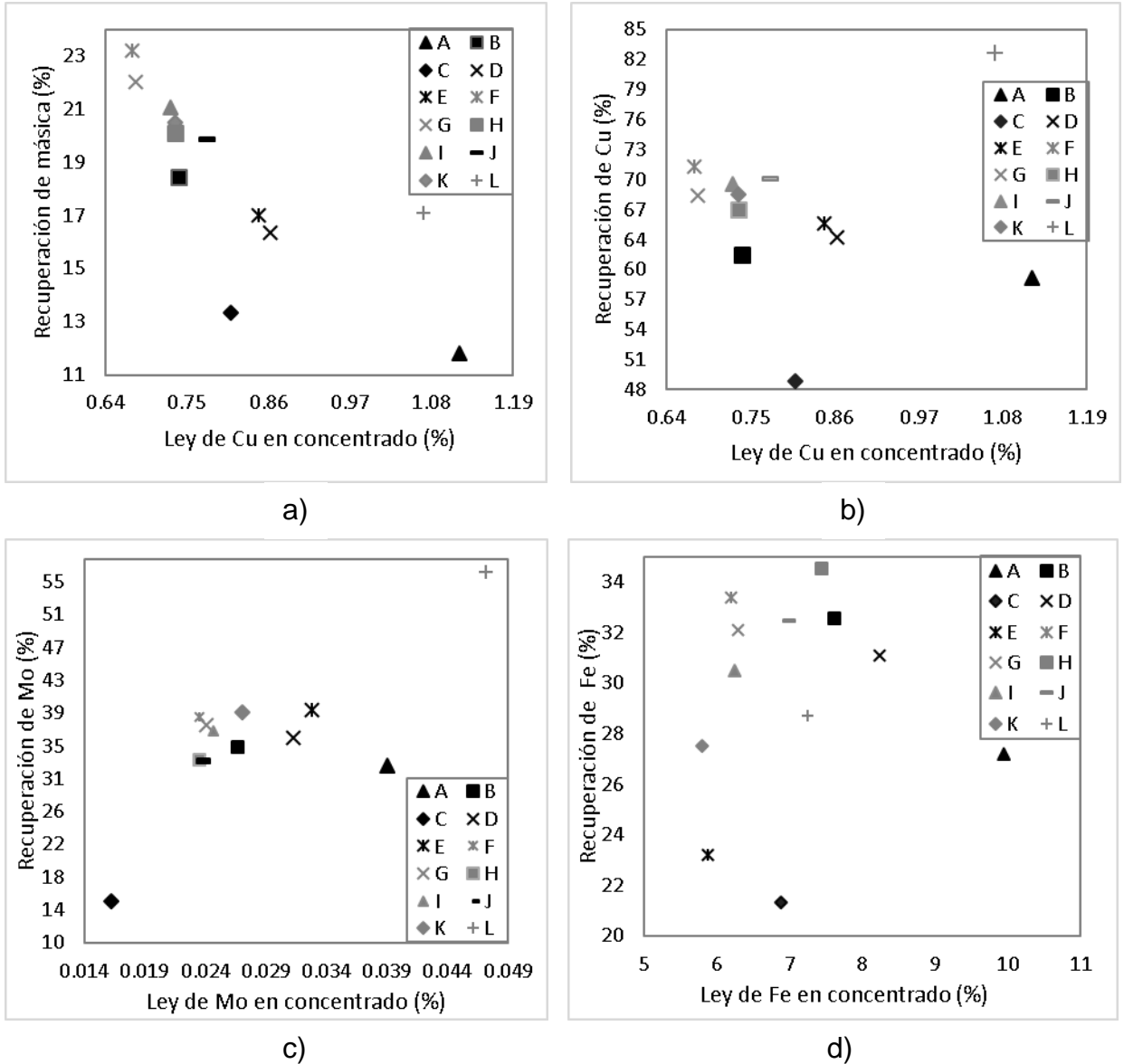


Figura 4.5. Gráficos de Recuperación vs Ley: a) Recuperación másica vs Ley de cobre; b) Cu; c) Mo; d) Fe. Pruebas de flotación con relave de MT. Cada letra corresponde a una condición aplicada según la Tabla 4.6

La recuperación de cobre en agua dulce se encuentra en un rango de 49% a 65%, inferior a las pruebas de flotación en agua de mar. La ley de cobre del concentrado usando agua dulce se encuentra entre 0,73%-1,12%, en general, más altas que las obtenidas en agua de mar.

La Figura 4.6, muestra que una dosis de 100 g t⁻¹ de goma guar, reduce significativamente la flotabilidad de las partículas con una caída de 6% en la recuperación másica (12%).

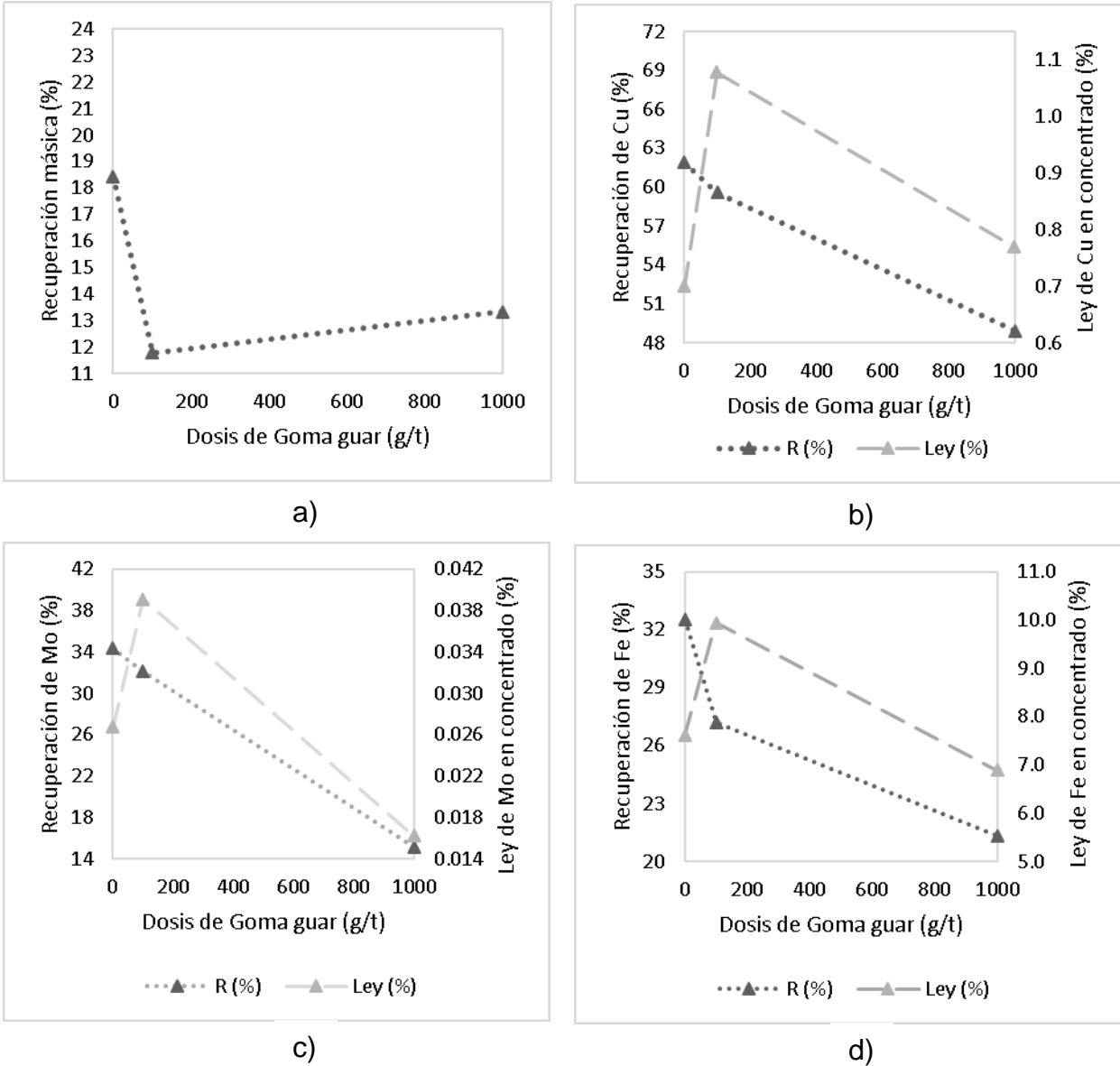


Figura 4.6. Efecto de la dosis de Goma Guar sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH 10; Dosis de MBS 0 g t⁻¹; Tiempo de aireación 0 min; Agua destilada. Pruebas B, A y C. Alimentación relave de MT

Sin embargo, esto no afecta de manera significativa la recuperación de Cu/Mo/Fe, con valores que se encuentran dentro del rango de error de medición. Esto, produce aumentos significativo de la ley de Cu/Mo/Fe en 0,4%, 0,01% y 2%, respectivamente, en relación con los resultados de la prueba de flotación B. En la prueba de flotación A se alcanzaron las leyes más altas de Cu/Mo/Fe de todas las pruebas realizadas alcanzando un 1,1% en ley de Cu y un 9,9% en ley de Fe.

Al aumentar 10 veces la dosis de goma guar, es decir a 1000 g t^{-1} (prueba C), la recuperación másica prácticamente no se vio afectada, sin embargo, cayeron las recuperaciones metalúrgicas de Cu/Mo/Fe en 13%, 19 y 11% respectivamente en relación con la prueba de flotación B, siendo estos los valores más bajos obtenidos en la campaña de experimentos.

La Figura 4.7, muestra que al comparar los resultados de la prueba de flotación A con D, realizada a pH de 8,5, se tiene un aumento de 4% de la recuperación másica (16%) en D con respecto a A. Además, aumentan las recuperaciones de Cu/Mo/Fe, sin embargo, las leyes de Cu/Mo/Fe disminuyen en 0,3%, 0,01% y 2%, respectivamente. Los resultados de la flotación en D con respecto al caso base, presentan una mayor recuperación y ley del concentrado en Cu/Mo, junto con un aumento de la selectividad del Fe ver (Figura 4.5).

La Figura 4.8, compara los resultados de la prueba de flotación D con los de la E, condición de 175 g t^{-1} de metabisulfito de sodio. Si bien, se produjo un aumento de un 1% en la recuperación másica (17%), las recuperaciones de Cu/Mo solo aumentaron dentro del error. Aunque, cabe destacar que se produjo una importante depresión del Fe, disminuyendo la recuperación y la ley en 8% y 2%, respectivamente respecto del caso base. En consecuencia, en la prueba E se obtuvo una mejora en la selectividad de cobre sobre el hierro respecto a D y B.

La Figura 4.8, muestra que al mantener las condiciones de la prueba D y E, pero utilizando agua de mar (prueba H y prueba F respectivamente). Con la adición de 175 g t^{-1} de metabisulfito de sodio se repite la tendencia discutida previamente. Un aumento en la recuperación másica, en este caso de 20% a 23%, un incremento en la recuperación de Cu/Mo pero que se mueven dentro del error, con una disminución en la recuperación y la ley de Fe, sin diferencias significativas.

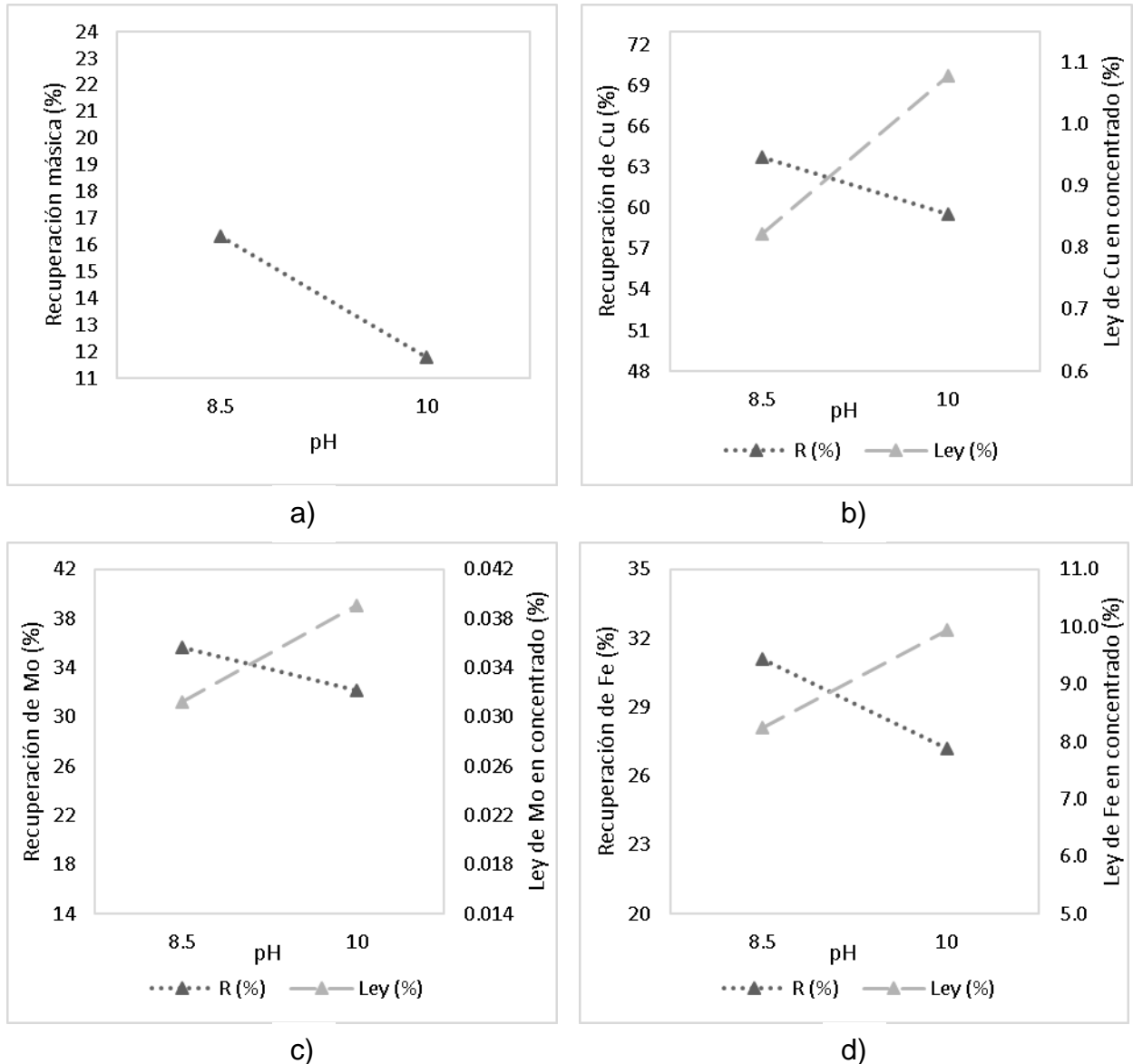


Figura 4.7. Efecto del pH sobre: a) Recupерación másica, b) Recupерación y ley en el concentrado de Cu, c) Recupерación y ley en el concentrado de Mo y d) Recupерación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: Goma Guar 100 g t^{-1} ; MBS 0 g t^{-1} ; Agua destilada; Tiempo de aireación 0 min. Pruebas D y A. Alimentación relave de MT

Con adiciones de 600 (prueba i) y 1200 (prueba j) g t⁻¹ de metabisulfito de sodio, disminuye la recuperación másica en 3% manteniéndose la recuperación de Cu entorno a un 70% y sobre 67% (cuando no se agregó metabisulfito de sodio). Además, disminuye la recuperación de Fe alrededor de un 2%.

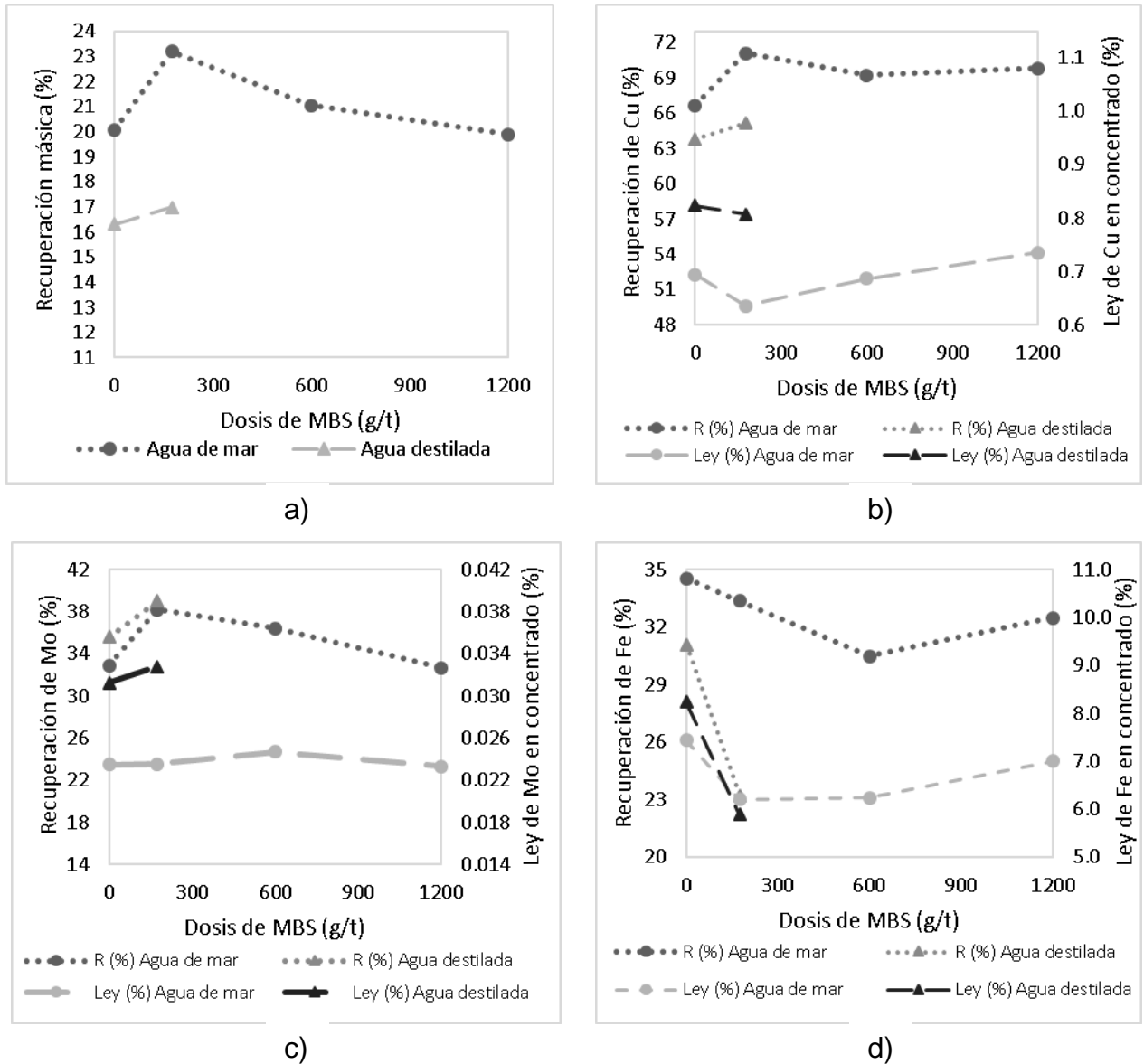


Figura 4.8. Efecto de la dosis de Metabisulfito sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH 8,5 ajustado con NaOH; goma guar 100 g t⁻¹; tiempo de aireación 20 min excepto en los casos sin adición de MBS; agua de mar. Pruebas con relave de MT

La Figura 4.9 compara el efecto de la prueba F y de la prueba K (sin la adición de goma guar). Los resultados indican que, sin la adición de este reactivo ocurre una disminución de la recuperación másica en cerca de 2% pero, esto no afecta a la recuperación y la ley de Cu/Mo. No obstante, ocurre una caída significativa en la recuperación de Fe del orden de 5%. Es importante notar que la goma guar, en dosis de 100 g t⁻¹, posee un efecto contrario a pH 8,5 en agua de mar respecto a su aplicación en agua destilada, a pH 10.

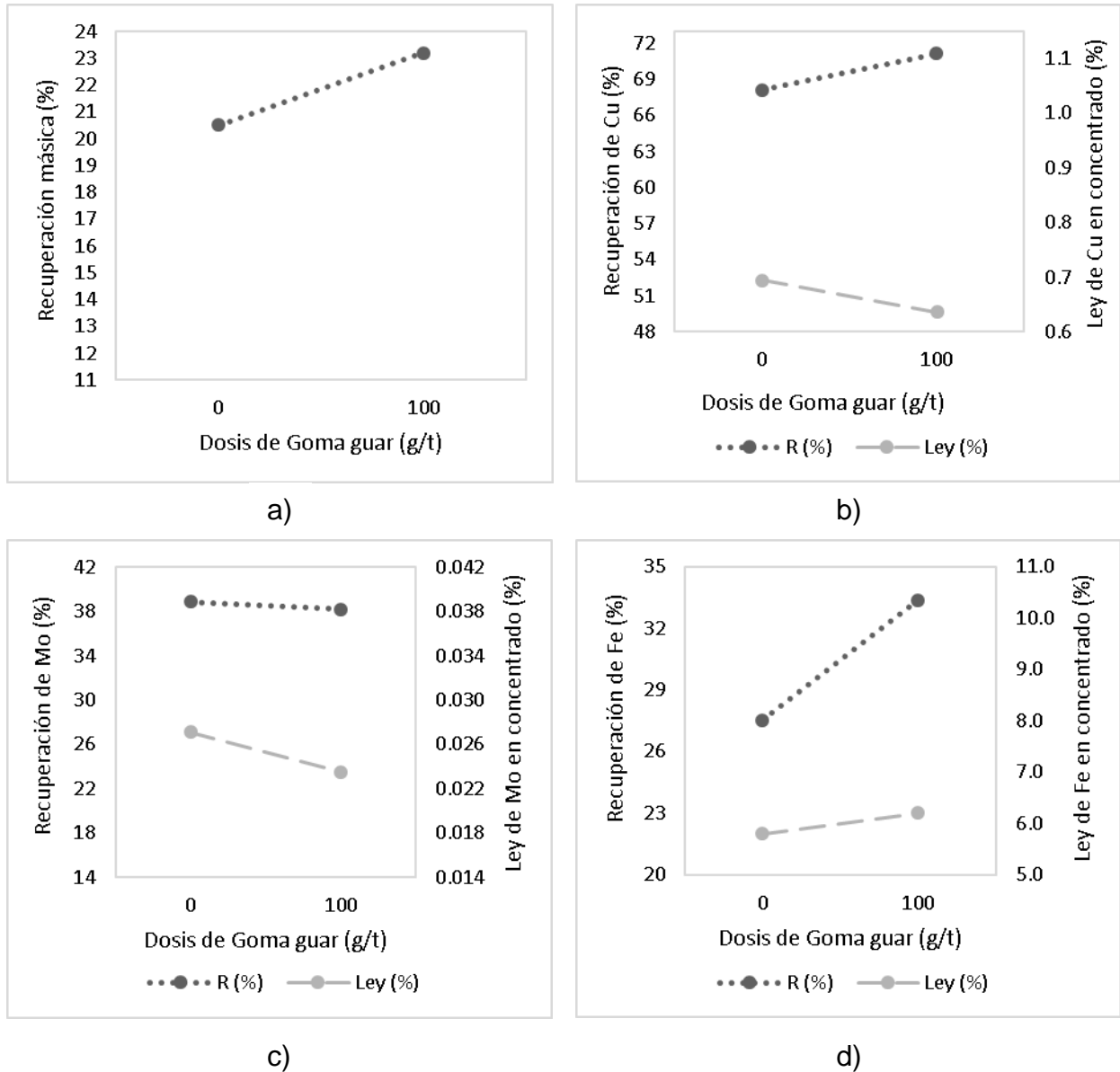


Figura 4.9. Efecto de la dosis de Goma Guar sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH 8,5 ajustado con NaOH; MBS 175 g·t⁻¹;Tiempo de aireación 20 min; Agua de mar. Pruebas F y K. Alimentación relave de MT

4.4.2 Pruebas de flotación con mineral de CMDIC

En la Figura 4.10, se muestra un resumen de los resultados de las pruebas A a la L, bajo las condiciones indicadas en la Tabla 4.9. Para evaluar la conducta de la recuperación y ley bajo las condiciones aplicadas, se tomó como referencia la prueba de flotación M, dado que es la que más se asemeja a un proceso convencional, sin adición de metabisulfito de sodio ni goma guar, en agua destilada y a pH 10 ajustado con cal. Los resultados se presentan en la Tabla 4.7.

Tabla 4.7. Resultados experimentales del ensayo M

	Cu	Mo	Fe	Masa
Recuperación metalúrgica (%)	87	83	36	10
Ley del concentrado (%)	8,5	0,315	18	

Los errores promedios asociados a los cálculos de recuperación y ley del concentrado, de los distintos elementos químicos analizados se encuentran en la Tabla 4.8. Por lo tanto, los aumentos o disminuciones de recuperación/ley, tienen diferencias significativas cuando son mayores a dos veces el error.

Tabla 4.8. Error asociado a las recuperaciones y leyes de pruebas con mineral de CMDIC

	Cu	Mo	Fe	Masa
Error R (%)	0.6	4	2,8	1
Error Ley (%)	0,7	0,04	1,6	

Tabla 4.9. Prueba de flotación de barrido de variables con mineral de CMDIC

Prueba	Goma guar, g t ⁻¹	pH	Metabisulfito de sodio, g t ⁻¹	Tipo de agua	Modificador de pH
A	0	8,5	0	Mar	NaOH
B	0	8,5	175	Mar	NaOH
C	0	8,5	600	Mar	NaOH
D	0	8,5	1200	Mar	NaOH
E	0	7	175	Mar	NaOH
F	0	10	175	Mar	NaOH
G	100	8,5	175	Mar	NaOH
H	100	10	175	Destilada	NaOH
I	100	8,5	175	Destilada	NaOH
J	100	10	0	Destilada	NaOH
K	0	10	175	Destilada	NaOH
L	0	7	175	Destilada	NaOH
M	0	10	0	Destilada	Cal
N	0	8,5	175	Mar	Cal
O	100	8,5	175	Mar	Cal
P	0	6,38(*)	175	Mar	Sin
Q	0	6,17(*)	175	Destilada	Sin

(*) pH natural de la pulpa.

Al observar la Figura 4.10 a), se aprecia una tendencia de disminución en el comportamiento de la recuperación másica frente al aumento de la ley de cobre en el concentrado. Esto se explica mediante la ecuación (8), que muestra cómo se relacionan ambas variables.

$$RM = \frac{m_{Cu} \cdot L_{Cu}}{L_{Cu}} \quad (8)$$

Para que esta ecuación se ajuste los datos, los finos de cobre en el concentrado deben ser constantes independientemente de las condiciones aplicadas a las pruebas, en consecuencia, la recuperación de cobre también lo debe ser. Al analizar las recuperaciones obtenidas, 15 muestras de 17, se mantienen en un rango entre 87% y 93% (ver Figura 4.10 b)), con un promedio total de 90%, mientras que el promedio de los finos corresponde a 0,88. Al reemplazar este valor en la ecuación (8), utilizándola como modelo y calcular el coeficiente de correlación (R^2), en el rango de ley de Cu de 3% a 14%, se obtiene un grado de ajuste de 0,999.

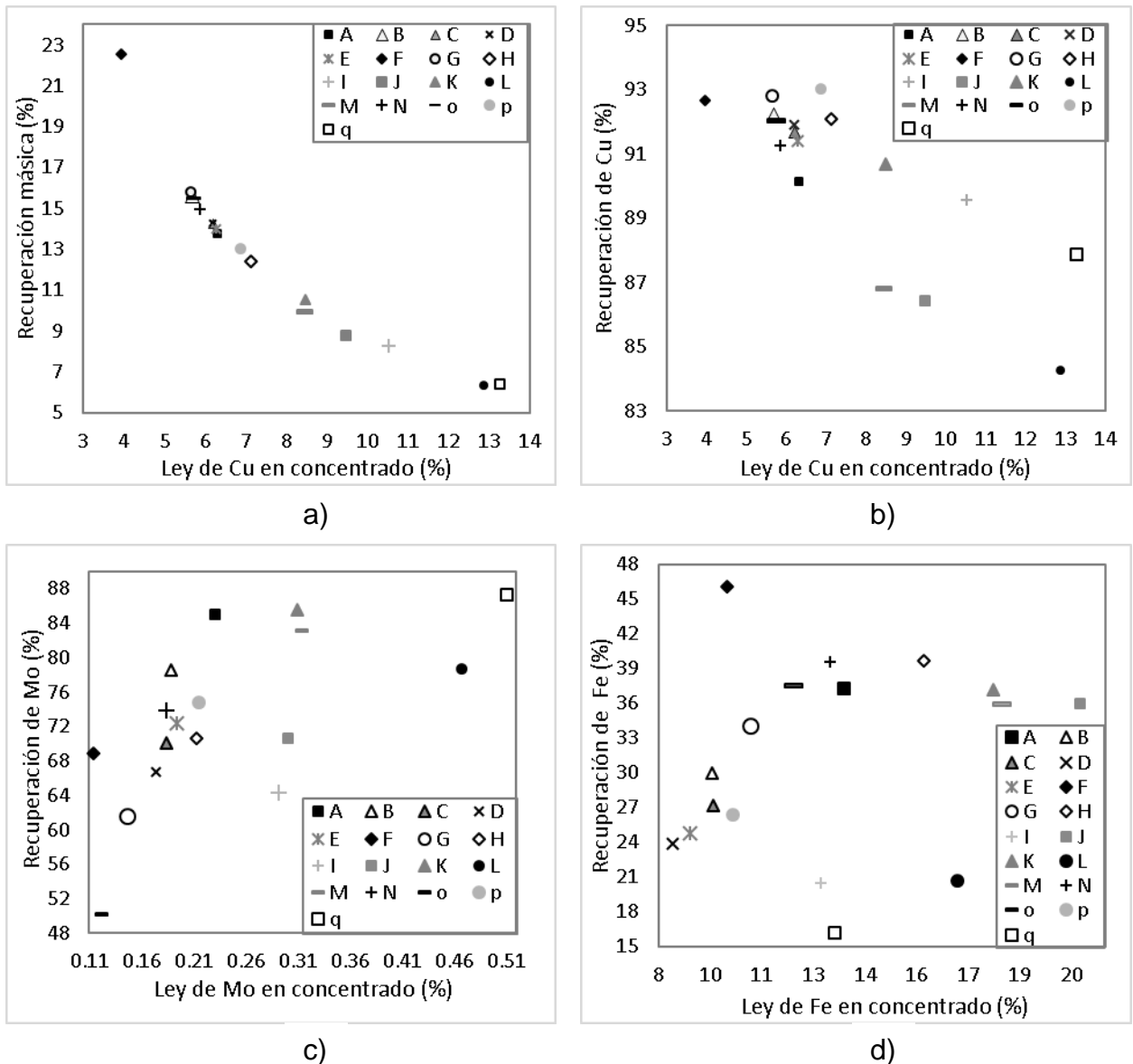


Figura 4.10. Gráficos de Recuperación vs Ley. a) Recuperación másica vs Ley de cobre; b) Cu; c) Mo; d) Fe. Pruebas de flotación con mineral de CMDIC. Cada letra corresponde a una condición según la Tabla 4.9

Tomando como referencia blanco los resultados de la prueba M, la mejor recuperación de cobre (93%) se obtuvo bajo las condiciones de la prueba **p**, logrando una mejora de 6% y una disminución en la recuperación de Fe (26%) de 10% respecto a p, por lo que también, corresponde a un buen resultado en términos de selectividad de la flotación de Cu respecto del Fe.

La ley de Cu más alta se obtuvo en la prueba **q**, bajo las mismas condiciones que la prueba p, pero en agua destilada. La mejora de la ley de Cu (13%) fue de 5% respecto a M. Además, en este caso la recuperación de Fe (16%) fue la más baja del conjunto de pruebas con mineral, disminuyendo en 20% respecto a la prueba M.

Las recuperaciones másicas en agua de mar también son mayores que en agua destilada. En agua de mar, se encuentran en un rango de 13% a 23% y en agua destilada de 6% a 12%. Esto también repercute en la recuperación de cobre, dado que el promedio en agua de mar es de 92% y de agua destilada de 88%.

En las pruebas realizadas con relave de MT, la ley más alta de Cu/Mo/Fe se obtuvo en la prueba A, a pH 10, con agua destilada y 100 g t⁻¹ de goma guar. Estas mismas condiciones se replicaron en la prueba **J** con el mineral de CMDIC. En este caso, también se obtuvieron leyes altas respecto de las otras pruebas, sobre todo de Fe (ver Figura 4.10 d)) donde se alcanzó la ley más alta de todos los experimentos. Bajo estas condiciones adicionalmente se añadieron 175 g t⁻¹ de metabisulfito de sodio en la prueba **H**, con el fin de disminuir la recuperación de Fe y mejorar la selectividad. Los resultados se presentan en la Figura 4.11. Sin embargo, ocurrió el efecto contrario, se produjo un aumento de 4% en la recuperación másica, acompañado de un incremento de la recuperación de Cu de 6% y de Fe de 4%, obteniendo finalmente un 92% y un 40%, respectivamente. Esta corresponde a la recuperación de Cu más alta alcanzada en agua destilada.

En la Figura 4.12 se compara el efecto de la prueba H con la prueba K, donde no se añadió goma guar. Ante este cambio, se produjo una mejora en la recuperación de Mo de 15% alcanzando un 86% y un aumento en la ley de Mo de 0,1%, mientras tanto en el resto de los parámetro metalúrgicos no existieron cambios apreciables.

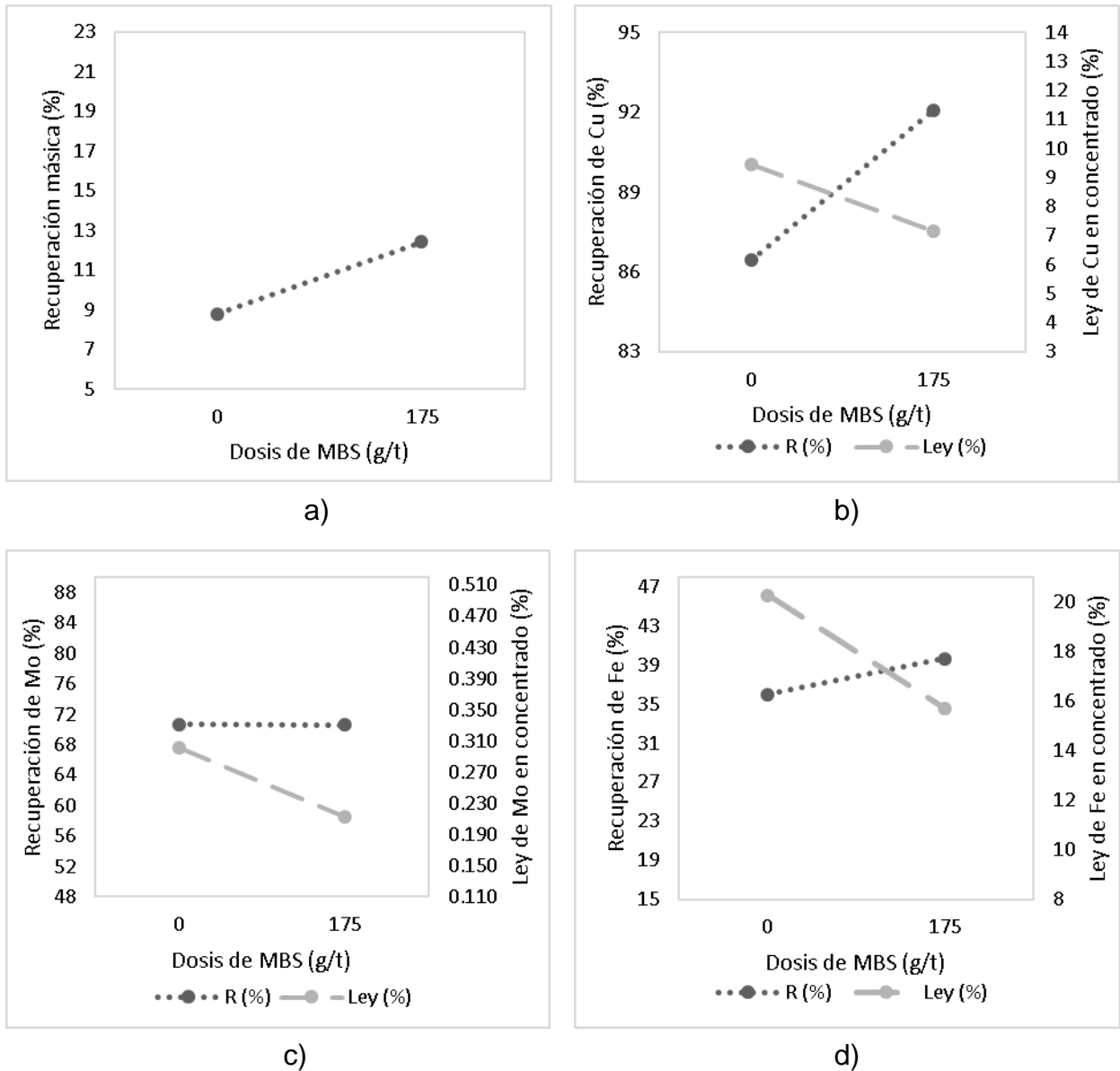


Figura 4.11. Efecto de la dosis de MBS sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH 10,0 ajustado con NaOH; goma guar 100 g t⁻¹; agua destilada. Pruebas J y H. Con mineral de CMDIC

En la Figura 4.13, se comparó el efecto de las pruebas H e I, donde se aplicaron las mismas condiciones salvo que el pH, se redujo a 8,5. Se observa que, con la disminución del pH, disminuyó la recuperación másica en 4%, junto con la recuperación de Cu/Mo, pero como esta disminución no fue en la misma proporción que la de la recuperación másica, aumentó la ley de ambos metales.

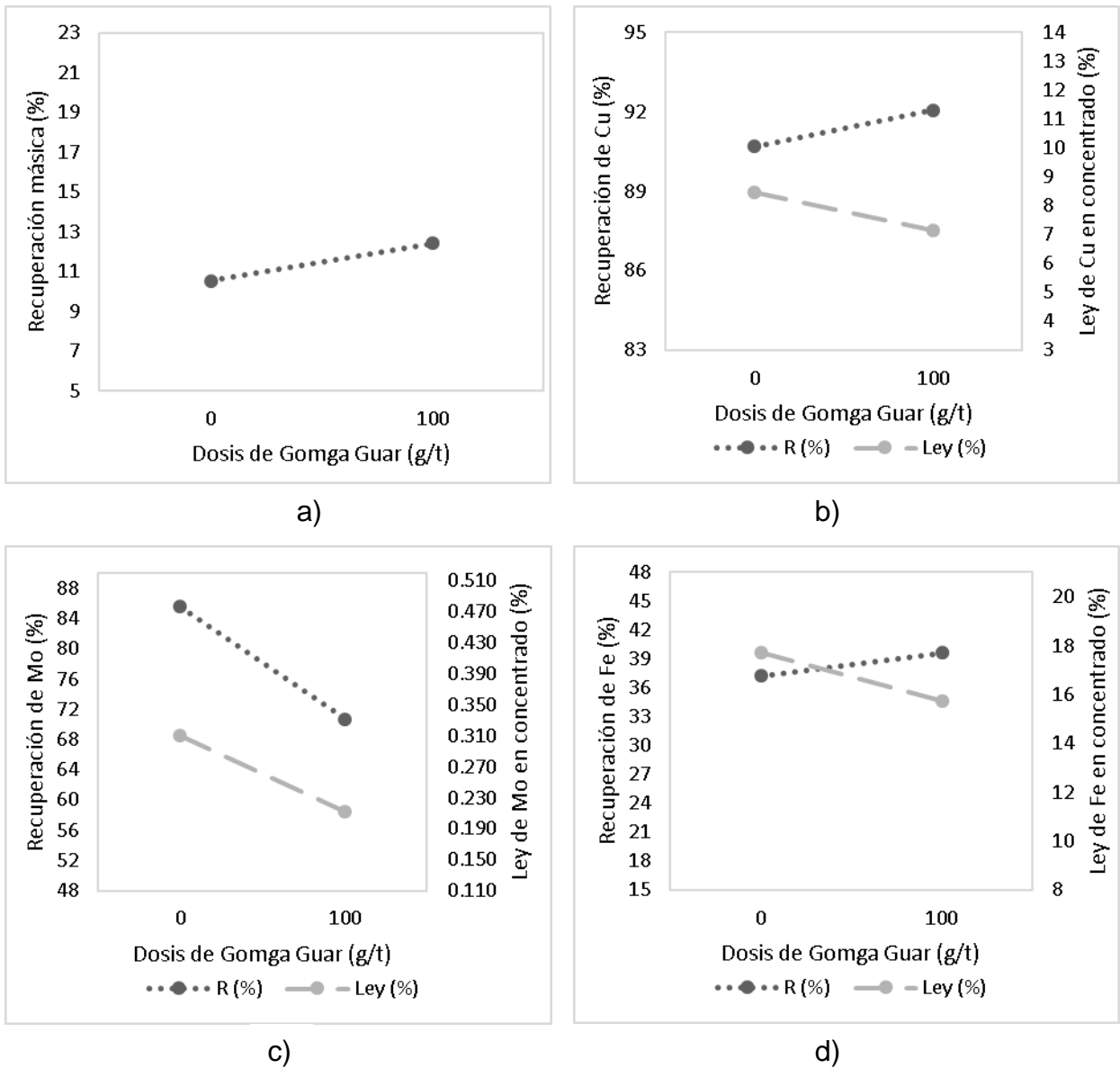


Figura 4.12. Efecto de la dosis de goma Guar sobre: a) Recupерación másica, b) Recupерación y ley en el concentrado de Cu, c) Recupерación y ley en el concentrado de Mo y d) Recupерación y ley en el concentrado de Fe: pH 10,0 ajustado con NaOH; MBS 175 g t⁻¹; agua destilada. Pruebas K y H. Con mineral de CMDIC

En el caso del hierro, hubo una disminución de la recuperación de 20%, proporcionalmente mayor a la caída de la recuperación másica, lo que también produjo una caída en la ley de Fe de 3%, por lo que se tiene una alta depresión de este metal, siendo el segundo más bajo del total de set de pruebas.

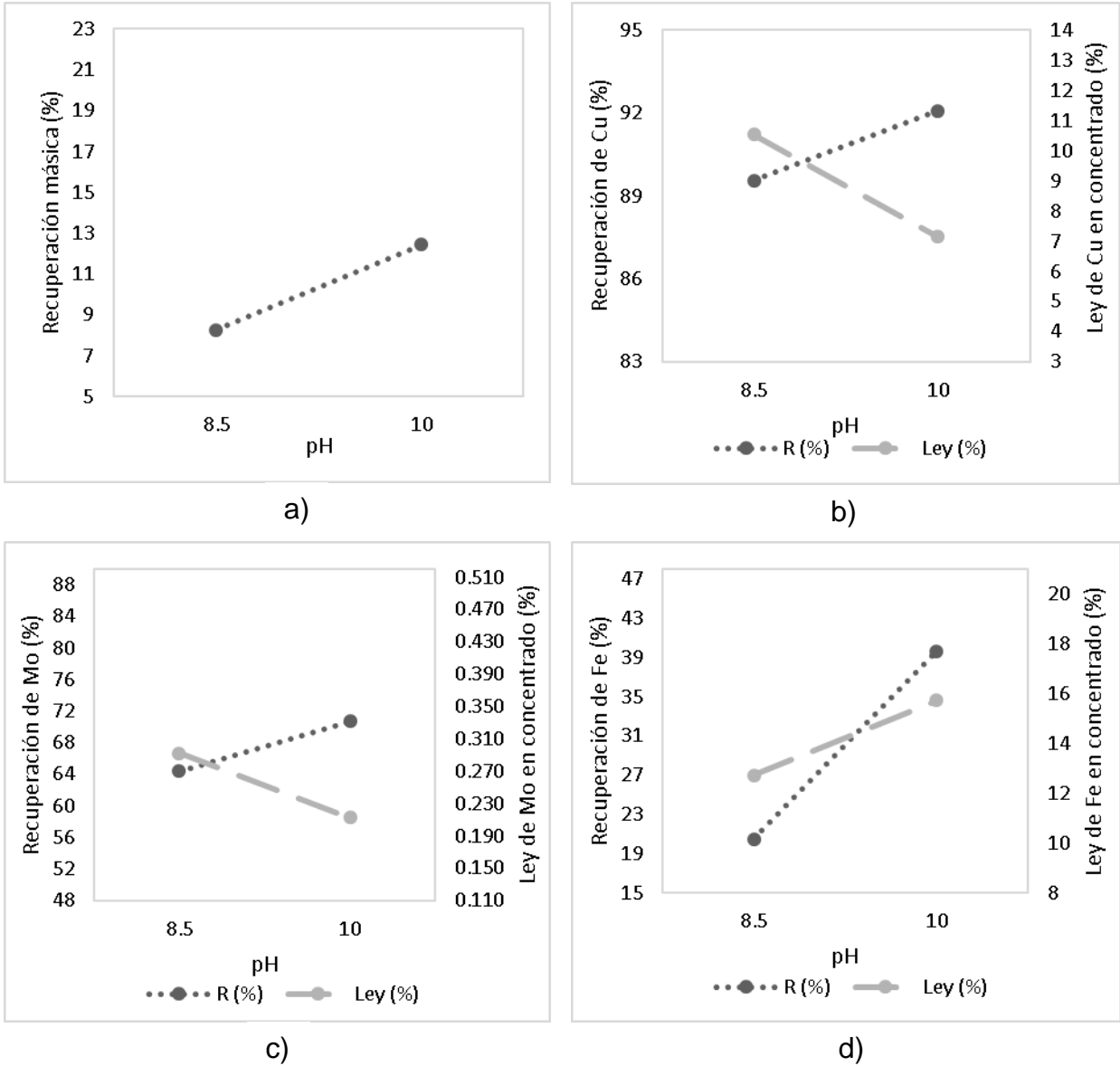


Figura 4.13. Efecto del pH sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe: Ajuste de pH con NaOH; MBS 175 g t⁻¹; agua destilada; goma guar 100 g t⁻¹. Pruebas I y H. Con mineral de CMDIC

En la Figura 4.14, se compara el efecto de una dosis de 175 g t^{-1} de metabisulfito de sodio, al modificar el pH en agua de mar y agua destilada sin la adición de goma guar. Como se muestra en a), existe una clara tendencia en la disminución de la recuperación másica hacia valores de pH más neutros. Sin embargo, la recuperaciones de Cu/Mo no fueron alteradas, implicando un aumento de las leyes de los dos metales.

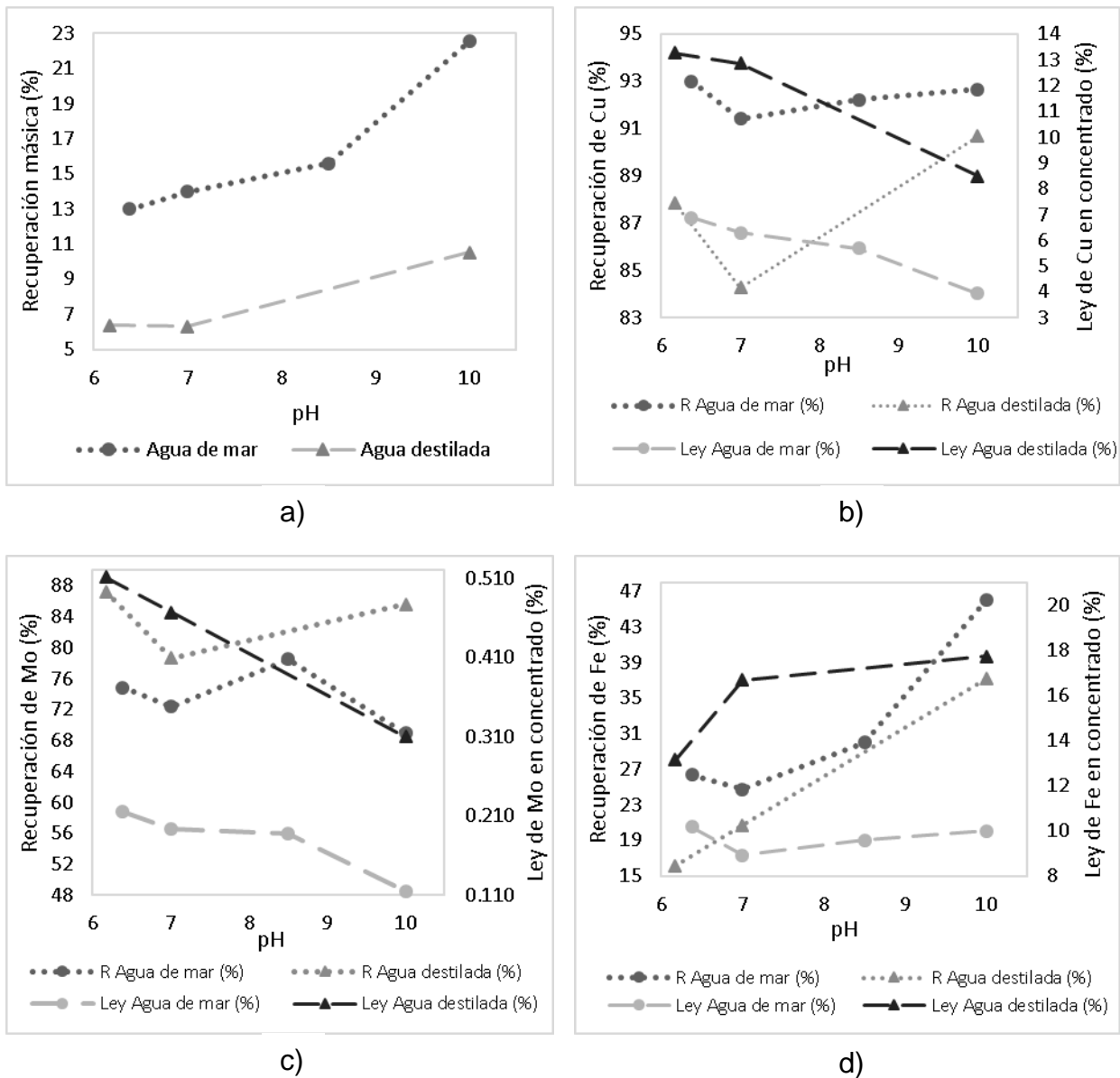


Figura 4.14. Efecto del pH sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH ajustado con NaOH, excepto a 6,17 (agua destilada) y 6,38 (agua de mar) sin adición; goma guar 0 g t^{-1} ; MBS 175 g t^{-1} . Pruebas P,E,B, F y Q,L, K. Con mineral de CMDIC

Aunque, en agua destilada se alcanzaron leyes de Cu/Mo más altas que en agua de mar. En relación con el Fe, se aprecia una marcada disminución de la recuperación en ambos medios, junto con una disminución en las leyes.

En la Figura 4.15, se muestra el efecto de la variación de la dosis de metabisulfito de sodio, en agua de mar a pH 8,5 sin hacer uso de goma guar, a diferencia de los resultados de las pruebas con relave de MT que se muestran en la Figura 4.8. Al comparar ambos resultados, se aprecia en los dos casos, un pick en la recuperación másica y de cobre, al aplicar una dosis de 175 g t^{-1} de metabisulfito de sodio. Respecto al Mo, con el relave de MT también existe un pick en la recuperación con esta dosis de metabisulfito de sodio, mientras que, con el mineral de CMDIC, disminuye la recuperación de Mo con el aumento de la dosis de metabisulfito de sodio. Las leyes de Cu/Mo se mantienen constantes en las pruebas realizadas con relave y con mineral. El Fe por su parte, con los dos minerales presenta una disminución en la recuperación a medida que aumenta la dosis de metabisulfito, pero esta se acentúa más con el mineral de CMDIC.

La Figura 4.16, muestra el efecto de la aplicación de goma guar en conjunto con una dosis de 175 g t^{-1} de metabisulfito a pH 8,5 en agua de mar. Las condiciones de estas pruebas de flotación son análogas a las que se utilizaron en los resultados de las pruebas que se muestran en la Figura 4.9 utilizando relave de MT. Sin embargo, en este caso también se evalúa el uso de NaOH y cal como modificadores de pH. Con la adición de 100 g t^{-1} de goma guar, la recuperaciones másica y de Cu/Fe, no son afectadas. En el caso del Mo, disminuye la recuperación en 17% con NaOH y en 24% con cal.

En relación con el efecto de los dos modificadores de pH, no existen diferencias en recuperación másica ni recuperación o ley de Cu pero sí, en la recuperación de Mo; con el uso de cal se alcanzan recuperaciones más bajas y la depresión al añadir goma guar es más fuerte que con hidróxido de sodio. Respecto del Fe las recuperaciones son más bajas con el uso de hidróxido de sodio.

Al comparar los efectos de la goma guar bajo las condiciones estudiadas en las Figura 4.9 y Figura 4.16, no se aprecia un efecto claro sobre los parámetros metalúrgicos de cobre o hierro, aunque sí en el molibdeno. En la prueba de flotación con relave de MT, la recuperación másica aumenta en una proporción de 1,13 veces respecto a cuando no se usó este reactivo, en este sentido si el efecto fuera mejorar la flotabilidad de las partículas independiente de su clase, la recuperación de Mo también debiera aumentar, pero

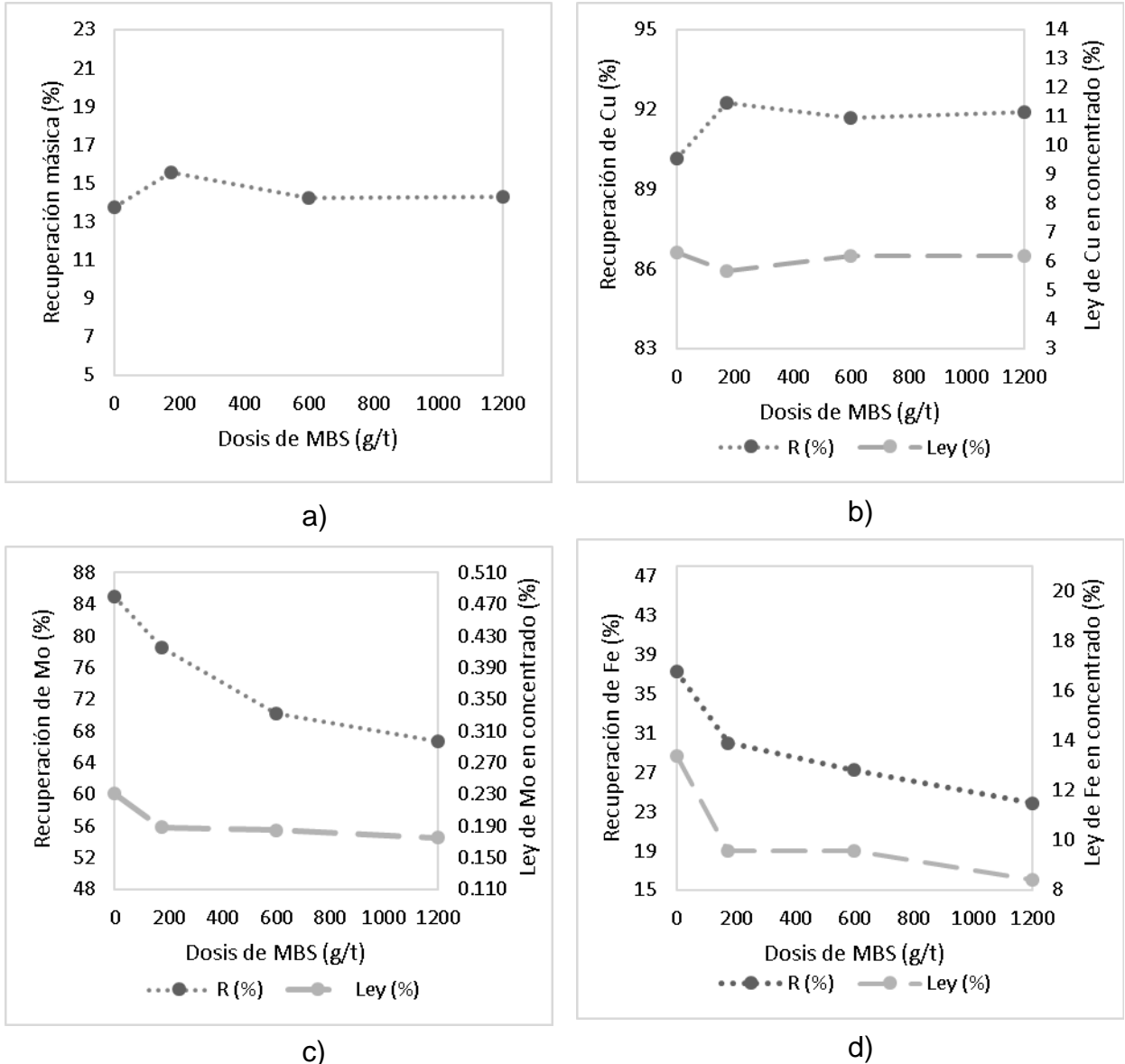


Figura 4.15. Efecto de la dosis de MBS sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH 8,5 ajustado con NaOH; goma Guar 0 g t⁻¹; agua de mar. Pruebas A, B, C, D y E. Con mineral de CMDIC

disminuye en un 1%. Por lo tanto, es posible que también exista un efecto de depresión en este caso.

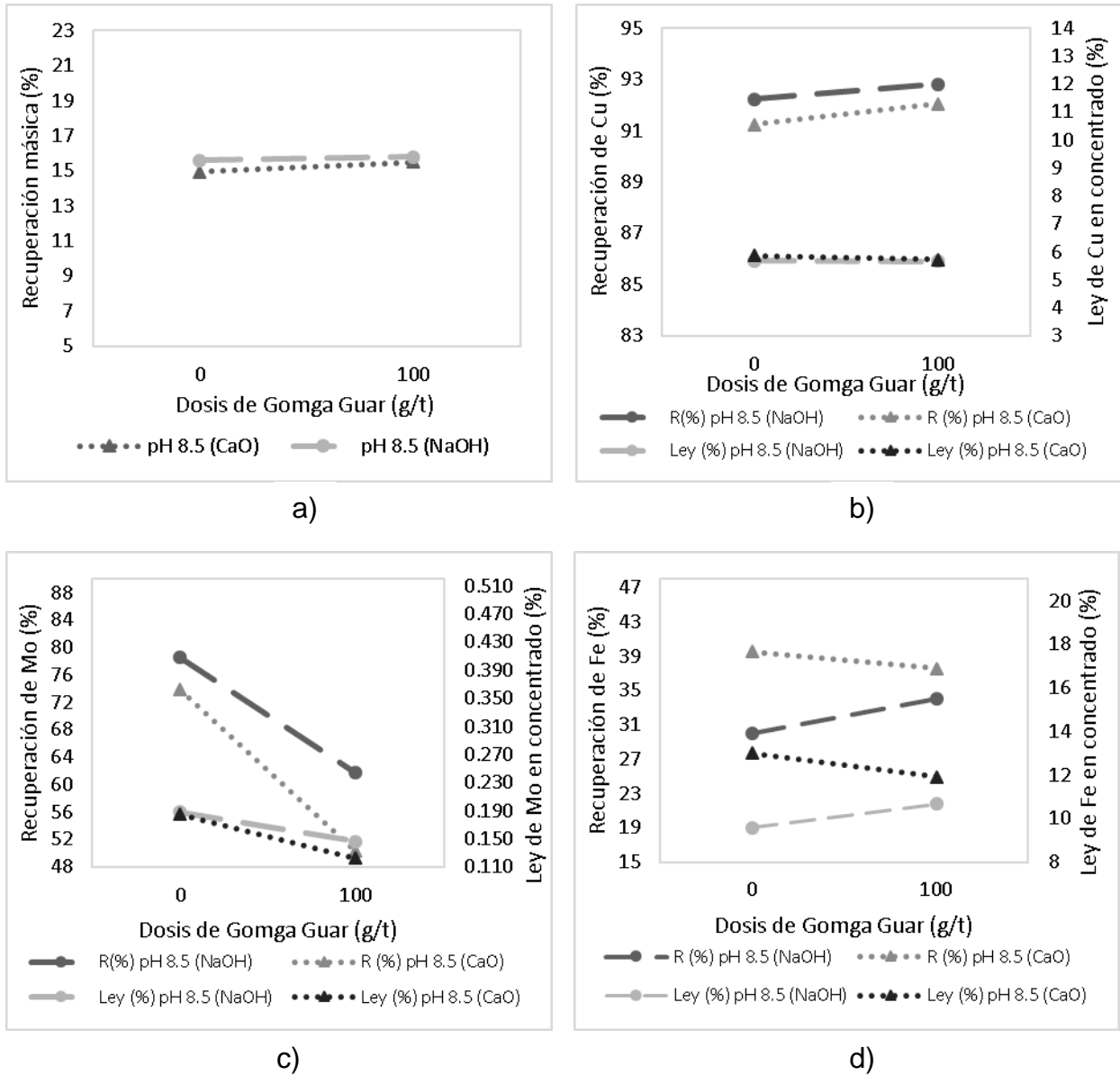


Figura 4.16. Efecto de la dosis de Goma Guar sobre: a) Recuperación másica, b) Recuperación y ley en el concentrado de Cu, c) Recuperación y ley en el concentrado de Mo y d) Recuperación y ley en el concentrado de Fe. Condiciones: pH 8,5 con NaOH; MBS 175 g t⁻¹; agua de mar. Pruebas B, G, N y O. Con mineral de CMDIC

4.4.3 Resumen y discusión

En agua destilada, a pH 10 el uso de goma guar en dosis de 100 g t^{-1} , deprime la ganga mejorando la ley de Cu pero también disminuye su recuperación. Al mismo tiempo afecta de forma significativa la recuperación de Mo, sin producir cambios en relación con el Fe. Bajo las mismas condiciones, con una dosis de goma guar de 1.000 g t^{-1} , se deprime en gran medida la flotación de las partículas sin distinción. La depresión de las partículas por el uso de goma guar, se puede explicar debido a su baja selectividad (Mu et al., 2016) y a su capacidad para adherirse a diferentes superficies de minerales. Otra posibilidad, es que a elevadas concentraciones de este polisacárido forme partículas coloidales de que se adhieran a las partícula de mineral, revistiéndolas, aumentando su masa y la densidad del agregado-partícula burbuja, provocando así, la disminución de la flotabilidad de manera similar al fenómeno “slime coating”.

En general, bajo las condiciones estudiadas al hacer uso de metabisulfito de sodio en conjunto con goma guar, prevalece el efecto del primero. La goma guar, inhibe parcialmente el efecto del metabisulfito y hace menos eficiente el proceso de flotación. Esto dado que, al aplicar solo metabisulfito de sodio, se obtuvo la misma tendencia en la recuperación másica y recuperación de Cu, que cuando se utilizaron ambos reactivos en conjunto, obteniendo un pick con una dosis de 175 g t^{-1} , mientras que, la depresión de Fe fue más alta sin goma guar. Es posible, que la goma guar al flocular partículas que contienen hierro, disminuya la superficie disponible de estas que interactúa con el metabisulfito, provocando una menor depresión de este metal (Jeldres, 2017). Sin embargo, existe una excepción, a pH 8,5 en agua destilada, con dosis de 175 g t^{-1} de metabisulfito de sodio y de 100 g t^{-1} de goma guar, se obtuvo una alta depresión de Fe junto a una mejora en la recuperación y ley de Cu, aunque disminuyó la recuperación de Mo.

Al agregar goma guar, en la mayoría de los casos se observa una drástica disminución en la recuperación de Mo. La depresión del Mo por goma guar también puede ser a causa del efecto “slime coating”, dada la presencia de illita (arcilla) en ambos minerales estudiados. Considerando que Jeldres, 2017, logró la depresión de arcillas en pruebas en conjunto con calcopirita con el uso de goma guar y que, existe la posibilidad de que partículas finas de arcilla se adhieran a la superficie de la molibdenita por atracción

electrostática (Uribe Vélez, 2017), es posible que se genere un recubrimiento de arcilla y/o goma guar sobre la partícula de molibdenita, disminuyendo su hidrofobicidad, aumentando su peso e inhibiendo la flotación.

Al añadir metabisulfito de sodio en una dosis de 175 g t^{-1} , en agua destilada a pH 10, si bien no producen cambios en relación con el Fe respecto al proceso convencional, se mejora la recuperación de Cu de manera significativa manteniendo una alta recuperación de Mo. Mientras, tanto bajo las mismas condiciones en agua de mar, se produjo un aumento de la recuperación másica en general, a costa de bajas leyes de Cu/Mo/Fe.

De acuerdo con la literatura, la mejora en la recuperación de Cu con el uso de metabisulfito de sodio podría ser a causa de la presencia de oxi/hidróxidos de hierro en la superficie de la calcopirita en concentraciones significativas, previo a la adición de este reactivo. Luego, el sulfito generado por el metabisulfito añadido, mejoraría la flotación debido a su capacidad para remover estos compuestos, por medio de la reducción de lo oxi/hidróxidos férricos a especies ferrosas más solubles, quedando la superficie libre para la acción del colector (Gorain et al., 2016).

Respecto a la aplicación de distintas condiciones de pH, en conjunto con el uso de metabisulfito de sodio; hacia valores de pH más neutros ligeramente ácidos (pH 6,3), se puede obtener el mismo efecto de depresión del hierro con dosis de metabisulfito más bajas (175 g t^{-1}), que con dosis de metabisulfito más elevadas (600 g t^{-1}) a pH más alto (pH 8,5). Estos resultados, concuerdan con lo señalado anteriormente en la revisión bibliográfica en (Gorain, 2016), (Ramos et al., 2013) y (Patent N° US 2016/0199854 A1, 2010).

Al aplicar dosis superiores a 175 g t^{-1} de metabisulfito de sodio, se produjo una disminución en la recuperación de Mo, lo que podría ser causa de la reacción de la molibdenita superficial con agentes del medio generando especies más hidrofílicas como molibdato, u otra posibilidad, es que el molibdeno en el mineral estudiado se encuentre asociado a partículas de hierro las cuales se depresan con el aumento de la concentración de este reactivo. Por otro lado, con la disminución del pH a un rango entre 6,3-7,0, también existe una tendencia en la mejora de la ley y la recuperación de Mo, lo cual concuerda con que, a estos niveles de pH mejora la flotabilidad natural de la molibdenita (Castro, 2018).

En agua de mar la recuperación de Cu, prácticamente no se ve afectada por el pH, mientras que en agua destilada sí. Con la disminución del pH, disminuye la recuperación de este metal, pero en contraste mejora la ley considerablemente.

Con la aplicación de un periodo de aireación de 20 minutos de la pulpa, con un flujo de aire de 9 L min^{-1} y C_p de 50% en la pulpa, no se encontraron diferencias significativas en los parámetros metalúrgicos estudiados. Esto, se puede deber a que el tiempo de aireación, solo fue de 20 min, mientras que en (Patent N° US 2016/0199854 A1, 2010) se utilizaron 30 min y Mu et al., 2016 habla de tiempos superiores a 20 min para obtener mejoras en la depresión de Fe. Otra posible razón, es que el acondicionamiento no se aplicó inmediatamente después de un proceso de molienda en húmedo, donde la superficie creada por la fractura de las partículas es más propensa a ser oxidada en las condiciones oxidantes generadas a través de la inyección de aire.

En relación con los modificadores de pH, se obtuvieron mejores resultados en términos de recuperación de Cu/Mo y selectividad respecto del Fe con hidróxido de sodio que con cal. Sin embargo, estos resultados no son significativos. Existe la posibilidad de que los iones Ca^{2+} de la cal formen precipitados sobre la superficie de los minerales de Cu y la molibdenita, volviendo sus superficies más hidrofílicas. Sin embargo, para afirmar que existen diferencias reales entre los efectos producidos, en las pruebas realizadas por ambos modificadores de pH, se deberían realizar más replicas.

En agua de mar aumenta la flotabilidad de las partículas respecto al agua destilada. Es posible que esto se deba a que como el agua de mar posee una mayor densidad, genera una mayor fuerza de empuje sobre las partículas, por el peso del volumen de líquido desalojado por estas, en comparación a en agua destilada, que posee una menor densidad. En estas circunstancias aumentaría la flotación por arrastre hidráulico.

El promedio de las recuperaciones de Cu de las pruebas con relave de MT corresponde a 67% (rango: 49%-71%) mientras que, con el mineral de CMDIC corresponde a 91% (rango: 84%-93%). Las posibles causas de esto son múltiples: el relave de MT posee una granulometría más gruesa que el de CMDIC; por lo que el cobre contenido en partículas de mayor tamaño puede que tengan más dificultades para flotar o se encuentre menos liberado; las dosis de colectores utilizadas con el mineral de CMDIC fueron mayores; en

el relave de MT, es posible que el cobre contenido en partículas de especies de mayor flotabilidad ya haya sido removido, además al tener una menor ley, las probabilidades de que una burbuja capture una partícula de valor con colector disminuyen; en el proceso industrial de Minera Valle Central, se aplican etapas de molienda y clasificación previo a la flotación del relave para mejorar la liberación del cobre (Henderson, 2014), mientras que en las pruebas de flotación realizadas, no se aplicó un proceso de reducción de tamaño.

4.5 Resultados de pruebas de cinética de flotación

Teniendo en cuenta los resultados obtenidos en las pruebas de flotación de barrido de variables con ambos minerales, las pruebas de cinética de flotación se realizaron bajo las condiciones que se muestran en la Tabla 4.10, sin añadir modificadores de pH ni goma guar. Esto debido a que, en la prueba E con el mineral de CMDIC, sin la adición del polisacárido y a pH 7 regulado con NaOH, se obtuvo una alta recuperación de Cu (91%), en conjunto con una baja recuperación de Fe (25%), respecto de los resultados que se manejaban hasta ese momento (pruebas A a la J) con el mismo mineral. Además, se consideró la disminución en los costos que provocaría la no utilización de modificadores de pH y/o goma guar.

Tabla 4.10. Condiciones de pruebas de cinéticas de flotación

	Goma guar, g t ⁻¹	pH	Metabisulfito g t ⁻¹	Tipo de agua	Modificador de pH	Tiempo de aireación, min
Relave MT (L)	0	6,17	175	Destilada	Sin	20
CDMIC (P)	0	7,17	175	Mar	Sin	20
CDMIC (Q)	0	6,38	175	Mar	Sin	20

Los resultados de las pruebas de cinética de flotación se encuentran en la Figura 4.17. En b) se muestra la simbología con las que se señala cada una de las pruebas y su respectivo modelo de ajuste de datos. Los resultados obtenidos en términos de recuperación másica y metalúrgica de Cu, Mo y Fe fueron ajustados con el modelo de García - Zúñiga. La constante cinética k y la recuperación en tiempo infinito R del modelo, junto con el coeficiente de determinación r^2 que determina el grado de ajuste, se encuentran en la Tabla 4.11.

En la Tabla 4.11, se aprecia que para las pruebas realizadas con el relave de MT en agua de mar, las constantes de cinéticas de flotación másica y metalúrgica de Cu, Mo y Fe son las más altas, seguidas de las obtenidas en las pruebas realizadas con agua de mar con mineral de CMDIC y luego con el mismo mineral en agua destilada, a excepción del Mo que el orden de las constantes cinéticas en las pruebas con el mineral de CMDIC se invierte. La segunda corresponde a la realizada en agua destilada y la última con agua de mar.

Tabla 4.11. Parámetros de ajuste del modelo García Zúñiga en las pruebas de cinética de flotación

Mineral	Tipo de agua	Parámetros G-Z	Másica	Recuperación		
				Cu	Mo	Fe
Relave de MT	Mar	R	16	80	54	28
		K (min ⁻¹)	3,1	3,9	2,8	2,8
		Ajuste r ²	0,99	1,00	0,99	1,00
CMDIC	Mar	R	12	92	68	25
		K (min ⁻¹)	2,4	3,2	1,2	2,5
		Ajuste r ²	0,96	0,98	0,95	0,96
	Destilada	R	6	84	87	16
		K (min ⁻¹)	1,5	2,1	1,9	1,9
		Ajuste r ²	0,93	0,97	0,96	0,96

La principal causa de este orden probablemente sea que el flujo superficial de área de burbuja es mayor en las pruebas con relave de MT y en agua de mar. En las pruebas con relave de MT, a causa de la utilización de un mayor flujo de aire y en agua de mar, como se mencionó anteriormente, por la obtención de burbujas más finas y/o una mayor fuerza de empuje generada por el medio. Esta tendencia también se refleja en las recuperaciones másicas alcanzadas.

En relación con el Mo en las cinéticas con el mineral de CMDIC, el hecho de que la constante cinética en agua destilada sea mayor y teniendo también en cuenta que la recuperación en agua destilada es la más alta alcanzando un 87%, 19% superior al caso en agua de mar, sugiere que la superficie de la molibdenita es afectada por las condiciones del medio. Si bien en teoría, bajo condiciones de pH <9,0 no ocurre la

precipitación de hidróxido de magnesio que depriman la flotación de molibdenita, existe otra razón que causa la disminución en la recuperación y la cinética del Mo.

En relación con el Fe, en la prueba B con relave de MT y en la prueba M con el mineral de CMDIC, que simulan el proceso convencional, se alcanzaron recuperaciones de 32% y 35%, respectivamente.

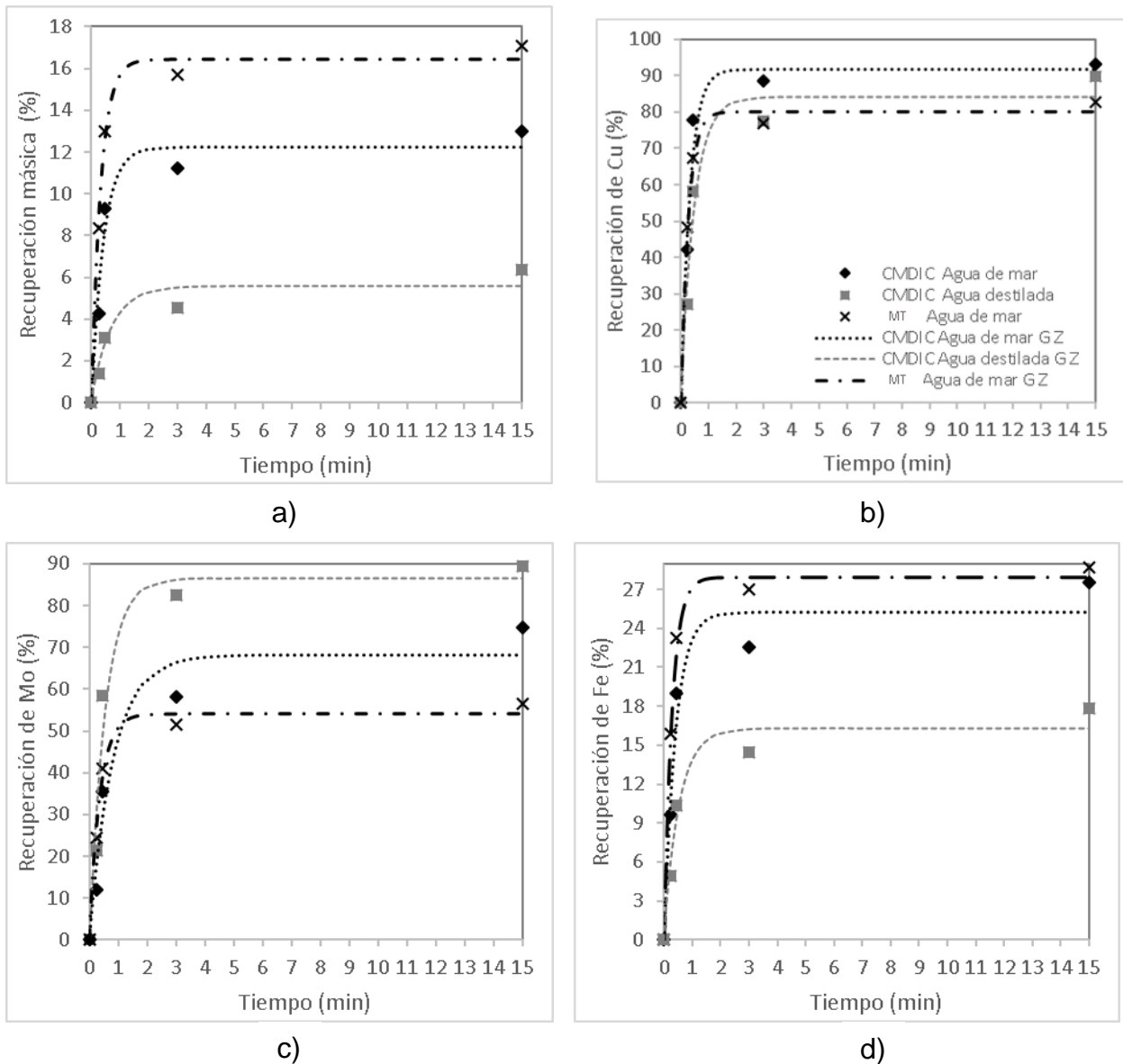


Figura 4.17. Resultados de pruebas de cinética de flotación, con mineral de CMDIC en agua de mar y agua destilada, y con relave de MT en agua de mar. La simbología se muestra en b). a) Corresponde a la cinética másica, b) cinética del Cu, c) cinética del Mo y d) cinética del Fe

Mientras que, bajo las condiciones de las pruebas de cinética de flotación, con el relave de MT se redujo las recuperaciones a 28% y con el mineral de CMDIC a 25% en agua de mar y a 16% en agua destilada, logrando una mejora notoria en la depresión del hierro.

Un hecho a destacar es que, con el relave de MT en agua de mar, bajo las condiciones aplicadas, diferentes a las de las pruebas de flotación de barrido de variables, se logró una mejora en la recuperación de Cu de 21% y de Mo de 22% respecto a la prueba de flotación B. Por otro lado, con relación a la ley de Cu el aumento fue de 0,33% y de ley de Mo de 0,021% (ver Figura 4.5 prueba L). En este caso se mejoró con creces el desempeño del conjunto de pruebas con relave

Teniendo como referencia, las condiciones de la planta concentradora de CMDIC obtenidas de (Contreras, 2015) que se presentan en la Tabla 4.12. La recuperación másica obtenida en la etapa de flotación primaria rougher corresponde a un 7%, en un tiempo de 24 min con un C_p de 30%, que en pruebas de flotación batch a escala de laboratorio equivalen a un tiempo de flotación de 10 min. En consecuencia, el factor de escalamiento del tiempo de flotación es 2,4.

Tabla 4.12. Condiciones de planta concentradora de CMDIC

Recuperación Cu	91	%
Flujo de alimentación	6.000	t h ⁻¹
Ley Cu alimentación	1,01	%
Ley Cu concentrado	13	%

Al contrastar estos resultados con la cinética realizada con el mineral de CMDIC en agua destilada. En 10 min se logró una recuperación másica de 6% con una ley y recuperación de Cu de 13% y 84% respectivamente, por lo que los resultados obtenidos en este experimento se asemejan bastante. A partir de aquí, considerando que, con agua de mar bajo las mismas condiciones, la recuperación másica aumentó al doble (12%), se deberían realizar pruebas en este medio disminuyendo la dosis de espumante y/o el flujo de aire para disminuir la recuperación másica, buscando mantener la recuperación de Cu para que la ley de Cu no se reduzca a la mitad y no aumente el flujo de concentrado que se dirige a las etapas cleaner.

4.6 Caracterización mineralógica de muestras

La composición mineralógica inicial y de las colas obtenidas de las pruebas de cinética de flotación en agua de mar, con el relave y con el mineral, se presentan dentro del ANEXO J, en la Tabla 0.3, junto con el análisis de elementos, en la Tabla 0.4, con el que se contrastaron las especies cuantificadas a partir de un análisis de difracción de rayos X (DRX). Esta metodología, puede identificar con mayor certeza, especies mineralógicas que se encuentren sobre un 1% en peso dentro de la muestra, dependiendo de su grado de cristalinidad. Los contenidos informados inferiores a este valor poseen mayor grado de incertidumbre.

En el análisis del relave de MT inicial, se arrojó solo calcopirita como especie de Cu en una concentración de 0,44% mientras que, en la cola de la flotación se reportó un 0,21%. Por su parte las leyes de las especies que contienen Fe correspondientes a magnetita, pirita y calcopirita, en la alimentación y la cola se presentan en la Tabla 4.13. En la Figura 4.18, se aprecia que al mayor aporte de Fe en la alimentación está dado por la magnetita y luego en la cola aumenta su proporción de aporte de Fe, debido a que corresponde a una especie hidrofílica y no flota.

Tabla 4.13. Especies de Fe en el relave de MT en la alimentación y la cola de la prueba de cinética de flotación

	Calcopirita CuFeS ₂	Pirita FeS ₂	Magnetita Fe ₃ O ₄
Ley Fe fórmula	30,4	46,6	72,4
Alimentación			
Ley de especie	0,437	0,824	0,741
Ley Fe aportado	0,13	0,38	0,54
Cola			
Ley de especie	0,211	0,132	0,897
Ley Fe aportado	0,06	0,06	0,65

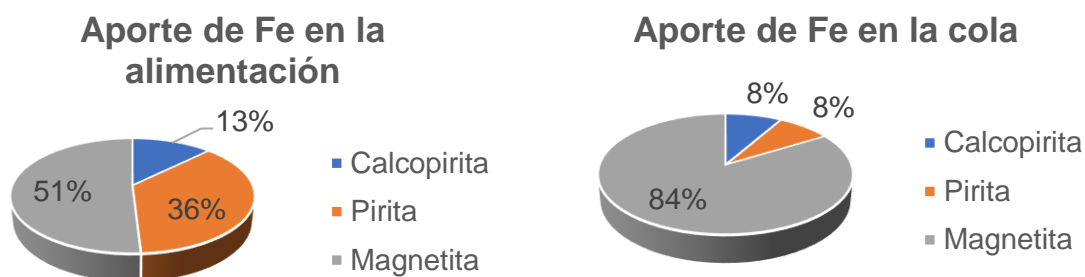


Figura 4.18. Aporte de Fe por parte de las especies mineralógicas en la alimentación y la cola de la prueba de cinética de flotación en agua de mar con relave de MT

En el mineral de CMDIC, inicialmente como especies de Cu se reportó calcopirita, guanacoita, enargita, digenita y tenantita, mientras que en la cola de la prueba de flotación solo se reportó guanacoita. En la Tabla 4.14 se presentan las leyes correspondientes a cada especie en la alimentación y en la cola junto a su aporte de Cu. Con respecto a las especies que contienen Fe en su estructura, inicialmente además de calcopirita se encontró pirita y magnetita, mientras que en la cola solo se reportaron las dos últimas especies. En la Tabla 4.15, se presentan las leyes respectiva de cada especie y su aporte de Fe.

Tabla 4.14. Especies de Cu en el mineral de CMDIC en la alimentación y la cola de la prueba de la cinética de flotación

	Calcopirita CuFeS ₂	Enargita Cu ₃ AsS ₄	Digenita Cu ₉ S ₅	Tenantita Cu ₁₂ As ₄ S ₁₃	Guanacoita Cu ₂ Mg ₃ (AsO ₄) ₂ (OH) ₄ ·4H ₂ O
Ley de Cu fórmula (%)	35	48	78	52	26
Alimentación					
Ley	1,325	0,214	0,191	0,038	0,850
Ley Cu aportado (%)	0,46	0,10	0,15	0,02	0,22
Cola					
Ley	0	0	0	0	0,513
Ley Cu aportado (%)	0	0	0	0	0,13

Tabla 4.15. Especies de Fe en el mineral de CMDIC en la alimentación y la cola de la prueba de la cinética de flotación

	Calcopirita CuFeS ₂	Pirita FeS ₂	Magnetita Fe ₃ O ₄
Ley Fe fórmula (%)	30	47	72
Alimentación			
Ley	1,325	1,198	0,632
Ley Fe aportado (%)	0,40	0,56	0,46
Cola			
Ley	0	0,41	0,648
Ley Fe aportado (%)	0	0,191	0,469

En la Figura 4.19, se presenta el aporte de Cu y Fe por las distintas especies presentes en la alimentación y la cola en las pruebas de cinética de flotación con el mineral de CMDIC.

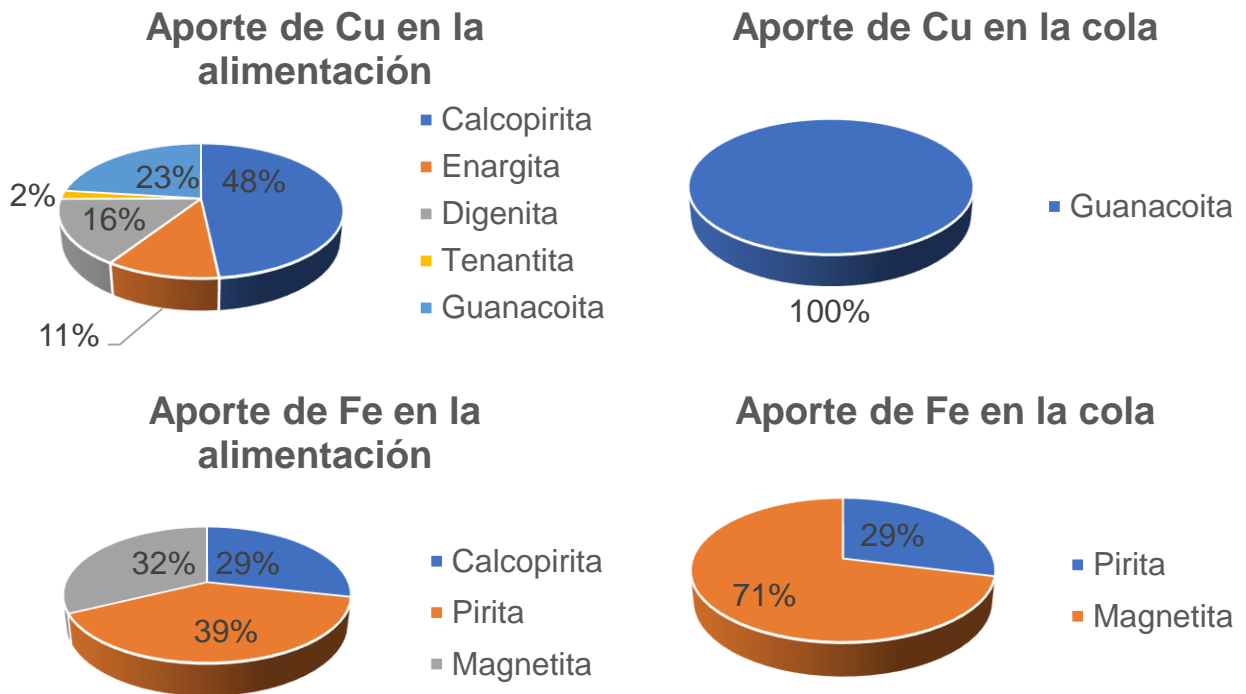


Figura 4.19. Aporte de Cu y Fe por parte de las especies mineralógicas en la alimentación y la cola, de la prueba de cinética de flotación en agua de mar con mineral de CMDIC

En la alimentación, la calcopirita aporta casi la mitad del Cu, seguido por la guanacoita, la digenita y la enargita. Luego en la cola, solo se informó guanacoita, posiblemente debido a que esta especie corresponde a un hidróxido de Cu y a causa de eso, posee un comportamiento hidrofílico. El resto de las especies fueron colectadas en su mayoría debido a que corresponden a sulfuros afines a los colectores utilizados.

En la alimentación, el mayor aporte de Fe se debe a la contribución de la pirita en un 39%, seguido de la magnetita en un 32%, bastante similares y el 29% restante proviene de la calcopirita. Luego, en la cola aumenta la proporción de Fe aportado por la magnetita un 71% mientras que el porcentaje restante es aportado por la pirita. Esto sugiere que parte de la pirita también fue flotada, debido a que si no fuera el caso, los aportes de Fe de la pirita y la magnetita en la cola serían similares, cercanos a un 50%.

En el relave de MT, una de las especies de mineral a destacar es la anhidrita, que se encuentra en una concentración de 2,6%. Es posible que esta especie tenga su origen en el uso de cal en la planta concentradora de Minera El Teniente y a los sulfatos acumulado en el agua de recirculada desde el tranque de relaves. Por otro lado, cabe destacar, que ambas muestras poseen illita, una especie de arcilla que se encuentra en 2,8% en el relave de MT y 3,5% en el mineral de CMDIC. Aunque, estudios (Chen & Peng, 2018) indican que esta especie no afecta en mayor medida al desempeño del proceso de flotación.

CAPÍTULO 5: ANÁLISIS ECONÓMICO

A continuación, se presenta una estimación preliminar de la diferencia de costos al reemplazar por completo la cal por el metabisulfito en el proceso de flotación, con el fin de complementar el informe de importación de metabisulfito de sodio de SOPROCAL S.A (Industrias, 2018).

Para ello, se tomaron en cuenta tres valores: mínimo, máximo y promedio del consumo de cal, costo de cal, consumo de metabisulfito y costo de metabisulfito. Estos fueron obtenidos de Ipinza et al., 2010 e Industrias, 2018. En la Figura 5.1, se muestra el consumo anual promedio de cal y metabisulfito en el proceso de flotación. Como se puede ver, el consumo de cal es como mínimo 7 veces superior al de metabisulfito y se encuentra entre 0,5 y 2,5 kg t⁻¹, mientras que el consumo de metabisulfito se encuentra entre 0,05 y 0,35 kg t⁻¹.

En la Figura 5.2, se muestra el rango de costos de la cal y de metabisulfito en el mercado. El costo del metabisulfito se encuentra entre 463 y 600 USD t⁻¹, superior al de la cal que se encuentra entre 85 y 150 USD t⁻¹. De acuerdo con estos datos, el costo del metabisulfito es como máximo 5 veces superior al de la cal.

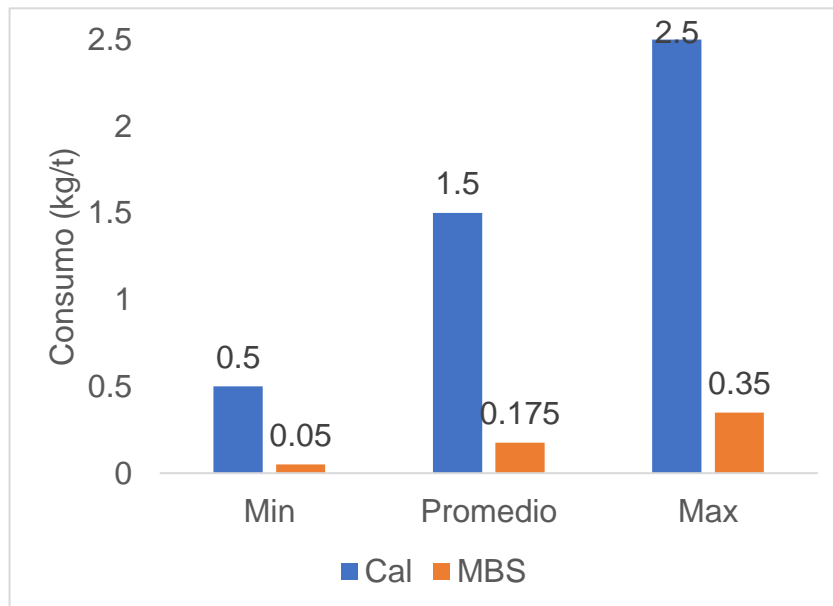


Figura 5.1. Rango de consumo anual promedio de cal y metabisulfito en el proceso de flotación de minerales de Cu

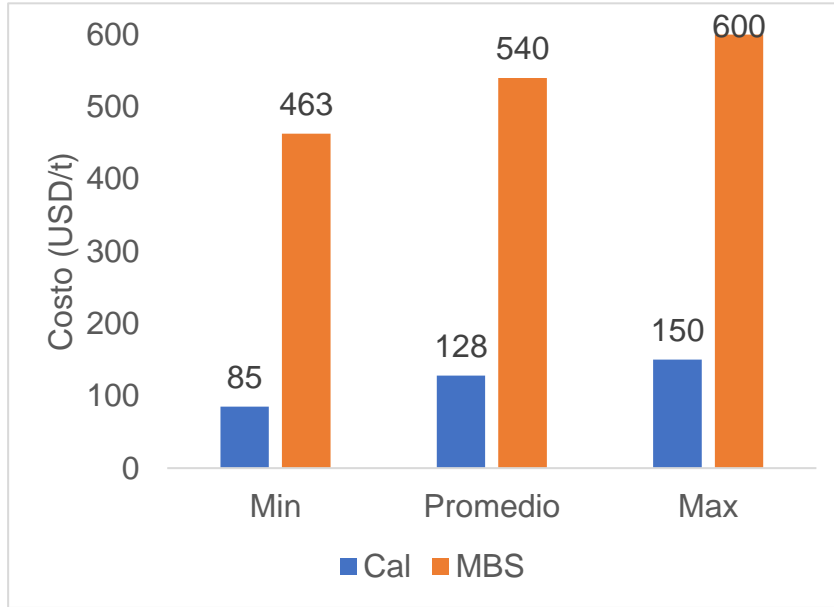


Figura 5.2. Rango de costos de la cal y el metabisulfito en el mercado

Teniendo en cuenta lo anterior, al multiplicar el rango de costos con el rango de consumos de la cal y luego del metabisulfito, se obtiene el rango de costos de procesamiento en flotación, de ambos reactivos, que se muestran en la Figura 5.3. Como se puede ver, el costo de procesamiento con metabisulfito es inferior al costo haciendo uso de cal.

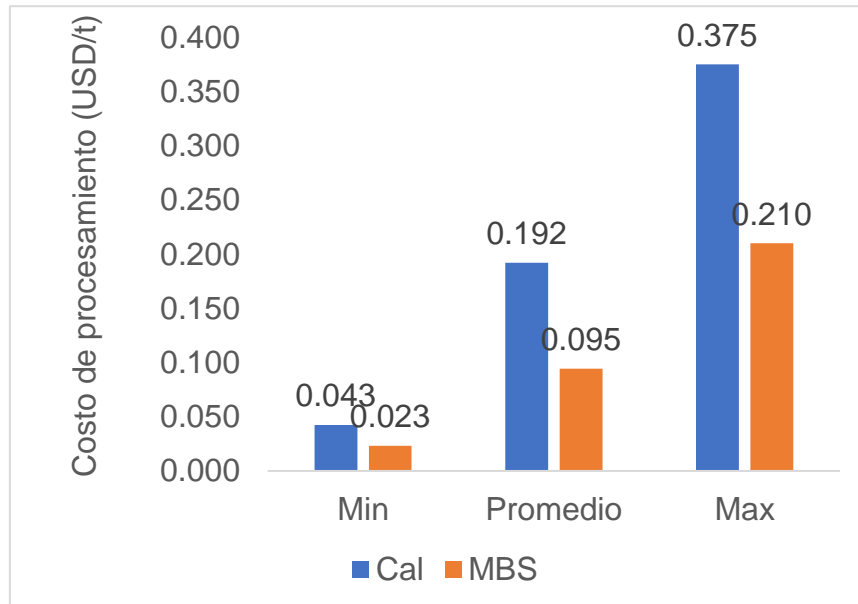


Figura 5.3. Rango de costos de procesamiento en flotación utilizando cal y metabisulfito

En la Tabla 5.1, a modo de ejemplo, se presentan cinco mineras que hacen uso de agua de mar en sus procesos, con la cantidad de tonelaje que procesan anualmente y la diferencia de costos de reactivos entre hacer uso de cal y uso de metabisulfito. En el ANEXO I se muestran empresas mineras con proyectos que involucran el uso de agua de mar en sus procesos.

Al comparar un proceso con bajo consumo y costo de cal y uno con alto consumo y costo de metabisulfito, se obtiene el peor caso, donde no es conveniente reemplazar la cal; por otro lado, al comparar un proceso con alto consumo y costo de cal y uno con bajo costo y consumo de metabisulfito, se obtiene el mejor caso; Mientras tanto, cuando se comparan los valores y costos promedios de ambos reactivos, se obtiene el caso promedio. En estos últimos dos casos, sería favorable hacer uso de metabisulfito en lugar de cal, en el proceso de flotación.

Tabla 5.1. Diferencia de costos de reactivos entre el uso de cal y el uso de metabisulfito

Minera	Mineral TPAx10 ⁶	Casos de diferencia de costos anual entre cal y MBS (USDx1000)		
		Peor caso	Promedio	Mejor caso
Centinela	33	-5.528	+3.218	+11.611
Escondida	82	-13.735	+7.995	+28.852
Las Cenizas de Tal Tal	1	-168	+98	+352
Minera Candelaria	27	-4.523	+2.633	+9.500
Sierra gorda	37	-6.198	+3.608	+13.018

En consecuencia, se abre la posibilidad de distintos escenarios en los que resultaría conveniente reemplazar la cal por el metabisulfito en el proceso de flotación de minerales de cobre, logrando una disminución de costos considerable. Además, a esto se le debe sumar una mejora en el desempeño del proceso de flotación generada por el uso de metabisulfito que podría aumentar la recuperación de Cu en 6%, sin afectar la ley de forma significativa, considerando los resultados obtenidos en las pruebas con el mineral de CMDIC en agua de mar.

CAPÍTULO 6: CONCLUSIONES

El agua de mar en comparación con el agua destilada aumenta la flotación de las partículas, posiblemente debido a que, los electrolitos presentes inhiben la coalescencia de burbujas y tienen un efecto sinérgico con el espumante, resultando en un tamaño medio de burbujas (d_{32}) más fino que en agua destilada, lo cual se traduce en un aumento del flujo superficial de área de burbuja (S_b). Otra causa posible adicional, es que el agua de mar al poseer una mayor densidad genera una mayor fuerza de empuje sobre todas las partículas aumentando su flotabilidad.

Teniendo en cuenta los antecedentes encontrados del uso de metabisulfito en la flotación de minerales sulfurados de Cu, en plantas a nivel industrial como Minera Reqa Diq y/o Minera Centinela junto a los resultados obtenidos en las pruebas de flotación a escala de laboratorio en esta investigación, se comprueba la eficiencia del metabisulfito en el proceso de flotación.

La dosis de metabisulfito adecuada corresponde a 175 g t^{-1} , sin agregar modificadores de pH adicionales. Sin embargo, este reactivo también afecta al pH de la pulpa y con esta dosis se alcanzan valores entre un rango de 6,0-6,5. Si bien este reactivo, se clasifica como un depresor de pirita, se obtuvieron mejoras en la eficiencia en términos de ley y recuperación de Cu respecto al proceso convencional, aunque su efecto está sujeto a la composición del agua y del mineral. En agua destilada tiende a mejorar la ley a costa de una disminución en la recuperación, mientras que en agua de mar ocurre el efecto contrario. Pese a esto, se encontró que en ambos medios el proceso es más eficiente en recuperación y ley de Cu que el esquema convencional que hace uso de cal a pH 10 en agua dulce. Mientras tanto, algunos hallazgos sugieren que cuando el mineral tiene un alto contenido de arcillas expansivas, como caolinita, también disminuye su eficiencia en términos de depresión del Fe.

La goma guar a pH 10 logró una notoria depresión de la ganga en dosis de 100 g t^{-1} , mejorando la ley de Cu sin embargo, también mejoró la ley de Fe. En agua de mar, no produjo efectos considerables de mejora o empeoramiento en relación con el Cu/Fe aunque, en la mayoría de los casos generó una marcada depresión del Mo. La causa probable de esto es la atracción electrostática entre las partículas de arcilla y/o goma guar a la superficie de las partículas de molibdenita que crean un recubrimiento hidrofílico

similar al fenómeno “slime coating”. En los casos en que se utilizó este compuesto orgánico en conjunto con el metabisulfito de sodio, prevaleció el efecto del metabisulfito en términos de recuperación de Cu pero disminuyó su efecto en términos de depresión de Fe.

El mejor resultado del uso en conjunto de metabisulfito y goma guar, ocurrió con una dosis de 175 y 100 g t⁻¹ respectivamente, en agua destilada a pH 8,5. Si bien, mejoró la recuperación de Cu, acompañado de una elevada depresión de Fe, respecto al caso convencional, también disminuyó la recuperación de Mo. En consecuencia, en términos de desempeño y de ahorro de reactivos, es mejor utilizar solo metabisulfito.

Con relación al efecto depresor del metabisulfito sobre el Fe, este actúa sobre la pirita o sobre la ganga que contiene Fe como la clorita, manteniendo las recuperaciones de calcopirita.

Dado el rango de diferencia de costos posibles entre el uso de metabisulfito y cal a nivel industrial, existe un margen considerable en el que este reactivo podría tener efectos positivos en términos económicos para las plantas concentradoras, pero se debe realizar un estudio económico más acabado considerando cada caso particular, acompañado de pruebas de flotación a escala de laboratorio y de planta piloto.

Finalmente, ante los antecedentes expuestos se comprueba la hipótesis y los objetivos planteados en esta investigación.

4.7 Recomendaciones

Si se quiere hacer un balance mineralógico en el proceso de flotación, conviene enviar a análisis la muestra de alimentación del mineral y la del concentrado, en lugar de la cola, dado que, en esta última las especies de valor se encontrarán más diluidas dificultando su identificación.

Realizar pruebas mejorando la metodología respecto al proceso de aireación de la pulpa. Identificar las condiciones de flujo de aire y tiempo de acondicionamiento que se deben aplicar directamente después de una molienda.

En la implementación del uso de metabisulfito a nivel industrial se recomienda desarrollar pruebas de flotación con una cantidad definida de muestras que representen al

yacimiento en su conjunto y ver cómo afecta al desempeño en términos de recuperación y ley de Cu/Mo/Fe según las especies presentes, principalmente respecto a la presencia de arcillas.

Un tema de investigación interesante sería realizar pruebas de flotación con minerales de Cu/Mo bajo las condiciones con las que se logró el mejor desempeño utilizando solo metabisulfito, con reactivos que generen sulfito, como dióxido de azufre o sulfito de sodio, para evaluar su desempeño respecto al metabisulfito.

CAPÍTULO 7: BIBLIOGRAFÍA

- Blomberg. (2019). Mineras en aprietos: Las restricciones para derechos de agua que complican al sector. Recuperado de <https://m.elmostrador.cl/mercados/portada-mercados/2019/02/21/mineras-en-aprietos-las-restricciones-para-derechos-de-agua-que-complican-al-sector/>
- Boeree, C. (2014). *Up-scaling of froth flotation equipment*. 81.
- Castro, S. (2013). Estado del arte en el uso del agua de mar para la flotacion de minerales de Cu-Mo-Au. *Workshop FLSmidth. Avances Tecnológicos en Flotacion de Minerales*, 45.
- Castro, S. (2018). Physico-chemical factors in flotation of Cu-Mo-Fe ores with seawater: A critical review. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 54(4), 1223–1236. <https://doi.org/10.5277/ppmp18162>
- Chen, X., & Peng, Y. (2018). Managing clay minerals in froth flotation—A critical review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 39(5), 289–307. <https://doi.org/10.1080/08827508.2018.1433175>
- Cheng, X., & Iwasaki, I. (1992). Pulp Potential and Its Implications to Sulfide Flotation. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 11(4), 187–210. <https://doi.org/10.1080/08827509208914206>
- Contreras, L. F. (2015). *Caracterización mineralógica del proceso metalúrgico y su impacto en la producción de concentrados de Cu y Mo en CMDIC*. Universidad de Chile.
- Day, A., Editor, & Cytec. (2002). Mining Chemicals Handbook: Revised Edition. En *Cytec Industries Inc., Wayne, NJ*. Ney Jersey.
- Dickson, A. G. (2010). Part 1 : Seawater carbonate chemistry The carbon dioxide system in seawater : equilibrium chemistry and measurements. *Guide to best practices for ocean acidification research and data reporting*, (January 2010), 1–40. <https://doi.org/10.2777/66906>
- Gaete, S. (2014). Uso de agua de mar en concentradora. *Seminario Uso sostenible de*

agua de mar en la minería. Centinela, Antofagasta Minerals, 17.

Gorain, B. K. (2010). *Patent N° US 2016/0199854 A1*. United States.

Gorain, B. K. (2016). Innovative process development in metallurgical industry: Concept to commission. En *Innovative Process Development in Metallurgical Industry: Concept to Commission* (Vol. 2, p. 45). <https://doi.org/10.1007/978-3-319-21599-0>

Gorain, B. K., Jiang, J., Mitchell, J., & Kondos, P. (2016). The AMBS flotation process for copper and copper-gold ores: Bench to plant applications. *XXVIII International Mineral Processing Congress Proceedings*, 14.

Gutierrez, N. (2011). *Apunte: Fundamentos de flotación de minerales*. 216.

Habgood, H. W., & Painter, T. M. (1972). *The manufacture of sodium pyrosulphite (sodium metabisulphite)*. Recuperado de https://ags.aer.ca/document/OFR/OFR_1972_16.pdf

Henderson, R. (2014). *MINERA VALLE CENTRAL OPERATION RANCAGUA , REGION VI , CHILE 43-101 TECHNICAL REPORT*. Rancagua, Región VI, Chile.

Industrias, S. C. e. (2018). *Importación de metabisulfito de sodio*. Valparaíso.

Ipinza, J., Rayo, J., & JRI. (2010). *Benchmarking de plantas concentradoras*.

Jeldres, H. (2017). Uso de Goma Guar como agente floculante de arcillas en flotación de calcopirita. Universidad de Concepción.

Laskowski, J. S., & Castro, S. (2017). Hydrolysis of metallic ions in mineral processing circuits and its effect on flotation. *COM Conference of Metallurgists*. <https://doi.org/10.14288/1.0347200>

Laskowski, J. S., Castro, S., & Gutierrez, L. (2018). Flotation in Seawater. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 36(1), 89–98. <https://doi.org/10.1007/s42461-018-0018-6>

LibreTexts. (s. f.). Chemistry Library. Recuperado de [https://chem.libretexts.org/Bookshelves/General_Chemistry/Map%3A_Chemistry_-_The_Central_Science_\(Brown_et_al.\)/16%3A_Acid-Base_Equilibria/16.09%3A_Acid-Base_Properties_of_Salt_Solutions](https://chem.libretexts.org/Bookshelves/General_Chemistry/Map%3A_Chemistry_-_The_Central_Science_(Brown_et_al.)/16%3A_Acid-Base_Equilibria/16.09%3A_Acid-Base_Properties_of_Salt_Solutions)

- Millán, A. (2006). *La minería metálica en Chile en el siglo XX*. Recuperado de http://www.mineraiycultura.iimch.cl/pdf/la_mineria_metalica.pdf
- Montes, C., & Cantallopts, J. (2018). *Consumo de agua en la minería del cobre*.
- Morales Ampuero, F. P. (2017). *Estudio del efecto de las interacciones del sistema “Agua de mar- cal” en procesamiento de minerales* (Universidad de Chile). Recuperado de <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/144411>
- Mu, Y., Peng, Y., & Lauten, R. A. (2016). The depression of pyrite in selective flotation by different reagent systems – A Literature review. *Minerals Engineering*, 96–97, 143–156. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.06.018>
- Ralston, J. (1991). Eh and its consequences in sulphide mineral flotation. *Minerals Engineering*, 4(7–11), 859–878. [https://doi.org/10.1016/0892-6875\(91\)90070-C](https://doi.org/10.1016/0892-6875(91)90070-C)
- Ramlall, N. V., & Loveday, B. K. (2015). A comparison of models for the recovery of minerals in a UG2 platinum ore by batch flotation. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 115(3), 221–228.
- Ramos, O., Castro, S., & Laskowski, J. S. (2013). Copper-molybdenum ores flotation in sea water: Floatability and frothability. *Minerals Engineering*, 53, 108–112. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2013.07.009>
- San Martín, F., Kracht, W., & Vargas, T. (2018). Biodepression of pyrite using *Acidithiobacillus ferrooxidans* in seawater. *Minerals Engineering*, 117(2), 127–131. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.11.005>
- Soto Contreras, D. A. (2017). *Evaluación del efecto blending en la recuperación de minerales de Cu-Mo con alto contenido de arcillas, en la etapa de flotación rougher, y el efecto de reactivos en pruebas de laboratorio*. Universidad de Concepción.
- Uribe Vélez, L. M. (2017). *Efecto del agua de mar en la recuperación de cobre-molibdeno por procesos de flotación* (Universidad de Concepción). Recuperado de http://repositorio.udec.cl/bitstream/handle/11594/2691/Tesis_Efecto_del_agua_de_mar_.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Yianatos, J. (2005). *Apunte Flotación de minerales*. Valparaíso.

Z. Ekmekçia, D. J. Bradshawb, P.J. Harrisb, A. Aslana, H. H. (s. f.). *THE VALUE AND LIMITATIONS OF ELECTROCHEMICAL MEASUREMENTS IN SULPHIDE FLOTATION*. 1.

Zeta-meter. (s. f.). *Potencial Zeta: Un curso completo en 5 minutos*. 1–11.

Zhao, K., Gu, G., Wang, C., Rao, X., Wang, X., & Xiong, X. (2015). The effect of a new polysaccharide on the depression of talc and the flotation of a nickel-copper sulfide ore. *Minerals Engineering*, 77, 99–106. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.02.014>

ANEXOS

ANEXO A: Pruebas de flotación

Los siguientes procedimientos serán realizados para las pruebas de flotación con agua de mar y agua destilada indistintamente.

Procedimiento

1. Preparar lechada de cal o solución de NaOH para pruebas con ajuste de pH, en el caso contrario saltar este paso.
2. Inspección visual de la máquina de flotación y sus conexiones.
3. Preparar material requerido para el experimento: bandejas de recepción de concentrado y cola, piseta o bomba de reposición de agua. Pesar las bandejas y marcarlas usando un plumón permanente. Rotular debidamente las bandejas de concentrado y cola con el código de muestras.
4. Marcar la celda de acrílico considerando su llenado con agua a un volumen efectivo de 1,5 L.
5. Preparar una probeta con la cantidad de agua necesaria para obtener un porcentaje de sólidos de 50 %.
6. Adicionar el agua de la probeta a una piseta vacía, sin derramarla.
7. Adicionar la carga de mineral a la celda
8. Medir el valor de pH natural usando un pH-metro.
9. Realizar etapa de aireación con el mismo flujo de aire y agitación de la prueba durante el tiempo estipulado. Luego detener la agitación y cortar el flujo de aire.
10. Añadir la cantidad de agua necesaria para obtener un 30% de sólidos.
11. Agregar la dosis de metabisulfito de sodio y realizar periodo de acondicionamiento (solo agitación).
12. Agregar los reactivos de flotación colectores y espumantes con micropipeta.
13. Ajustar el pH.
14. Acondicionar por 2 minutos (solo agitación).
15. Dar paso al flujo de aire e iniciar la prueba de flotación, comienza la reposición de agua y paleteo cada 10 s.
16. Terminada la flotación, se retira la bandeja de concentrado y se limpia la paleta con agua.

17. Desenergizar el equipo, levantar el rotor y trasladar la pulpa remanente en la celda hacia la bandeja de cola. Utilizar la piseta para arrastrar el sólido retenido en el rotor y dentro de la propia celda.
18. El concentrado y cola se filtran en vacío y se ingresan a la estufa para secar a 60°C durante 24 h.
19. Lavar la celda de flotación y material utilizado antes de iniciar una nueva experiencia.
20. Pesar las bandejas (previamente enfriadas) y registrar los valores en bitácora.
21. Disgregar la muestra seca. Mediante la técnica de cono y cuarteo, obtener muestras representativas de concentrado y cola, guardar en bolsas rotuladas, para análisis químico y contramuestra.

Materiales y equipos

- Mineral guardado de análisis granulométrico
- Pulpa de compósitos generados
- Máquina de flotación Edement
- Celdas de 1,5 y 3 L
- Paleta de remoción de espuma
- Marcador permanente
- Bandejas
- 2 papeles
- Papel milimetrado
- Probeta de 500 ml y 1L
- Agua de mar
- Agua destilada
- Medidor de pH
- Medidor de potencial ORP
- Lechada de Cal
- Solución de HCl
- Solución NaOH
- Xantato amílico de potasio
- Diesel

- MIBC
- Metabisulfito de sodio
- Micropipeta
- Bolsas
- Estufa
- Balanza

ANEXO B: Filtrado agua de mar

Procedimiento

1. Disponer materiales y equipos necesarios.
2. Preparar embudo Büchner con un papel filtro sobre el matraz kitazato.
3. Conectar matraz kitazato con bomba de vacío a través de la manguera (cuidar que la manguera quede sin pliegues).
4. Disponer de un balde para almacenar el agua de mar filtrada.
5. Agregar agua de mar sin filtrar sobre el embudo.
6. Conectar y encender la bomba de vacío.
7. Apagar la bomba, cuando el nivel del agua dentro del matraz kitazato esté pronto a llegar a la conexión con la manguera.
8. Desconectar la manguera del matraz y quitar el embudo con cuidado.
9. Vaciar el matraz kitazato en el balde dispuesto para el agua filtrada.
10. Repetir el proceso hasta filtrar toda el agua.

Materiales y equipos

1. Baldes con agua de mar
2. Baldes vacíos limpios para recepción de agua filtrada
3. Bomba de vacío
4. Matraz kitazato
5. Embudo Büchner
6. Manguera
7. Papel filtro

ANEXO C: Molienda

Para conocer el tiempo de molienda requerido para obtener la granulometría deseada en las pruebas de flotación, se realizarán cinéticas de molienda de 5, 10, 20, 30 y 40 min.

Procedimiento

1. Cargar el molino de bolas, con el mineral homogeneizado, el agua y las bolas.
2. Cerrar y asegurar el molino.
3. Poner el molino sobre los rodillos y ajustar la velocidad de rotación a 75 rpm.
4. Encender los rodillos por durante el tiempo de estudio.
5. Masar una bandeja.
6. Recuperar la pulpa del molino en la bandeja y limpiarlo tratando de desperdiciar la menor cantidad posible.

Materiales y equipos

- Rodillos
- Molino de bolas Labtech Hebro
- Balanza digital de 20 Kg Winkler XY20MB
- Bolas de acero
- Mineral chancado
- Agua desionizada
- Agua de mar
- Probeta de 500 ml y 1 L
- Tacómetro láser
- Cronómetro
- Bandeja

ANEXO D: Análisis granulométrico

Procedimiento

1. En el laboratorio de preparación de muestras, tamizar desde malla #70 hasta #400. De acuerdo con el criterio de $\sqrt{2}$, los tamices requeridos son #400, #270, #200, #140, #100 y #70
2. Masar cada tamiz en balanza digital Revel JA400C.
3. Ingresar el mineral seco y deslamado por la parte superior de la torre de tamices, tapar y posicionar en el interior del agitador de tamices para dar inicio al proceso. El tiempo de tamizaje es de 20 minutos.
4. Luego, en la balanza utilizada anteriormente, masar cada tamiz con mineral.
5. Realizar distribución granulométrica del mineral bajo malla #400 en el equipo de difracción láser Analysette 22 Microtec Plus de Fritsch, de acuerdo con los protocolos del laboratorio.
6. Reunir el mineral de sobre tamaño y bajo tamaño #400 y guardar en una bolsa.
7. Realizar el procedimiento para cada uno de los tiempos hasta obtener un 100% bajo 212 μm con la masa de mineral para evaluación de variables y para cinética.

Materiales y equipos

- Balde
- Bandeja
- 2 papel
- Piseta con agua
- Estufa de secado de muestras
- Espátula Brocha
- Tamices malla #400, #270, #200, #140, #100 y #70
- Agitador de tamices DuraTap
- Balanza digital Revel JA400C
- Equipo de difracción láser Analysette 22 Microtec Plus de Fritsch
- 2 bolsas de con capacidad de 1 kg
- Selladora de bolsas
- Limpiador de tamices de ultrasonido

- Marcador permanente

ANEXO E: Medición de densidad específica

Procedimiento

Para cada muestra de mineral sea cabeza, concentrado o relave se debe realizar el siguiente procedimiento al menos 3 veces para minimizar el error de medición:

1. Registrar el número del picnómetro a usar, asegurar que esté limpio y seco.
2. Tarar en una balanza analítica el picnómetro y registrar su peso (P_v).
3. Agregar un poco de sólido de la muestra correspondiente y tarar (P_{v+s}).
4. Enrasar con agua destilada el picnómetro con sólido hasta su tope, colocar el tapón respectivo del picnómetro, secar y tarar ($P_{v+s+agua}$).
5. Lavar el picnómetro con detergente y agua destilada. Secar por fuera.
6. Llenar el picnómetro con agua destilada hasta su tope, colocar el tapón respectivo y secar picnómetro.
7. Pesarse picnómetro con agua (P_{v+agua}).
8. Tomar la temperatura del agua destilada y luego buscar la densidad del agua a la temperatura medida (δ_{H2O}).
9. La ecuación para calcular la gravedad específica está dada por la siguiente ecuación:

$$G. E \text{ mineral} = \frac{P_{v+s} - P_v}{(P_{v+agua} - P_v) - (P_{v+s+agua} - P_{v+s})} * \delta_{H2O}$$

Materiales y equipos

- Mineral molido seco guardado
- Pulpa de concentrado colectivo seca guardada
- Picnómetro
- Balanza analítica
- Piseta
- Agua destilada
- Marcador permanente

ANEXO F: Caracterización composicional

Procedimiento

Muestras iniciales

1. Tomar muestras de al menos 20 g, del mineral guardado seco.
2. Pulverizar cada una de las muestras bajo malla #150 y envasar
3. Enviar 3 muestras a análisis de absorción atómica por cobre, hierro y molibdeno a Metalab S.A.
4. Enviar 1 muestra a análisis mineralógico por difracción de rayos X cuantitativo, a laboratorio SAX.

Muestras finales

1. Tomar al menos 20 g de muestra almacenada de relave y pulverizar bajo # 150, volver a envasar y guardar.
2. Una vez que se acumulen más de 16 muestras de concentrado enviar a análisis químico por molibdeno, cobre y hierro a Metalab S.A.
3. Tomar una muestra de la cola de la prueba realizada con agua de mar y con agua desionizada con el mineral de CMDIC y de una prueba con agua de mar con el mineral de MVC. Luego, enviar a análisis mineralógico por difracción de rayos x cuantitativo a laboratorio SAX

Materiales y equipos

- Bolsas de mineral guardadas
- Pulverizador
- Bolsas plásticas
- Selladora de bolsas
- Marcador permanente
- Mortero
- Pulverizador.

ANEXO G: Condiciones experimentales aplicadas en la bibliografía estudiada

Tabla 0.1. Parámetros operacionales aplicados en la bibliografía estudiada

	M Uribe 2017	M Morales 2017	M Soto 2017	B Gorain 2016	Centinela Datos	O. Ramos S. Castro 2013		B. Ramos 2018
Prueba	Flotabilidad de pirita en agua de mar y efecto del metabisulfito de sodio como depresante	Evaluación de complementariedad de la Cal y con metabisulfito de sodio como depresantes de pirita en procesamiento de minerales	Pruebas de flotación utilizando distintos modificadores y dosificaciones de estos.	Separación de minerales de cobre de pirita utilizando tratamiento de aire metabisulfito	Control de reactivos en planta + datos	Flotación de minerales de cobre molibdeno en agua de mar: Flotabilidad y espumabilidad		Recuperación de un mineral de cobre molibdeno utilizando metabisulfito de sodio y un depresante de thitocarbonato
Tipo de celda	Micro F Partridge-Smith de 150 mL	x	DENVER 4 L	5 cell Rou xClea		Agitair LA-500 3L		Metso 4L
Medio	Agua de mar 0.01 M NaCl	Agua de mar	Agua de mar	Agua Salada		Agua de mar 3.35% Tap water		x
Volumen ml	140	4061	4000			3000		4000
Cp	x	33%	32%	34%				30%
Mineral	Pirita	x	Mo 0.09% Fe 4.48%	Fe 3.66% Au 0.28 g/t	Mo 0.013% Au 0.16 g/t	Mo 0.017% Fe 5.76%	Mo 0.008% Fe 6.26%	Concentrado flotación colectiva Cu-Mo, Mo 0.47 % 2.75% Fe. Cu en Cpy y Mo en Moly Fe en Py y Cpy
Tamaño um	-200/+75	p80 180	p80 180	p80 Rou 212 Clea 20-25		p80 210	p80 150	x
Min g	1	2000	1600	x	3615 tph			1080 app
Ley FeS2	93%	3.62%	1.54%	x	x	x	x	x
Ley Cu	x	1.71%	0.493%	0.48%	0.45%	0.56%	0.43%	24,09 % Cu

Colector	KAX	3926 3418A	TX15216 MX7017 diésel	A3894 MX950	Ro Sc Cle	Matcol TC-123 Sascol-95 Diesel	Aero MX-7017 Aero MX-945	Orfom® MCX flotation oil
Dosis	25	20 5	15 5 5	9 37	20.7 2.3 2.1	22 11 10	26 21	0
	mg/L	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	g/t
Espumante	MIBC	MIBC	MIBC	MIBC	Ro Sc Cle	Matfroth-355	MIBC	x
Dosis	7	15	15	12	19 1.7 2	10	21	x
	mg/L	g/t	g/t	gotas	g/t	g/t	g/t	x
Depresante	MBS	MBS	MBS(dil35 %)	MBS	MBS			Thiocarbonato Metabisulfito
Dosis	2	25	0- 50-100	600	173			777 810
	mg/L	g/t	g/t	g/t	g/t			g/t
Ajuste de pH	(HCl-0.15%) (NaOH-0.01 M)	CaO Molienda 68.1 g/t Flotación 169.5 g/t -2.86 g/t-573.4	2 ml CaO	Cal 0 g/t	Cal Rou si Clea no	Cal		Refino ácido sulfúrico diluido 10%
pH	4-6-8-10	8.2-8.5-9.0	8.5	Rou 7.5 Clea 5.2	Ro 8.3 Clea 6.3	9 pts entre pH 7 y 12		9
Flujo gas	75 cc/min	x	5 lpm	x		10 lpm		variable
Agitación rpm	x	x	1200	x		900		2100
Tamaño burbuja um	10-80	x	x	x		x		x
t acondicionamiento	Ajuste de pH 2 min, 3 min acc reactivos, py 5 min, 5 min mbs	x	Agregar MIBC y lechada de CaO acc por 2 min	30 min aireación		5 min	5 min	2 min pH 10 min reactivos
t flotación min	2	30	20	30.5	25.51	7	10	10
Remoción de espumas	10	x	10	x				15

ANEXO H: Gráficos de resultados de experimentos en las investigaciones citadas

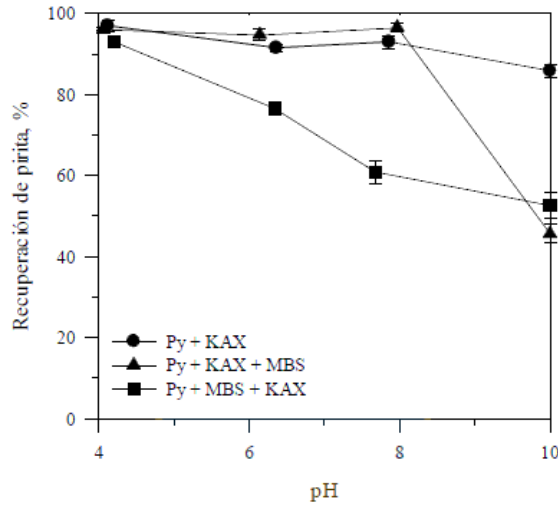


Figura 0.1. Flotación rougher a escala de laboratorio en solución NaCl 0.01 M. (Celda de microflotación, KAX 25 mg L⁻¹, MIBC 7 mg L⁻¹, MBS 2 mg L⁻¹, mineral 1 g y solución 140 mL) (Uribe Vélez, 2017)

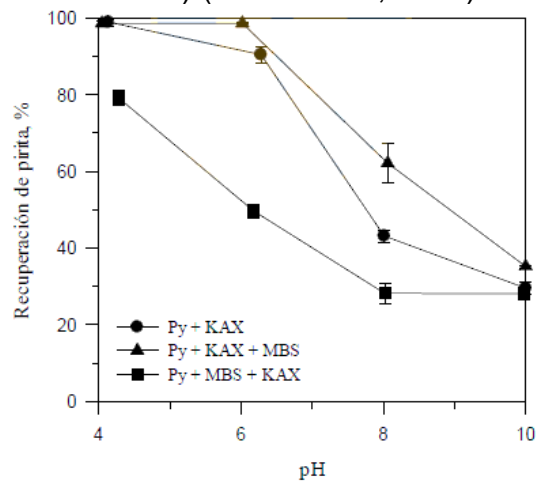


Figura 0.2. Flotación rougher en agua de mar a escala de laboratorio en solución NaCl 0.01 M. (Celda de micro flotación, KAX 25 mg L⁻¹, MIBC 7 mg L⁻¹, MBS 2 mg L⁻¹, mineral 1 g y solución 140 mL) (Uribe Vélez, 2017)

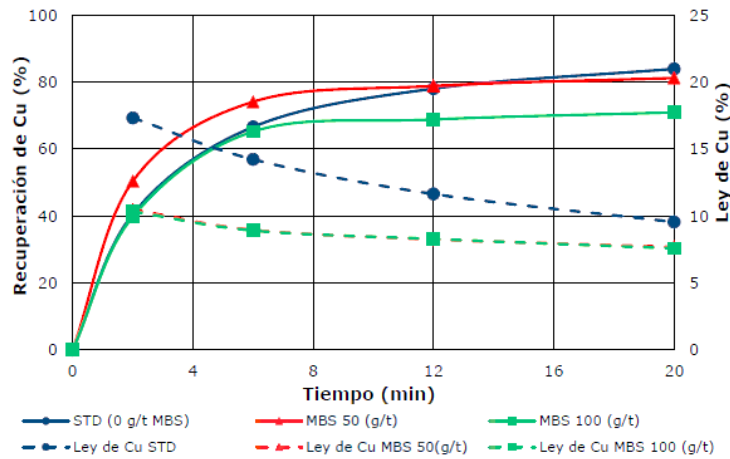


Figura 0.3. Evaluación del efecto del MBS en la flotación de Cu a escala de laboratorio. (MX7017 5 g t⁻¹, Diesel 5 g t⁻¹, TX15216 g t⁻¹, MIBC 15 g t⁻¹, mineral 1.600 g, pulpa 4.000 mL, pH 8,5 ajustado con CaO) (Soto Contreras, 2017)

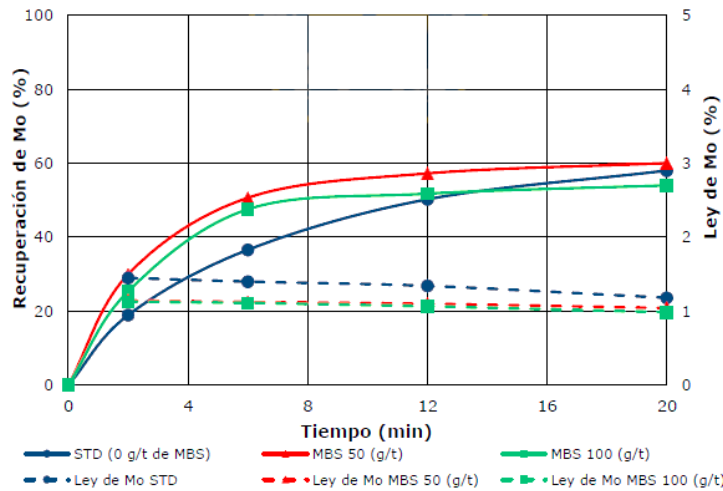


Figura 0.4. Evaluación del efecto del MBS en la flotación de Mo a escala de laboratorio. (MX7017 5 g t⁻¹, Diesel 5 g t⁻¹, TX15216 g t⁻¹, MIBC 15 g t⁻¹, mineral 1.600 g, pulpa 4.000 mL, pH 8,5 ajustado con CaO) (Soto Contreras, 2017)

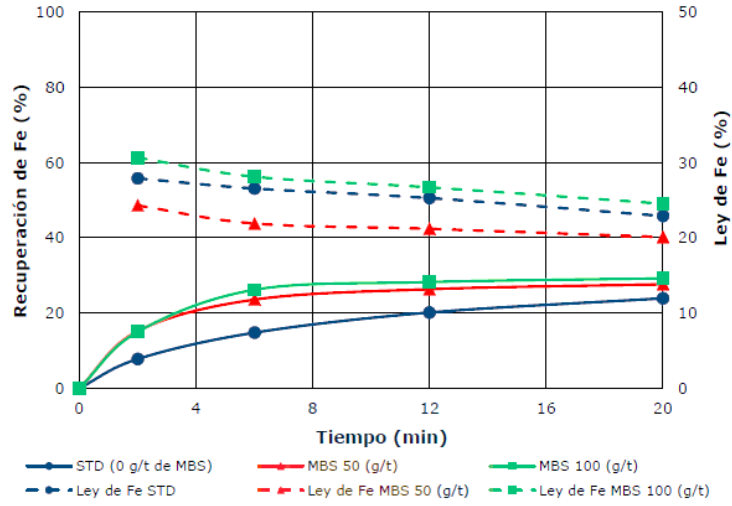


Figura 0.5. Evaluación del efecto del MBS en la flotación de Fe a escala de laboratorio. (MX7017 5 g t⁻¹, Diesel 5 g t⁻¹, TX15216 g t⁻¹, MIBC 15 g t⁻¹, mineral 1.600 g, pulpa 4.000 mL, pH 8,5 ajustado con CaO) (Soto Contreras, 2017)

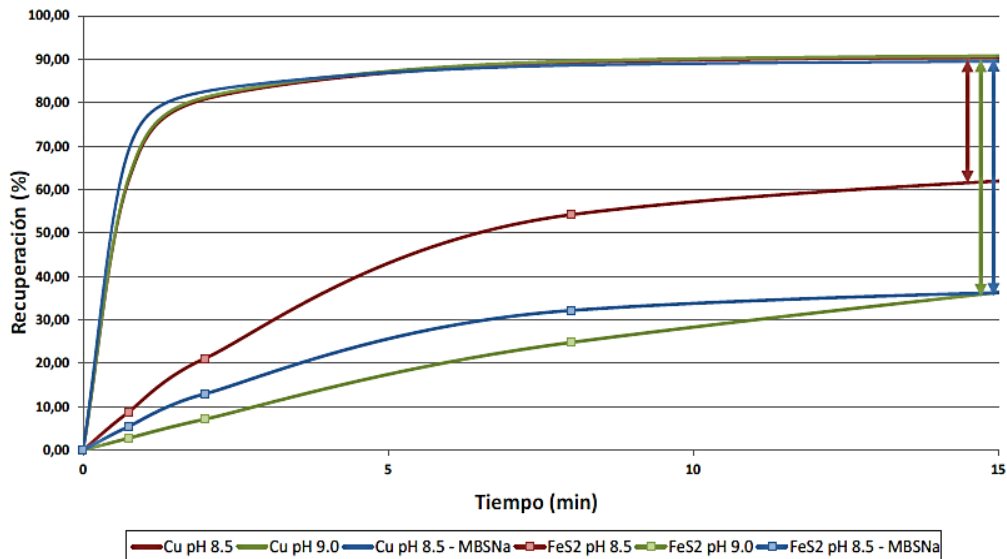


Figura 0.6. Separación de Cu y FeS₂ a pH 8,5 y 9,0 ajustado con CaO sin y con MBS de Na. 3926 20 g t⁻¹, 3418^a 5 g t⁻¹, MIBC 15 g t⁻¹, MBS de Na 25 g t⁻¹, mineral 1.600 g t⁻¹, pulpa 4.000 mL (Morales Ampuero, 2017)

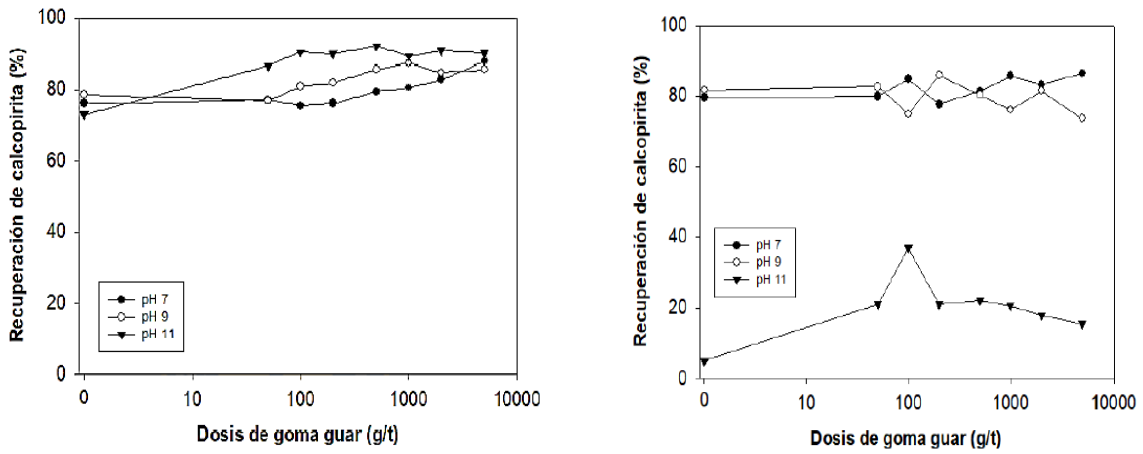


Figura 0.7. Efecto de la dosis de goma guar en prueba de microflotación de calcopirita con 30% de caolinita en agua dulce (izquierda) y agua de mar (derecha). XAK 25 mg L⁻¹; MIBC 20 mg L⁻¹; Ajuste de pH con cal (Jeldres, 2017)

ANEXO I: Minerías que hace uso de agua de mar en Chile

Tabla 0.2. Minerías que hacen uso de agua de mar en Chile (Montes & Cantallopis, 2018)

Puesta en marcha	Estado	Propiedad	Nombre	Región	Capacidad de planta (l/s)	
					Planta desaladora	Agua de Mar Directa
-	Cerrada (se espera reactivación en 2019)	Haldeman	Michilla	Antofagasta	75	25
-	Operando	ENAMI	Planta J.A. Moreno (Taltal)	Antofagasta	-	15
-	Operando	Las Cenizas	Las Cenizas Taltal	Antofagasta	9	12
-	Operando	Mantos de la luna	Mantos de la luna	Antofagasta	5	20
-	Paralizado	Pampa Camarones	Pampa Camarones	Arica y Parinacota	-	25
-	Operando	BHP Billiton	Escondida – Planta Coloso	Antofagasta	525	-
-	Operando	AMSA	Distrito Centinela (Esperanza + El Tesoro)	Antofagasta	50	1.500
-	Operando	AMSA	Antucoya	Antofagasta	20	280
-	Operando	Mantos Copper	Mantoverde	Atacama	120	-
-	Operando	Lundin Mining	Candelaria	Atacama	300	-
-	Operando	KGHM Int.	Sierra Gorda	Antofagasta	-	1.315
-	Operando	BHP Billiton	Escondida EWS	Antofagasta	2.500	-
2018	Factibilidad	Lundin Mining	Candelaria 2030 – Continuidad operacional	Atacama	200 (1)	-
2020	Factibilidad	AMSA	Desarrollo minera Centinela – Etapa 1	Antofagasta	-	850 (2)
2020	Factibilidad	AMSA	Los Pelambres – ampliación marginal I y II	Coquimbo	400	-
2020	Factibilidad	COPEC	Diego de Almagro	Atacama	-	315
2020	Factibilidad	BHP Biliton	Spence Growth Option	Antofagasta	1000	-
2020	Factibilidad	Mantos Copper	Desarrollo Mantoverde	Atacama	260 (3)	-
2020	Factibilidad	Codelco	Adecuación planta desaladora RT Sulfuros – Etapa 1	Antofagasta	630 (4)	-
2021	Factibilidad	Teck	Quebrada Blanca Hipógeno	Tarapacá	1.300	-
2021	Sin EIA	Goldcorp y Teck	Nueva Unión	Antofagasta	740	-
2023	Factibilidad detenida	Capstone Mining	Santo Domingo	Antofagasta	30	400
2024	Factibilidad	AMSA	Desarrollo minera Centinela- Etapa 2	Antofagasta	-	1.650 (5)
2025	Sin EIA	Freeport McMoran	El Abra Mill Project	Antofagasta	500	-

ANEXO J: Resultados de análisis mineralógico semi cuantitativo a través de difracción de rayos X

Tabla 0.3. Composición de muestras iniciales obtenida a partir de análisis mineralógico por difracción de rayos X (DRX)

	Mineral	Fórmula	Relave de MT(%)		CMDIC(%)	
			Alimentación	Cola	Alimentación	Cola
Ganga	Quarzo	SiO ₂	26,7	32,3	30,9	31,5
	Oligoclasa	(Na,Ca)(Si,Al) ₄ O ₈	13,6	14,9	14,4	14,8
	Sanidina	(K,Na)(Si,Al) ₄ O ₈	2,2	1,6	11,0	9,7
	Moscovita-2M1	KAl ₂ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH,F) ₂	15,1	15,6	10,7	14,1
	Bytownita	(Ca,Na)(Si,Al) ₄ O ₈	5,7	4,1	6,1	4,2
	Moscovita 1M	KAl ₂ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH,F) ₂	5,8	3,5	5,9	5,7
	Labradorita	(Ca,Na)(Si,Al) ₄ O ₈	6,8	5,3	3,4	2,9
	Flogopita 1M	KMg ₃ (Si ₃ Al)O ₁₀ (F,OH) ₂	2,9	2,9	2,6	3,7
	Anortita	CaAl ₂ Si ₂ O ₈	2,0	2,1	2,0	1,1
	Biotita 1M	K(Mg,Fe ²⁺) ₃ [AlSi ₃ O ₁₀](OH,F) ₂	3,6	4,1	1,9	2,6
	Romboclasa	(H ₅ O ₂)Fe ³⁺ (SO ₄) ₂ ·2(H ₂ O)	0,2	0,2	0,8	0,0
	Rutilo	TiO ₂	0,6	0,7	0,4	0,5
	Ilita	(K,H ₃ O)(Al,Mg,Fe) ₂ (Si,Al) ₄ O ₁₀ [(OH) ₂ , (H ₂ O)]	3,5	2,9	2,8	2,0
	Clorita	(Mg,Fe) ₃ (Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₂ ·(Mg,Fe) ₃ (OH) ₆	6,2	6,3	2,3	4,9
	Yeso	CaSO ₄ ·2(H ₂ O)	0,4	0,0	0,3	0,8
	Anhidrita	CaSO ₄	2,6	2,3	0,1	0,0
	Minerales de cobre	Calcopirita	CuFeS ₂	0,44	0,21	1,33
Guanacoita		Cu ₂ Mg ₃ (OH) ₄ (H ₂ O) ₄ (AsO ₄) ₂	0	0	0,85	0,51
Enargita		Cu ₃ AsS ₄	0	0	0,21	0
Digenita		Cu ₉ S ₅	0	0	0,19	0
Tenantita		(Cu,Fe) ₁₂ As ₄ S ₁₃	0	0	0,04	0
Minerales de hierro	Pirita	FeS ₂	0,82	0,13	1,20	0,41
	Magnetita	Fe ₃ O ₄	0,74	0,90	0,63	0,65

Tabla 0.4. Análisis de elementos asociado a la determinación de especies por difracción de rayos X

Elemento	Relave MT (%)		CMDIC (%)	
	Alimentación	Cola	Alimentación	Cola
O	48,1	48,8	47,6	48,8
Si	27,7	29,4	30,0	30,4
Al	10,4	9,5	9,3	9,4
K	3,1	2,9	3,6	3,8
Fe	2,9	2,3	2,3	2,1
Ca	2,9	2,4	1,8	1,5
S	1,3	0,7	1,5	0,4
Na	1,3	1,3	1,3	1,3
Mg	1,7	1,9	1,1	1,6
Cu	0,2	0,1	1,0	0,1
As	-	-	0,2	0,1
Ti	0,4	0,4	0,2	0,3
H	0,2	0,2	0,2	0,2