

Facultad de Ingeniería
Departamento de Ingeniería
Metalúrgica

Profesor Patrocinante
Dr. Leopoldo Gutiérrez B.
Ingeniero Supervisor
Ing. Julio Zapata

***"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."***

DANILO ANDRÉS SOTO CONTRERAS

Informe de Memoria de Título

Para optar al Título de

Ingeniero Civil Metalúrgico

Octubre 2017

AGRADECIMIENTOS

Al encontrarme frente al término de uno de los ciclos más importantes de mi vida, es difícil encontrar las palabras necesarias para expresar los sentimientos y sensaciones que me invaden en este momento. Esto se debe a que concluye un largo camino lleno de oportunidades y adversidades, durante el cual adquirí habilidades y conocimientos que me permitieron desarrollarme como profesional, pero más importante, como el hombre que soy hoy actualmente. Todo esto es gracias a las distintas personas con las compartí durante este periodo, empezando con mi familia, amigos de universidad, compañeros de trabajo o conocidos, las cuales estuvieron presente por un largo tiempo o solo unas horas.

Por esto quiero partir agradeciendo a mis amigos, en especial a Vania Gessel, que paso incontables horas en video llamada con el fin de apoyarnos mutuamente en nuestros estudios o trabajos, pero sobre todo para que no me sintiera solo en este proceso. Además, promovió un cambio fundamental en mi forma de escribir o redactar en el transcurso de los años. También no puedo olvidar a David Field y Matias Amaza, los cuales han estado desde el comienzo de este camino, ya sea estudiando, enseñando, riendo y preocupándonos juntos por los demás. Además me alegro de mencionar a Ailynne Rojas y Erick Rebolledo por su disposición para enseñarme durante los tiempos de certámenes y por el apoyo mostrado durante los trabajos o laboratorios realizados juntos. Pero sobre todo las cosas reconocer a Juan, Marcela, Valentina, Selfa, Constanza, Bastián, Daniel, Martin, Miguel, quienes me brindaron su ayuda tanto en lo emocional como en lo académico.

A mi profesor tutor, Leopoldo Gutierrez, por darme la confianza y oportunidad de trabajar en este proyecto. Junto a él, agradecer a la gente de la minera Sierra Gorda que siempre me prestaron los medios necesarios para terminar este proceso de buena manera, en especial a mi tutor Don Julio Zapata, a Don Juan Opazo y Gonzalo Reinoso, que me guiaron durante mi estadía en la minera. Por último a mis colegas don Esteban, Katsuya, Gustavo, Jairo, Amory, Daishi, Takuya y John, que tuvieron la disposición y la voluntad

de enseñarme y apoyarme en este periodo, pero sobre todo agradecer a Carolina Olivares por su incontable paciencia al momento de revisar el avance del trabajo y responder mis dudas, así como los incontables conversaciones durante los momentos de descanso, con el fin de tener un ambiente laboral más ameno, además de otorgar una guía tanto en la minera como fuera de esta.

A la familia Contreras Mejia, por acogerme y tratarme como un hijo más durante el desarrollo de esta memoria. Tío Domingo, gracias por esos consejos que siempre me daba antes de salir a la faena. Tía Liz, gracias por los platos exquisitos y abundantes que siempre me daba luego de cada jornada, además de facilitarme la vivienda durante los 7 meses en Calama. Alex, Andrés y Anais gracias por la compañía y apoyo que siempre me brindaban en el día a día. Pero por sobre todas las cosas hacerme sentir parte de ustedes.

A mi familia, por el cariño y preocupación que siempre han tenido con nosotros, muchas veces dejando de lado a los suyos para ir en ayuda de mis padres y hermanos.

De esta manera quiero finalizar agradeciendo a mis padres, Oriana Contreras y Jorge Soto, parte fundamental de este camino. Me apoyaron incondicionalmente, en los buenos y malos momentos, nunca permitieron que me rindiera, sin importar las adversidades que se presentaran. Siempre estaba presentes para aportar un consejo, un abrazo o hasta una simple sonrisa, lo cual era suficiente para ayudarme a seguir adelante. No olvidar a mis hermanos Jorge y Melissa Soto, los cuales desde un comienzo llegaron a mi habitación con el fin de brindarme consejo acerca de mi futuro, acompañarme y en ocasiones pasar noches velas estudiando.

RESUMEN

La compañía minera Sierra Gorda, con el fin de mejorar su producción, ha buscado alternativas para controlar su yacimiento de difícil tratamiento, el cual tiene minerales que se caracterizan por su elevado contenido de arcillas en las capas superiores, las que afectan las distintas etapas de procesamiento como es el caso de la flotación y el espesamiento.

El objetivo general de esta memoria fue estudiar el efecto del Blending en la etapa Rougher, de minerales de Cu-Mo y el efecto de distintos reactivos [en el proceso] para una muestra de andesita-transición (UGM 850) con alto contenido de arcillas y una muestra denominada sulfuro intrusivo (UGM 840), mediante pruebas de laboratorio utilizando una celda Denver de 4 L.

Debido a lo anterior se realizaron pruebas de molienda y flotación de las UGM 850 y UGM 840, en las cuales se utilizaron tanto los minerales puros como mezclas de estos variando la fracción másica de las UGMs, a distintos tamaños de partícula, un 32% sólido, pH igual 8,5 y 1200 RPM, utilizando agua de mar.

Los resultados de las muestras puras mostraron que la liberación de los minerales medida a través del P80 produce un aumento en la recuperación de los minerales de Cu y Mo, independiente del contenido de arcillas presente en estas. En el caso de las pruebas de flotación de blending realizadas a un P80 de 180 μm , se observó que al momento de combinar dos o más unidades geometalúrgicas, se puede encontrar una zona de trabajo donde la mezcla conducirá a un aumento en la recuperación de los minerales, denominada blending positivo y una zona de trabajo en la cual la mezcla de minerales llevará a una pérdida en la recuperación, denominada blending negativo. Finalmente, los resultados al probar diversos agentes de flotación, en distintas concentraciones y al variar condiciones de operación, mostraron que al aumentar la dosificación en las pruebas, se generaba un aumento en la recuperación de hierro, para el caso de los colectores y la presencia de arcillas impide el efecto de los depresantes.

Por lo anterior, se concluye que al trabajar con las mezclas de las UGMs en distintas proporciones másicas se obtiene una mejora en el tratamiento de

estos minerales, generando mayores recuperaciones y concentrados con menor cantidad de ganga o impurezas, además al emplear pulpas más diluidas al tratar con minerales arcillosos, puede desencadenar una mayor recuperación de Cu y Mo, produciendo un aumento en la cinética de flotación y recuperación másica de estos.



ÍNDICE.

1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 Objetivo general.....	2
1.2 Objetivos específicos.....	2
2. Antecedentes de la Compañía.....	3
2.1 Minera Sierra Gorda SCM.....	3
2.2 Accionistas.	3
2.3 Historia y producción.	4
2.4 Circuito.	5
3. Antecedentes teóricos.....	8
3.1 Fundamentos de la flotación.....	8
3.2 Físicoquímica de superficies.	10
3.2.1 Probabilidad de flotación.....	10
3.2.2 Ángulo de contacto.....	10
3.3 Reactivos de flotación.....	12
3.3.1 Colectores.....	12
3.3.2 Espumantes.	13
3.3.3 Modificadores.	15
3.4 Minerales involucrados en el proceso de flotación.	16
3.4.1 Calcopirita.....	16
3.4.2 Bornita.	17
3.4.3 Molibdenita.	17
3.4.4 Pirita.	19
3.5 Agua de mar.....	21
3.6 Metabisulfito de Sodio.	22

3.7	Filosilicatos.	23
3.7.1	Arcillas expansivas.	23
3.8	Caolinita.	25
3.9	Efecto de las arcillas y su mecanismo de acción en la flotación.	26
3.10	Efecto Slime Coating.	27
3.11	Blending.	28
4.	Desarrollo experimental.	31
4.1	Muestras y reactivos.	31
4.1.1	Muestras para prueba de flotación en celda de 4 L.	34
5.	Equipos y procedimientos.	35
5.1.1	Pruebas de flotación en celda Denver de 4 L.	35
5.1.2	Pruebas de granulometría.	37
6.	Resultados y discusiones.	39
6.1	Caracterización de las muestras.	39
6.2	Pruebas de flotación para determinar el P80 para estudio de Blending.	40
6.3	Pruebas de cinética de molienda.	47
6.1	Pruebas de flotación realizando blending de UGMs 840 y 850.	53
6.2	Pruebas de Reactivos.	56
6.2.1	Pruebas de flotación utilizando distintos colectores y dosificaciones de estos.	56
6.2.2	Pruebas de flotación utilizando distintos espumantes.	62
6.2.3	Pruebas de flotación utilizando distintos modificadores y dosificaciones de estos.	65
6.2.4	Pruebas adicionales de flotación.	73
7.	Discusión general.	79

8. Conclusión.	83
9. Recomendaciones.	84
10. Referencia	85
11. ANEXOS.....	89
11.1 . ANEXO 1: Flotación de MBS.	89
11.2 . ANEXO 2: Flotación en función del colector utilizado.	90
11.3 . ANEXO 3: Flotación en función del colector utilizado.	90
11.4 . ANEXO 4: Resultados análisis Quemscan y DRX.....	91
11.5 . ANEXO 5: Análisis químico por malla.....	94
11.6 . Anexo 6: Clasificación de los silicatos.....	95
11.7 . Anexo 7: Comparación pruebas de flotación de blending realizando molienda de las UGMs en conjunto y separada.	96



ÍNDICE DE FIGURAS.

Figura 1. <i>Mapa ubicación minera Sierra Gorda SCM</i>	3
Figura 2. <i>Mina a rajo abierto Sierra Gorda</i>	5
Figura 3. <i>Flowsheet circuito de molienda-clasificación SG</i>	6
Figura 4. <i>Flowsheet circuito de flotación colectiva SG</i>	7
Figura 5. <i>Esquema del proceso de flotación (Gutiérrez. L, 2015)</i>	8
Figura 6. <i>Adhesión partícula-burbuja (Gutiérrez. L, 2015)</i>	9
Figura 7. <i>Ángulo de contacto (Gutiérrez. L, 2015)</i>	11
Figura 8. <i>Hidrofobicidad inducida por adsorción de colector (Gutiérrez. L, 2015)</i>	12
Figura 9. <i>Tipos de colectores (Gutiérrez. L, 2015)</i>	13
Figura 10. <i>Estructura cristalina de la molibdenita (Gutiérrez. L, 2015)</i>	18
Figura 11. <i>Recuperación de MoS₂ en función del tamaño de partícula para distintas dosis de MIBC (Castro et Mayta, 1994)</i>	19
Figura 12. <i>Rango de flotabilidad natural de la pirita (Gutiérrez. L, 2015)</i>	20
Figura 13. <i>Flotación Rougher para minerales de Cu-Mo en agua fresca y agua de mar (O. Ramos. S. Castro et J.S. Laskowkis, 2013)</i>	22
Figura 14. <i>Estructura química general de las arcillas (Castro, 2011)</i>	23
Figura 15. <i>Esquema de la estructura cristalina de la caolinita (Larsen, 2009)</i> .26	
Figura 16. <i>Recubrimiento hidrofílico sobre las burbujas (Gutiérrez. L, 2017)</i> . 27	
Figura 17. <i>Esquema efecto slime coating (Cortes, 2016)</i>	28
Figura 18. <i>Efecto del Blending en los minerales (Gutiérrez. L, 2015)</i>	30
Figura 19. <i>Muestras de mineral perteneciente a UGM 840 y 850</i>	31
Figura 20. <i>Comparación perfil granulométrico para malla # 10</i>	32
Figura 21. <i>Procedimiento de las pruebas de flotación</i>	36
Figura 22. <i>Detalles de la celda de flotación Denver</i>	36
Figura 23. <i>Efecto del tamaño de partícula, en la recuperación de Cu, para la UGM 840</i>	42
Figura 24. <i>Efecto del tamaño de partícula, en la recuperación de Mo, para la UGM 840</i>	43
Figura 25. <i>Efecto del tamaño de partícula, en la recuperación de Cu, para la UGM 850</i>	43

Figura 26. <i>Efecto del tamaño de partícula, en la recuperación de Mo, para la UGM 850.</i>	44
Figura 27. <i>Recuperación másica de las muestras UGM 850 y UGM 840.</i>	46
Figura 28. <i>Curvas de distribución granulométrica para 100% UGM 840 y 0% UGM 850.</i>	49
Figura 29. <i>Curva de distribución granulométrica para 80% UGM 840 y 20% UGM 850.</i>	50
Figura 30. <i>Curva de distribución granulométrica para 60% UGM 840 y 40% UGM 850.</i>	50
Figura 31. <i>Curva de distribución granulométrica para 40% UGM 840 y 60% UGM 850.</i>	51
Figura 32. <i>Curva de distribución granulométrica para 20% UGM 840 y 80% UGM 850.</i>	51
Figura 33. <i>Curva de distribución granulométrica para 0% UGM 840 y 100% UGM 850.</i>	52
Figura 34. <i>Comparación de tiempo de molienda experimental y teórica para el blending</i>	53
Figura 35. <i>Resultados de la flotación mediante Blending para el Cu.</i>	55
Figura 36. <i>Resultados de la flotación mediante Blending para el Mo.</i>	55
Figura 37. <i>Efecto del RC 700 en la recuperación y ley de Cu.</i>	57
Figura 38. <i>Efecto del RC 700 en la Flotación de Mo.</i>	58
Figura 39. <i>Efecto del diésel en la flotación de Cu.</i>	59
Figura 40. <i>Efecto del diésel en la flotación de Mo.</i>	59
Figura 41. <i>Efecto del RO 04 y SBX en la Flotación de Cu.</i>	60
Figura 42. <i>Efecto del RO 04 y SBX en la Flotación de Mo.</i>	61
Figura 43. <i>Comparación de las constantes cinéticas de primer orden para las pruebas de colectores.</i>	62
Figura 44. <i>Evaluación de diversos espumantes y sus combinaciones en la flotación de Cu.</i>	63
Figura 45. <i>Evaluación del efecto de diversos espumantes y sus combinaciones en la flotación de Mo.</i>	63

Figura 46. Comparación de las constantes cinéticas de primer orden para las pruebas de espumantes.....	64
Figura 47. Evaluación del efecto del pH en la flotación de Cu.....	65
Figura 48. Evaluación del efecto del pH en la flotación de Mo.	66
Figura 49. Evaluación del efecto del RC 4525 en la flotación de Cu.....	67
Figura 50. Evaluación del efecto del RC 4525 en la flotación de Mo.	67
Figura 51. Evaluación del efecto del RC 4525 en la flotación de Fe.	68
Figura 52. Evaluación del efecto del MBS en la flotación de Cu.	69
Figura 53. Evaluación del efecto del MBS en la flotación de Mo.	69
Figura 54. Evaluación del efecto del MBS en la flotación de Fe.	70
Figura 55. Evaluación del efecto del Oxi D628 en la flotación de Cu.....	71
Figura 56. Evaluación del efecto del Oxi D628 en la flotación de Mo.	71
Figura 57. Evaluación del efecto del Oxi D628 en la flotación de hierro.	72
Figura 58. Comparación de las constantes cinéticas de primer orden para las pruebas de modificadores.	73
Figura 59. Evaluación del porcentaje de sólidos en la recuperación de Cu.	74
Figura 60. Evaluación del porcentaje de sólidos en la recuperación de Mo.	74
Figura 61. Evaluación del porcentaje de sólidos en la recuperación de Fe.....	75
Figura 62. Evaluación del porcentaje de sólidos en la recuperación másica Mo.	75
Figura 63. Evaluación de las RPM en la recuperación de Cu.	76
Figura 64. Evaluación de las RPM en la recuperación de Mo.....	77
Figura 65. Comparación de las constantes cinéticas de primer orden para las pruebas de parámetros.	78
Figura 66. Evaluación del Metabisulfito de Sodio, a diversas dosificaciones, para la muestra andesita.	89
Figura 67. Evaluación del Metabisulfito de Sodio, a diversas dosificaciones, para la muestra de Sulfuro.	89
Figura 68. Evaluación de colectores de flotación sin usar MX7017 y TX15216.90	
Figura 69. Evaluación del efecto del NASH en la flotación de la muestra UGM 840.....	90

Figura 70. *Evaluación del efecto del NASH en la flotación de la muestra UGM 850.*..... 91

Figura 71. *Diagrama del porcentaje en peso acumulativo de la mineralogía en las muestras.* 91

Figura 72. *Porcentaje en peso encontrado para las distintas especies.* 92

Figura 73. *Análisis DRX muestra Sulfuro profundo (UGM 840).* 93

Figura 74. *Análisis DRX muestra andesita (UGM 850).* 93

Figura 75. *Comparación curvas de blending Cu realizando distinto procedimiento de molienda.* 96

Figura 76. *Comparación curvas de blending Mo realizando distinto procedimiento de molienda.* 96



ÍNDICE DE TABLAS.

Tabla 1. Composición de espumantes de tipo alcohol y poliglicol (extracto de Azgomi et Fariba, 2006).	15
Tabla 2. Potencial de reposo de algunos minerales de sulfuro.	20
Tabla 3. Iones disueltos en el agua de mar (Castro et Huber, 2003).	21
Tabla 4. Grupo de las esmectitas.	24
Tabla 5. Análisis químico y mineralógico de las muestras para blending.	32
Tabla 6. Descripción de los reactivos de flotación.	34
Tabla 7. <i>Resumen resultados de la picnometría, índice de bond, NIR y análisis químico.</i>	39
Tabla 8. <i>Resumen resultados del análisis mineralógico mediante QEMSCAN.</i> .	40
Tabla 9. <i>Resultados análisis NIR.</i>	46
Tabla 10. <i>Resultados tiempos de molienda.</i>	48
Tabla 11. <i>Comparación contenido de Arcillas expansivas en la cabeza y cola de flotación.</i>	56
Tabla 12. <i>Resultados para 12 minutos de flotación de colectores.</i>	61
Tabla 13. <i>Resultados pruebas espumantes.</i>	64
Tabla 14. <i>Resultados a los 12 minutos de flotación de Modificadores.</i>	72
Tabla 15. Resultados de las pruebas adicionales para 12 minutos de flotación.	77
Tabla 16. Resultados cualitativos mediante difracción de rayos X en la roca total.	92
Tabla 17. Resultados obtenidos según el tamaño de partícula para la UGM 840.	94
Tabla 18. Resultados obtenidos según el tamaño de partícula para la UGM 850.	94
Tabla 19. Propiedades Físico químicas de los silicatos	95

NOMENCLATURA Y ABREVIACIONES.

- **Compuestos y elementos químicos:**

MBS : Metabisulfito de sodio.

MIBC : Metil isobutil carbinol.

- **Acrónimos:**

UGM : Unidad Geometalúrgica.

RPM : Revoluciones por minuto.

DRX : Difracción de rayos X.

HPGR : Rodillos de molienda de alta presión.

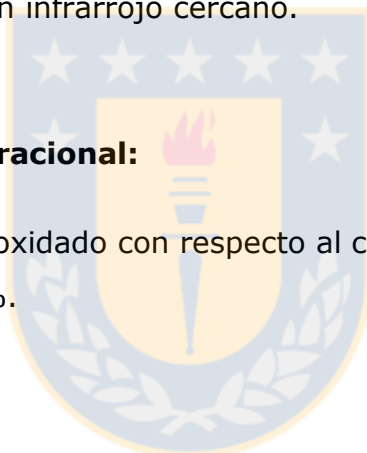
AF65 : Aerofroth 65.

NIR : Espectroscopía en infrarrojo cercano.

- **Nomenclatura operacional:**

Cu_{Sol}/Cu_T : Razón de cobre oxidado con respecto al cobre total (Factor k).

P80 : Pasante del 80%.



1. INTRODUCCIÓN.

A lo largo de los últimos años, la minería chilena ha sufrido un impacto en sus tasas de producción, disminuyendo la cantidad de concentrado exportado, debido a las bajas leyes que se encuentran disponibles en los yacimientos, los altos costos de producción, el surgimiento de potenciales competidores y la constante variación en el precio del Cu y Mo. Es por esto que surge la necesidad de introducir nuevas ideas y estrategias que optimicen el proceso productivo, con el fin de elevar la recuperación de estos minerales, obtener un mayor tonelaje y así lograr aumentar los ingresos monetarios.

Por lo anteriormente explicado, la compañía minera Sierra Gorda ubicada en la II Región de Antofagasta, ha desarrollado un plan para operar en un yacimiento de difícil tratamiento, el cual se caracteriza por su elevado contenido de arcillas en las capas superiores. La presencia de estos minerales genera un impacto negativo en las distintas etapas del proceso, desde el consumo de reactivos hasta la detención de los equipos utilizados, donde se encuentra el proceso de molienda- clasificación, flotación, espesamiento y filtración. Por lo tanto, para disminuir el impacto de esta ganga, se optó por evaluar el efecto Blending en el tratamiento de los minerales Cu y Mo, mediante la combinación de dos unidades geometalúrgicas pertenecientes a la primera fase de explotación (muestra de andesita-transición o UGM 850, con un alto contenido de arcillas) y la segunda fase de explotación (muestra de sulfuro intrusivo o UGM 840, con un bajo contenido de arcillas), aumentando la fracción másica de UGM 850 desde 0% hasta 100%, en intervalos de 10% para las distintas mezclas.

Durante el desarrollo de este trabajo se llevaron a cabo diversas pruebas destinadas a encontrar las mejores condiciones de operación a escala de laboratorio, abarcando desde el tamaño de las partículas de los minerales hasta la velocidad de agitación de la celda de flotación, con el fin de establecer una mejor base para las siguientes investigaciones.

1.1 Objetivo general.

Estudiar el efecto Blending en la recuperación de Cu-Mo, para dos minerales pertenecientes a las UGM 850 (con altos contenidos de arcilla) y la UGM 840, en la etapa de flotación rougher y el efecto de distintos parámetros y reactivos en pruebas de laboratorio.

1.2 Objetivos específicos.

- Realizar una caracterización de las muestras de cabeza de las UGM 850 y UGM 840, mediante análisis químico, mineralógico usando QEMSCAN, DRX, test de Bond y perfil granulométrico.
- Realizar pruebas de cinética de molienda y flotación, mezclando las UGM 850 y UGM 840 en proporciones definidas.
- En base a los resultados obtenidos en el punto anterior, establecer el punto óptimo de trabajo.
- Evaluar mediante pruebas de laboratorio las diversas condiciones de operación y reactivos utilizados en el proceso de flotación Rougher en el punto óptimo del blending.

2. Antecedentes de la Compañía.

En este capítulo se hace una breve reseña de la compañía Minera Sierra Gorda SCM.

2.1 Minera Sierra Gorda SCM.

El yacimiento explotado por la compañía Minera Sierra Gorda SCM está ubicado en el norte de Chile, en la localidad de Sierra Gorda, perteneciente a la Segunda Región de Antofagasta, ubicado a una distancia de 170 km de esta última y a 60 km de la ciudad de Calama, a 1.626 metros sobre el nivel del mar (Figura 1).



Figura 1. Mapa ubicación minera Sierra Gorda SCM.

2.2 Accionistas.

Los accionistas del proyecto Sierra Gorda se dividen en tres partes: la mayor cantidad de acciones pertenece a la compañía polaca KGHM Polka Miedz, a través de su subsidiaria KGHMI (55%), luego un consorcio de

compañías japonesas lideradas por Sumitomo Metal Mining (31,5%) y Sumitomo Corporation (13.5%), las cuales serán detalladas a continuación:

- **KGHM Polska Miedz** es una de las compañías más grandes de Polonia, con oficinas centrales ubicadas en la ciudad de Lubin. Es un productor mundial de cobre y plata con más de 50 años de experiencia.
- **Sumitomo Metal Mining** es el tercer productor mundial de cobre y el más grande de níquel y oro en Japón. Las oficinas centrales de la compañía están ubicadas en Tokyo.
- **Sumitomo Corporation** está dedicada al marketing de productos de varias industrias, incluyendo minería. Es una de las 8 compañías más grandes de Japón y tiene sus oficinas centrales ubicadas en Tokyo.

2.3 Historia y producción.

El proyecto ubicado a 4 km del pueblo de Sierra Gorda, en el desierto de Atacama, se inauguró en el cuarto trimestre de 2014, después de una construcción que tardó cuatro años. Los yacimientos fueron descubiertos en el año 2006 por KGHM International LTD., cuando se adjudicó el proyecto y desde 2012 es un emprendimiento común entre KGHM y las compañías japonesas. Con una inversión que alcanzó los US\$ 4.200 millones, Sierra Gorda apunta a mantener la extracción durante 23 años, de cobre, oro y molibdeno, con una fuerte producción de este último metal durante los primeros cinco años.

La minera Sierra Gorda opera en un yacimiento de cobre y molibdeno que abarca, tanto el mineral de cobre sulfurado como el de cobre oxidado, el cual se encuentra en su parte Este. La mina se construyó en dos etapas; la primera finalizó en junio de 2014 y abarcó la realización del rajo abierto (Figura 2), la construcción de la infraestructura necesaria, tales como la planta de procesamiento, con la instalación de equipos destinados a procesar concentrado de molibdeno (tritador de rodillos, molino de bolas, celda

flotación y el tranque de relave), los cuales tienen un rendimiento medio equivalente al procesamiento de 110 mil toneladas de mineral diario.



Figura 2. *Mina a rajo abierto Sierra Gorda.*

La compañía Minera Sierra Gorda aprovecha el agua de mar que proviene de los sistemas de refrigeración de la central térmica situada en Mejillones. En lugar de devolverla al océano, el agua se bombea a la mina mediante una tubería de longitud de 144 km apropiadamente. Esta solución asegura un sistema más eficiente y ecológico de acceso al agua.

2.4 Circuito.

La compañía Minera Sierra Gorda emplea una línea de proceso, la cual se enfoca en la extracción de sulfuro, donde se produce concentrado de cobre y molibdeno. Los procesos van desde la operación en la mina a la planta de tratamiento, mediante el cual a través del proceso de flotación, se separa el mineral valioso de la ganga. La línea de proceso se puede dividir en 3 etapas:

(a) extracción del mineral, (b) molienda-clasificación y (c) flotación, que se detallarán a continuación.

En la etapa de molienda (b), el mineral proveniente del yacimiento ingresa al chancador primario, para luego ser almacenado en el stockpile que alimenta a los 4 molinos secundarios MP1250, donde se reduce de tamaño. Posteriormente, el material es transportado a los 4 HPGR y es clasificado mediante el uso de harneros antes de ingresar a las 3 líneas de molinos de bolas, donde se adiciona el colector primario junto con la cal para el proceso de flotación. En este punto, la pulpa generada durante la adición de agua de mar o agua de proceso, debe alcanzar un 68% de sólidos y estar acondicionada a un pH igual a 8,5 para la etapa de flotación. La mezcla proveniente de los molinos de bolas ingresa a las baterías de hidrociclones, donde el mineral fino (P80 de 180 μm) proveniente del overflow es dirigido a las 3 líneas colectivas (celdas Rougher) y el underflow se recircula hacia los molinos (Figura 3).

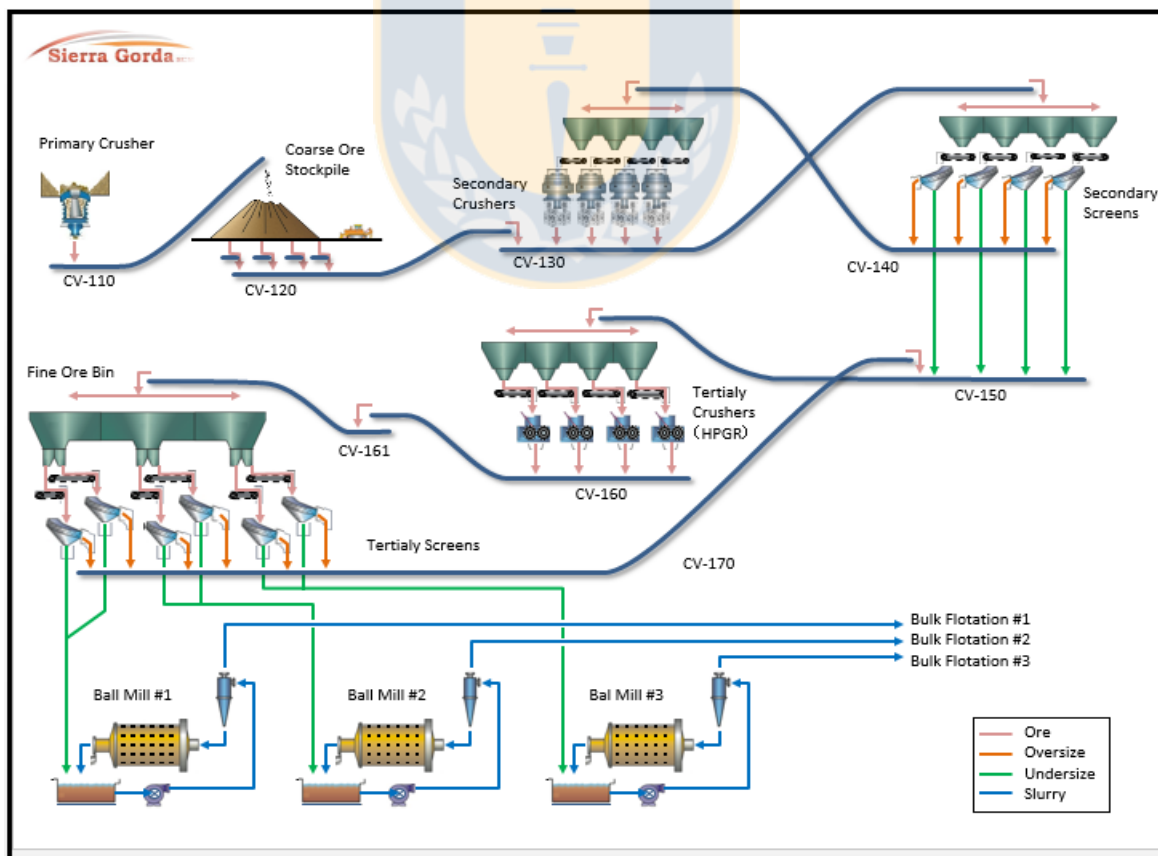


Figura 3. Flowsheet circuito de molienda-clasificación SG.

entregando concentrados de mayor pureza de Mo. En este proceso el control del potencial es de vital importancia, debido a la generación de gas sulfhídrico, por lo cual se opera con un pH básico, además en este punto se reemplaza la lechada de cal por Na_2CO_3 y se utiliza metabisulfito de sodio para el control de la pirita.

3. Antecedentes teóricos.

3.1 Fundamentos de la flotación.

La flotación es un proceso fisicoquímico que tiene por finalidad la separación selectiva de partículas de minerales, a través de un proceso de adhesión partícula-burbuja de gas (aire o nitrógeno), con partículas del mineral; que son colectadas como un concentrado rico en el elemento de interés. La adhesión de las partículas valiosas depende de las características de este último, tiempo de inducción, tamaño de la partícula, densidad e hidrofobicidad de los minerales.

Se denomina cola a las partículas no valiosas (ganga), con bajo o nulo contenido de interés y son eliminadas de la flotación (Figura 5).

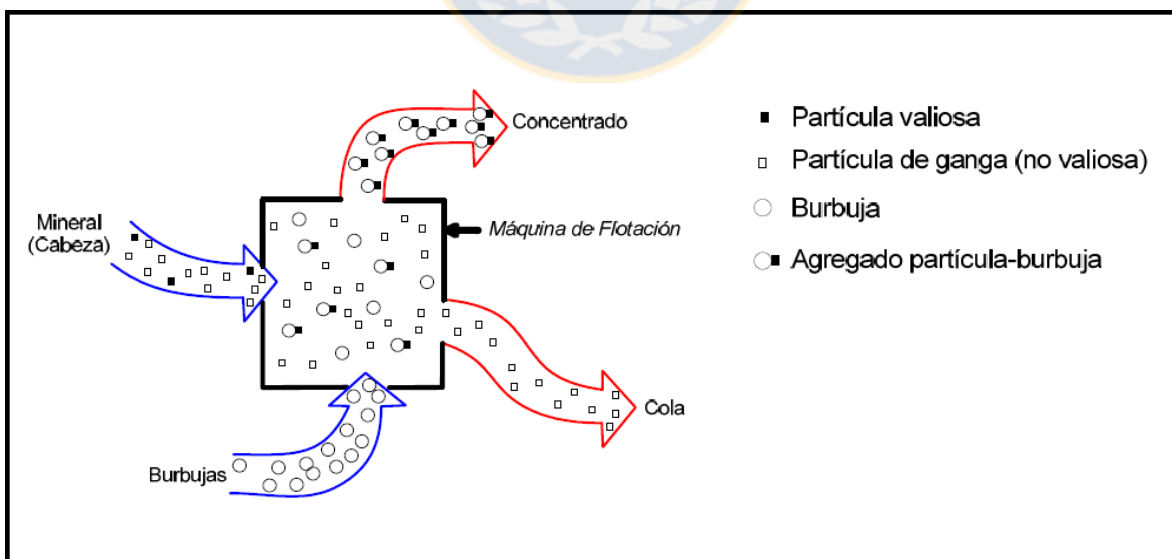


Figura 5. Esquema del proceso de flotación (Gutiérrez. L, 2015).

La hidrofobicidad es una de las características más importantes en la flotación, debido a que es la fuerza impulsora del proceso. Está se define como la capacidad que posee un material de impedir la interacción con las moléculas de agua (no se moja), por lo que repele o desplaza estas últimas y favorece la interacción con las burbujas de gas dentro de la celda (Figura 6).

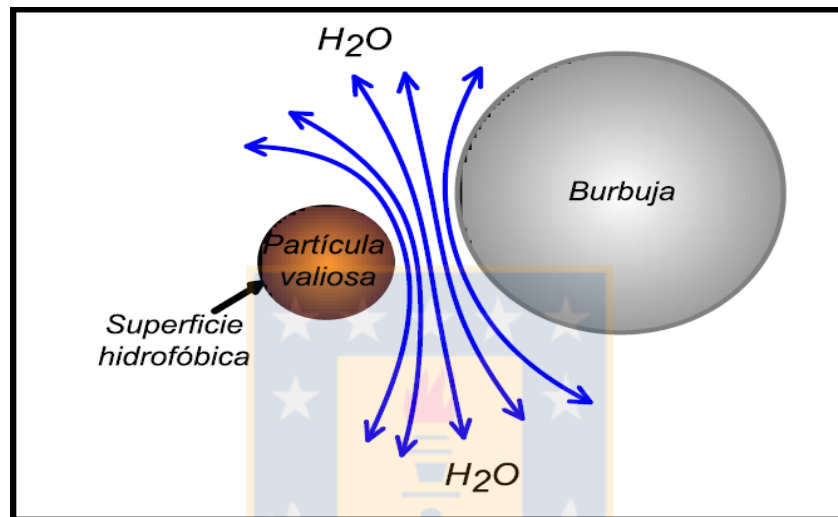


Figura 6. Adhesión partícula-burbuja (Gutiérrez. L, 2015).

En el proceso de flotación, la hidrofobicidad puede ser inducida mediante un proceso de adsorción de reactivos, durante el cual el extremo polar de las moléculas del colector se adsorbe en las partículas hidrofílicas, eliminando los sitios iónicos que interactúan con el agua, como es el caso de los sulfuros de cobre (Castro. S, 2006). Debido a que la gran mayoría de los minerales presentan superficies hidrofílicas, se deben utilizar reactivos para modificarlos, pudiendo también encontrarse minerales que presentan una hidrofobicidad natural como es el caso del talco, la pirita (pH ácido), el azufre y la molibdenita entre otros.

3.2 Fisicoquímica de superficies.

3.2.1 Probabilidad de flotación.

La probabilidad de flotación considera cuán factible es que una partícula mineral y una burbuja de gas se adhieran y logren el ascenso a la zona de colección (colchón de espuma) de la celda. Lo anterior, depende de la probabilidad de colisión (P_c), adhesión (P_a), formación de un par estable (P_s), desadhesión (P_d) y se puede expresar matemáticamente de acuerdo a la expresión descrita en la ecuación (1):

$$P_f = P_c P_a P_s (1 - P_d) \quad (1)$$

P_c = Función del tamaño de partícula, burbuja, flujo de aire, celda de flotación, variables de la pulpa y reología de suspensiones.

P_a = Función del tiempo de inducción (necesario para romper el film de líquido y producir el contacto con la burbuja) y de colisión.

P_s = Función del ángulo de contacto.

P_d = Función de la hidrodinámica.

3.2.2 Ángulo de contacto.

La flotación se basa en la diferencia de hidrofobicidad existente entre las partículas valiosas y no valiosas de un mineral, la cual se puede cuantificar midiendo el grado de hidrofobicidad de un mineral a través del ángulo de contacto (θ). Este parámetro corresponde al ángulo, medido a través de la fase líquida, que se forma desde la tangente de una gota de agua en el punto de confluencia entre las tres fases (sólida, líquida y gaseosa) y la interfase sólido-líquido (Figura 7). Este ángulo está gobernado por las leyes de la termodinámica y depende del equilibrio de energías superficiales entre las distintas fases. (Gutiérrez, L, 2015).

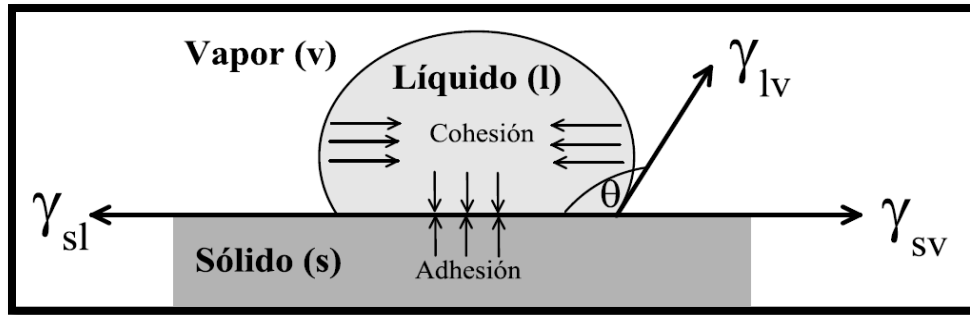


Figura 7. *Ángulo de contacto (Gutiérrez. L, 2015).*

En 1805, Young propuso tratar el ángulo de contacto (θ) de una gota de líquido colocada sobre una superficie sólida plana, como un equilibrio mecánico de las tensiones interfaciales sólido-líquido, sólido-gas, líquido-gas. Lo anterior se explica en la ecuación (2).

$$\gamma_{sv} = \gamma_{sl} + \gamma_{lv} \cos(\theta) \quad (2)$$

Los términos de ésta se definen como:

γ_{sv} = tensión interfacial sólido-gas.

γ_{sl} = tensión interfacial sólido-líquido.

γ_{lv} = tensión interfacial líquido-gas.

La ecuación (2) se puede reordenar y expresar de la siguiente manera:

$$\cos(\theta) = \frac{\gamma_{sv} - \gamma_{sl}}{\gamma_{lv}} \quad (3)$$

De la ecuación (3) se puede deducir que:

- Si $\gamma_{sv} < \gamma_{sl}$, el ángulo de contacto (θ) será mayor que 90° , es decir, la superficie no se moja, por lo tanto la partícula es hidrofóbica.
- Si $\gamma_{sv} > \gamma_{sl}$, el ángulo de contacto (θ) será menor que 90° , es decir, el líquido moja la superficie, por lo tanto la partícula es hidrofílica.

3.3 Reactivos de flotación.

3.3.1 Colectores.

Los colectores son el corazón de la flotación, ya que aumentan la recuperación de los minerales a través de reactivos orgánicos de diversa composición y estructura, cuya principal función es inducir una hidrofobización selectiva de la superficie de las partículas de interés, para crear condiciones favorables de adherencia entre el mineral y la burbuja de gas. Los colectores están formados por una parte polar, la cual se adhiere sobre la superficie hidrofílica del mineral y otra parte no polar, constituida por una cadena de hidrocarburos, orientada hacia la fase acuosa induciendo las propiedades hidrofóbicas (Yianatos et Juan, 2005). Debido a lo anterior es que disminuye la humectación del mineral generando un recubrimiento hidrofóbico en éste (Figura 8).

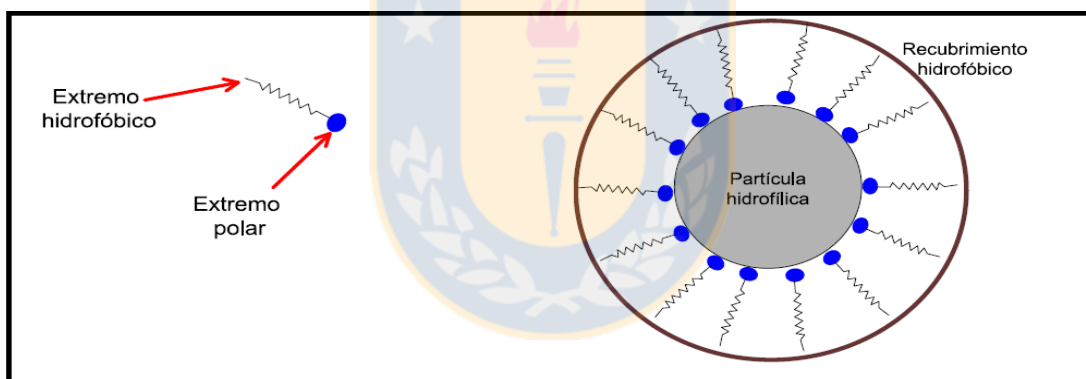


Figura 8. Hidrofobicidad inducida por adsorción de colector (Gutiérrez. L, 2015).

Por su capacidad de asociación en la pulpa, los colectores pueden dividirse en dos tipos: ionizables y no ionizables (Figura 9). Los ionizables tienen una parte polar (hidrofílico) y otra apolar (hidrofóbico). Respecto a su parte hidrofílica, existen dos clases, aniónicos y catiónicos, siendo los primeros generados por ácidos grasos, oleato de potasio y ácido oleico, mientras que los segundos son compuestos orgánicos en los cuales el radical hidrocarburo es el catión y está representada por aminas primarias, secundarias y terciarias, además de xantatos (Yianatos et Juan, 2005). Los xantatos son colectores

aniónicos altamente utilizados en la industria minera, debido a su inclinación hacia especies sulfuradas.

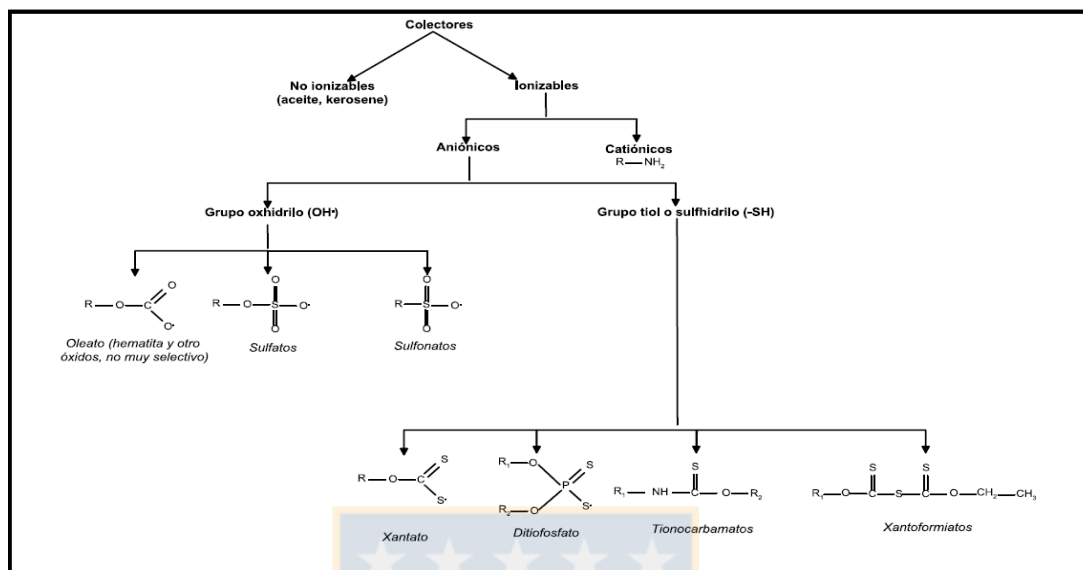


Figura 9. Tipos de colectores (Gutiérrez. L, 2015).

3.3.2 Espumantes.

Los espumantes son sustancias tenso-activas o surfactantes heteropolares constituidas de una parte polar (hidrofílica) y una apolar (hidrofóbica). Estos pueden adsorberse en la superficie de separación agua-burbuja. La parte polar es una cadena hidrocarbonada y la apolar es generalmente un grupo OH⁻. Tiene como función disminuir la tensión superficial de las partículas para generar burbujas de menor tamaño previniendo la coalescencia de éstas (Cho Y.S et Laskowski J.S., 2002), aumentando su resistencia y área superficial, estabilizando así la espuma.

La disminución de la tensión superficial también previene la coalescencia de burbujas por la formación de puentes de hidrógeno con las moléculas de agua, provocando la estabilización del film alrededor de la burbuja. Este film resiste el drenaje y retarda la coalescencia de burbujas (Finch J.A.et J.E Nasset y Acuña C., 2008).

Las características más importantes al momento de elegir un espumante son (Cytotec Industries Inc., 2002):

- Que produzca una espuma que permita una buena separación del mineral de interés, de los que conforman la ganga.
- Formar una espuma lo suficientemente estable para soportar el peso del mineral y lo suficientemente móvil para transportarlo a la descarga de la celda.
- La espuma debe ser lo suficientemente persistente para que las burbujas al romperse se vuelvan a formar continuamente, para que de esa forma el agua y la ganga tengan la posibilidad de drenar.
- Debe tener una baja sensibilidad a los cambios de pH, a los colectores y sales contenidas en la pulpa de flotación.
- Que se dispersen en medios acuosos (no necesariamente que sean totalmente solubles).
- Que no presenten propiedades colectoras.
- Deben ser capaces de generar burbujas pequeñas de 1 a 2 [mm] (Yianatos et Juan., 2005).

La eficacia del espumante depende en parte del pH de la pulpa, clasificándose en tres tipos: espumantes ácidos, básicos y neutros. Dentro de estos los más utilizados en la industria son los alcoholes y los poliglicoles.

- **Alcoholes:** Son considerados espumantes débiles teniendo una baja actividad superficial. Pueden dividirse en 3 grupos: alcoholes alifáticos lineales y ramificados, cíclicos y aromáticos. Por otra parte, poseen cinéticas rápidas, generan una espuma menos estable, poseen baja retención de agua, presentan mayor selectividad y baja persistencia (Azgomi et Fariba. 2006). La actividad superficial de los alcoholes aumenta dependiendo del largo de su cadena, con un máximo de 6 a 8 átomos de carbono (Zhang et Weing., 2009). El más comúnmente utilizado en la industria es el MIBC (Metil Isobutil Carbinol) (Tabla 1).

- Poliglicoles: Pueden dividirse en 2 grupos de glicol, polipropileno y polietileno. Se caracterizan por tener alta solubilidad en agua y al aumentar el peso molecular aumenta el arrastre de ésta. Poseen una espuma más estable en comparación con los alcoholes, tienen baja sensibilidad a los cambios de pH y recuperan mayor contenido de ganga, es decir son menos selectivos. Un ejemplo es el Aerofroth 65 (Melo F. et Laskowski J.S., 2006) (Tabla 1).

Tabla 1. Composición de espumantes de tipo alcohol y poliglicol (extracto de Azgomi et Fariba, 2006).

Frother Name	Formula	Solubility in Water
<i>Aliphatic Alcohols</i> Methyl isobutyl carbinol (MIBC)	$ \begin{array}{c} R^*OH \\ \\ CH_3CHCH_2CHCH_3 \\ \quad \\ CH_3 \quad OH \\ R = C_nH_{2n+1} \end{array} $	Low
<i>Polyglycol-type</i> Aerofroth 65	$ \begin{array}{c} CH_3(PO)_{6.5}OH \\ PO=C_3H_6O \end{array} $	Total

3.3.3 Modificadores.

Los modificadores son reactivos de flotación que tienen la función de alterar las propiedades fisicoquímicas del sistema sólido-líquido-gas, esto con el objetivo de preparar la superficie de los minerales para la adsorción o desorción de un determinado reactivo y así, optimizar la eficiencia del proceso de flotación. Los modificadores pueden ser divididos en distintos grupos dependiendo del efecto producido. Dentro de los más comunes se pueden encontrar (Kracht et Willy., 2010.):

- Reguladores de pH: Son reactivos que controlan la concentración iónica de las pulpas y sus reacciones, a través de la acidez o alcalinidad. Los

principales reactivos para esto son la cal (CaO), hidróxido de sodio (NaOH), ácido clorhídrico (HCl), ácido sulfúrico (H₂SO₄) y carbonato de sodio (Na₂CO₃).

- **Dispersantes:** Facilitan la dispersión de ciertas partículas que la pulpa contiene en suspensión o sobre la superficie de ellas. Existen del tipo inorgánico como los polifosfatos y polisilicatos que se hidrolizan y aumentan el pH. También existen del tipo orgánico como los polisacáridos (dextrina y almidones), polifenoles y poliacrilato.
- **Depresantes:** Reactivos encargados de hidrolizar las superficies de los minerales impidiendo la interacción con los colectores y por tanto, su recuperación. Existen del tipo inorgánico como son iones polivalentes, silicatos y cianuros. También existen del tipo orgánico, como los polisacáridos o ácidos húmicos, los cuales actúan induciendo hidrofiliidad en partículas hidrofóbicas.
- **Activadores:** Son reactivos encargados de fomentar las propiedades hidrofóbicas de los minerales y así mejorar su flotabilidad. Existen surfactantes catiónicos (activación del carbón oxidado y otros sulfuros), cationes polivalentes (activación de la esfalerita) y aniones polivalentes (activación de PbCO₃).

3.4 Minerales involucrados en el proceso de flotación.

3.4.1 Calcopirita.

La calcopirita es uno de los sulfuros más comunes e importantes en la minería, se puede encontrar en muchos lugares del mundo y forma parte de los minerales más importantes en la producción de cobre. En los depósitos de sulfuros de cobre, la calcopirita es el principal mineral de cobre y en algunos casos se presenta junto a la bornita y covelina. La calcopirita presenta una dureza entre 3-4 en escala de Mohs y una densidad de 4,2 g/cm³. Su

composición queda definida mediante la fórmula química CuFeS_2 , con una composición elemental de 34,6% Cu, 30,5% Fe y 34,9% S.

La calcopirita presenta flotabilidad natural cuando su superficie no está oxidada (Fuerstenau et al., 1985). En agua destilada la flotabilidad de la calcopirita no se ve afectada en un amplio rango de pH entre 4 y 12 (Castro, 2012). Estudios realizados por Vergara (1976) respecto a la flotabilidad en agua de mar, esta presenta buenos resultados de flotación a pH menores a 9, ya que en un pH más alcalino la especie tiende a disminuir su flotabilidad.

3.4.2 Bornita.

Es un mineral perteneciente al grupo de los sulfuros, su fórmula química es Cu_5FeS_4 y está formado por hierro, cobre y azufre. Está asociada a minerales de cobre, como la calcopirita, pero también se localiza diseminada en rocas ígneas y materiales sedimentarios cupríferos. La bornita presenta una dureza de 3 a 3,5 en la escala de Mohs, una densidad de 4,9-5,3 g/cm^3 y posee un sistema cristalino tetragonal.

3.4.3 Molibdenita.

La molibdenita es un mineral perteneciente al grupo de los sulfuros, posee una apariencia similar al grafito. Su fórmula química es MoS_2 y contiene 40% de Mo y 60% de S. La molibdenita presenta una flotabilidad natural, que se debe a la naturaleza química de su estructura cristalina, donde las caras son hidrofóbicas y los bordes hidrofílicos (Figura 10). La molibdenita presenta una dureza de 1 a 1,5 en la escala de Mohs, una densidad 4,73 g/cm^3 y posee un sistema cristalino hexagonal.

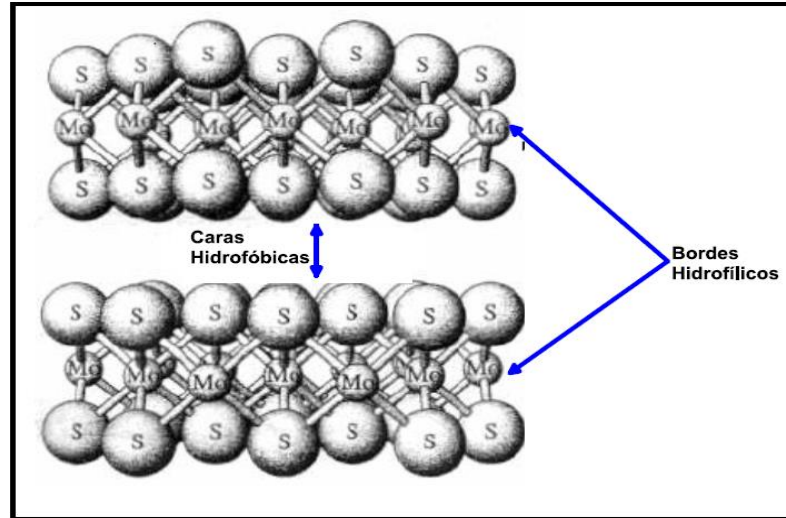


Figura 10. Estructura cristalina de la molibdenita (Gutiérrez. L, 2015).

El carácter hidrofóbico de la cara e hidrofílico del borde ha sido corroborado a través estudios de medición del ángulo de contacto en las burbujas de aire sobre la cara y bordes de cristales de MoS₂ (Madrid Ortega, 2005).

En los minerales de cobre de tipo pórfidos, el nivel de molienda y esquema de flotación se establecen para la recuperación de cobre y no para molibdeno. Estas condiciones no son necesariamente las adecuadas el procesamiento de la flotación molibdenita (Castro et Mayta, 1994). En los circuitos de flotación de cobre donde se recupera MoS₂, generalmente se adiciona cal, esto para ajustar el pH a valores mayores con el fin de depresar pirita (FeS₂). En 1994, Castro et Mayta demostraron, a través de pruebas de laboratorio, que los reactivos (espumantes) utilizados para optimizar el proceso de flotación, mejoran la cinética de flotación de partículas finas, debido a que promueven la formación de burbujas de menor tamaño (ver Figura 11).

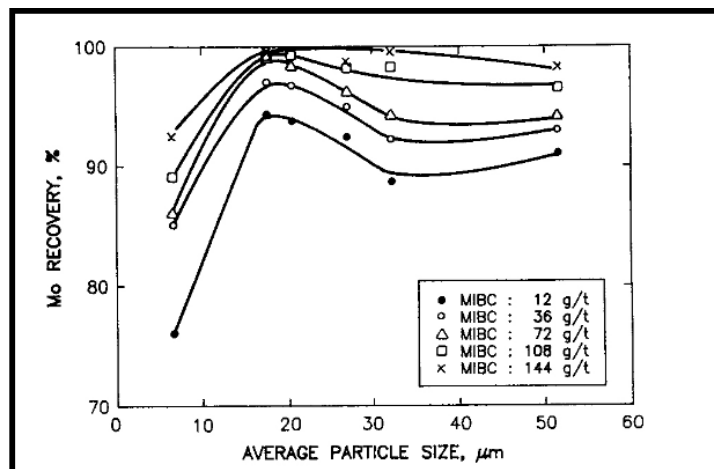


Figura 11. Recuperación de MoS_2 en función del tamaño de partícula para distintas dosis de MIBC (Castro et Mayta, 1994).

3.4.4 Pirita.

La pirita es el sulfuro metálico más abundante en la naturaleza y es la ganga más común en los sulfuros de cobre. Se encuentra asociada a los sulfuros de metales base (Cu, Pb, Zn). Su fórmula química es FeS_2 , la cual contiene un 53,48% de azufre y 46,52% hierro, posee una dureza de 6 en escala de Mohs y una densidad de 5 g/cm^3 . La pirita posee una estructura cúbica compuesta de un catión de hierro (Fe^{2+}) y un anión de azufre (S^{2-}), la unión entre ellos consiste en átomos de azufre estrechamente unidos de dos en dos a un átomo de hierro, con una estructura cristalina similar a la del NaCl. Debido a la presencia de hierro en ella, es deseable su depresión en los circuitos de flotación, lo anterior se logra a elevando valores de pH empleando lechada de cal. Esta depresión también es posible con reactivos inorgánicos tales como los cianuros, sulfitos y ferrocianuros (Fuerstenau et al., 1985).

La pirita tiene el mayor potencial de reposo (potencial electroquímico alcanzado espontáneamente por el mineral en una solución acuosa) de los sulfuros comunes (Tabla 2) lo cual le permite actuar como cátodo (aceptar electrones), a diferencia de los sulfuros de menor potencial de reposo, como la bornita y la galena que actúan como ánodo (donan electrones) (Rao & Leja, 2004). En presencia de oxígeno, cuando la pirita entra en contacto con otros

minerales se reduce superficialmente, resultando en la formación de hidróxidos de hierro (Xu et al., 1995). Se ha observado que, teniendo un periodo de acondicionamiento con aire, se logra una depresión selectiva de pirita, al mismo tiempo que ocurre la flotación de calcopirita. Esto se debe a la formación de óxidos/hidróxidos de hierro asociados con la reducción preferencial del oxígeno en la superficie de la pirita en lugar de la calcopirita, de tal manera que el estado de oxidación de esta última afecta la flotabilidad del mineral con colectores sulfhídricos.

Tabla 2. Potencial de reposo de algunos minerales de sulfuro.

Mineral Sulfuroso	Potencial de Reposo V
Pirita	0,22
Calcopirita	0,14
Esfalerita	0,10
Covelina	0,05
Bornita	0,06

Cuando la superficie de la pirita no está oxidada, flota sin necesidad de colectores, debido a la formación de azufre elemental en ella, para un rango de pH ácido (Figura 12).

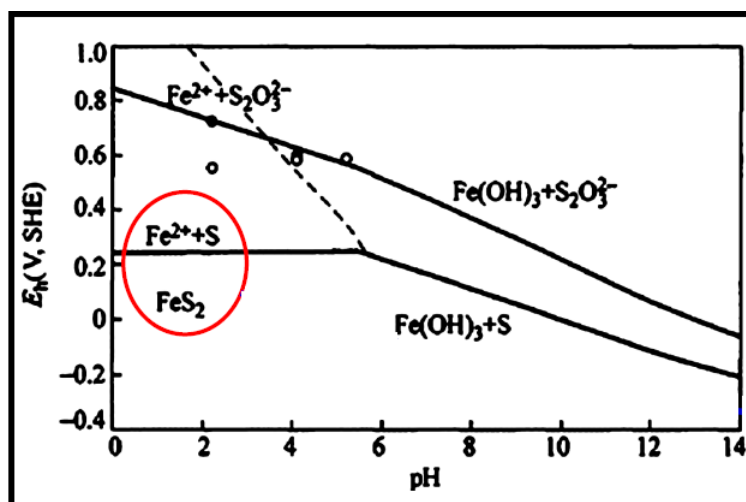


Figura 12. Rango de flotabilidad natural de la pirita (Gutiérrez. L, 2015).

3.5 Agua de mar.

A través del tiempo en Chile, el consumo de agua en la minería ha ido en aumento, ocasionando una de las mayores problemáticas para la industria. Por este motivo, se han desarrollado métodos de recuperación del agua de proceso, por la cantidad limitada de recursos hídricos, siendo esta una manera de disminuir el consumo del producto agua. De esta forma, se cubre la necesidad de utilizar agua con altas cantidades de electrolitos o simplemente usar agua de mar, que puede estar desalinizada.

El agua de mar contiene una gran concentración de iones y su pH natural oscila entre 7,8 y 8,2. La principal concentración de iones se presenta en la Tabla 3. Estos iones presente le confieren a está una serie de efectos de particulares al ser usada en procesos de flotación, como el llamado efecto Buffer o la depresión de algunos minerales por efecto de la precipitación y posterior adsorción de elementos coloidales a pH altos, entre otros.

Tabla 3. Iones disueltos en el agua de mar (Castro et Huber, 2003).

Iones presentes en el agua de mar	Concentración (ppm)
Cloruro (Cl^-)	19,345
Sodio (Na^+)	10,752
Sulfato (SO_4^{2-})	2,701
Magnesio (Mg^{2+})	1,295
Calcio (Ca^{2+})	416
Potasio (K^+)	390
Bicarbonato (HCO_3^-)	145
Bromuro (Br^-)	66
Borato (BO_3^{3-})	27
Estroncio (Sr^{2+})	13
Fluoruro (F^-)	1
Otros	>1

La utilización de agua de mar en el proceso de flotación de minerales de Cu y Mo, tiene un efecto en la recuperación de estos en comparación con el agua convencional. De esta manera, la variable de mayor importancia en el proceso de flotación en agua de mar, es el pH, donde la recuperación de calcopirita es ligeramente afectada con respecto al agua convencional en condiciones similares, entre un rango de pH de 7 a 12 (O. Ramos, S. Castro et J.S. Laskowski, 2013), mientras que en el molibdeno, es altamente depresado para valores mayores a 9,5 (Figura 13). Para el caso de los minerales de enriquecimiento secundario como la calcosina y covelina, su respuesta depende fuertemente del pH de trabajo, siendo su valor óptimo alrededor de 10 (Castro, 2012).

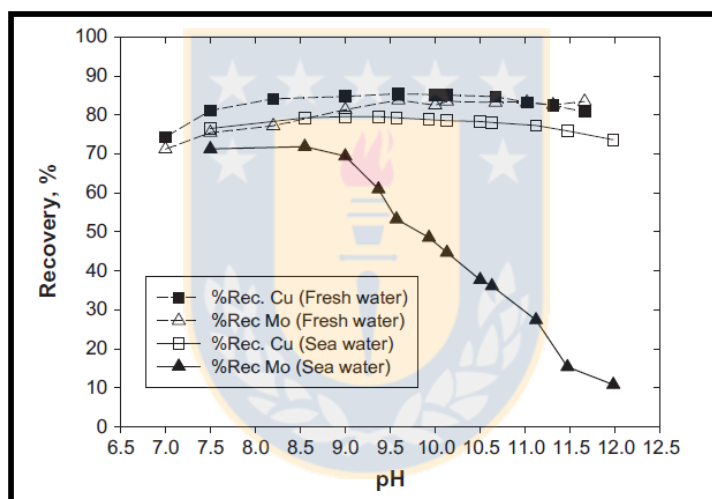


Figura 13. Flotación Rougher para minerales de Cu-Mo en agua fresca y agua de mar (O. Ramos. S. Castro et J.S. Laskowkis, 2013).

3.6 Metabisulfito de Sodio.

El Metabisulfito de sodio o Bisulfito de Sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$) es un reactivo de flotación utilizado para controlar la presencia de pirita en reemplazo de la cal, en los procesos de flotación de limpieza de minerales de Cu-Mo. Es de color blanco, con suave olor a dióxido de azufre, con una densidad de 1.48 g/cm^3 .

3.7 Filosilicatos.

Los filosilicatos son parte de un grupo de minerales del tipo silicato, el cual proviene del griego *phyllon* que significa 'hoja'. Se clasifican en cuatro grupos: la serpentina, minerales de arcilla, las micas y de la clorita (Klein et Hurlbut, 1993). Las arcillas son más comunes en minerales tales como el cobre, níquel, oro, hierro, uranio y carbón se presentan como partículas ultra finas, afectando de manera directa varias etapas del procesamiento de minerales.

3.7.1 Arcillas expansivas.

Las arcillas expansivas, son parte de un grupo mineralógico muy amplio de naturaleza química silícea denominado silicatos. Dentro de estos, en función de la distribución de sus tetraedros de SiO_4^{4-} (Figura 14), se clasifican sistemáticamente dentro de los filosilicatos o silicatos laminares. Así, dependiendo del tipo de arcilla, entre las láminas, se emplazarán en mayor o menor medida las moléculas de agua que producen el hinchamiento. Son principalmente las pertenecientes al grupo de las esmectitas (Tabla 4).

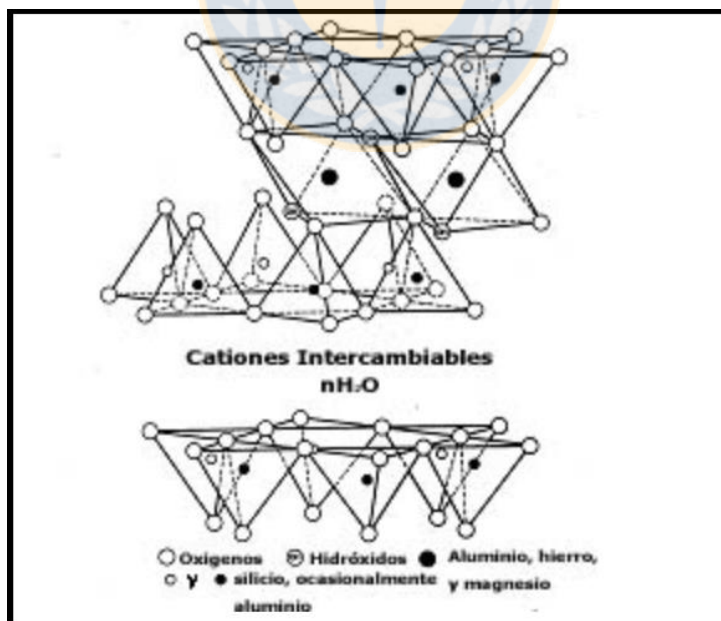


Figura 14. Estructura química general de las arcillas (Castro, 2011).

Las arcillas expansivas son susceptibles de sufrir hinchamiento o expansividad, que permiten la entrada de una grande de agua entre las láminas de su estructura.

En relación de lo anterior, cuando el catión interlamilar es el sodio, las esmectitas tienen una gran capacidad de hinchamiento, pudiendo llegar a producirse la completa disociación o separación de las láminas, teniendo como resultado un alto grado de dispersión y un máximo desarrollo de las propiedades coloidales, que dan lugar a propiedades especiales como las de los lodos estabilizadores tixotrópicos o bentonitas. Al contrario, si se tiene Ca o Mg como cationes de cambio, su capacidad de hinchamiento será mucho más reducida. La montmorillonita es una de las esmectitas más comunes (de hecho, muchas veces se llama al grupo de las esmectitas como el grupo de la montmorillonitas). Su contenido de agua es variable y aumenta fuertemente de volumen cuando absorbe más agua (hinchamiento o expansión higroscópica). Este comportamiento de la montmorillonita ocurre por la formación de poros en la superficie del mineral, aumentando así su absorción de agua que resulta en la formación de geles-sólidos (D. A. Laird, 2006).

Tabla 4. Grupo de las esmectitas.

Grupo	Mineral	Formula
Esmectitas	Aliettita	Mineral arcilloso
	Montmorillonita	$(\text{Na},\text{Ca})_{0.3}(\text{Al},\text{Mg})_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$
	Nontronita	$\text{Na}_{0.3}\text{Fe}^{3+}_2(\text{Si},\text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$
	Saponita	$(\text{Ca}/2,\text{Na})_{0.3}(\text{Mg},\text{Fe}^{2+})_3(\text{Si},\text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$
	Sauconita	$\text{Na}_{0.3}\text{Zn}_3(\text{Si},\text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$
	Estevencita	$(\text{Ca}/2)_{0.3}\text{Mg}_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$

3.8 Caolinita.

La caolinita se puede clasificar como una arcilla 1:1, puesto que en su estructura cristalina se distinguen dos capas (T-O). Una capa de tetraedros que sitúa al átomo de silicio en el centro y los átomos de oxígeno en los vértices, otra capa formada por octaedros con un átomo de aluminio en el centro y grupos hidroxilos en los vértices con dos átomos de oxígeno compartido (Figura 15). Posee una estructura cristalina ordenada y fuertes enlaces de hidrógeno que inducen bajos niveles de sustitución isomórfica e hinchamiento (Larsen, 2009).

En estudios realizados se ha determinado que las caras de las partículas de caolinita muestran un grado de hidrofobicidad importante, al igual que otros tipos de filosilicatos tales como pirofilita y talco (Miller et al., 2007). De acuerdo con estos resultados, las caras de las partículas de caolinita tienen baja polaridad y, por lo tanto, muestran interacciones débiles con el agua. Sin embargo, la evidencia experimental ha demostrado que las partículas de caolinita se dispersan fácilmente en agua, que se explica por la presencia de imperfecciones de la superficie en los planos basales de caolinita, que crea micro-bordes de alta polaridad y fuerte afinidad con las moléculas de agua. Esta teoría concuerda con resultados anteriores que mostraban que sólo el 25% de la superficie de caolinita era hidrofílica, lo que significa que una fracción importante de este tipo de filosilicatos presenta alta hidrofobicidad (Sadda et al., 1995).

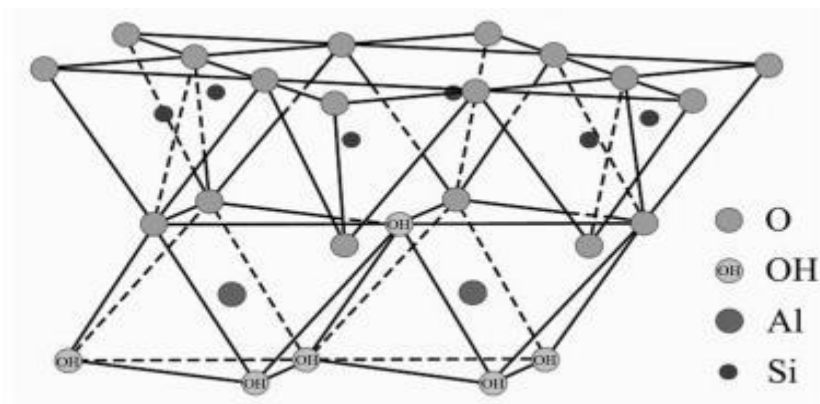


Figura 15. Esquema de la estructura cristalina de la caolinita (Larsen, 2009).

3.9 Efecto de las arcillas y su mecanismo de acción en la flotación.

Un aspecto de particular interés es el efecto de los filosilicatos finos, especialmente las arcillas, en el proceso de flotación. La gran área superficial característica de estos minerales los hace altamente reactivos y sensibles a los cambios. Se ha observado que la presencia de aluminosilicatos y silicatos de magnesio afectan el proceso de flotación de las siguientes formas:

- Recubrimiento hidrofílico de la superficie de las burbujas con arcillas (Figura 16).
- Recubrimiento hidrofílico de la superficie del mineral de interés con arcillas (slime coating).
- Aumento del consumo de reactivos, baja selectividad y alteraciones a la cinética de flotación.
- Arrastre considerable de arcillas al concentrado en las etapas de recuperación Rougher y Scavenger.
- Cambios geológicos produciendo un aumento de la viscosidad de la pulpa y el esfuerzo de cedencia.
- Cambios (caída y/o cambio) en la estabilidad de la espuma.

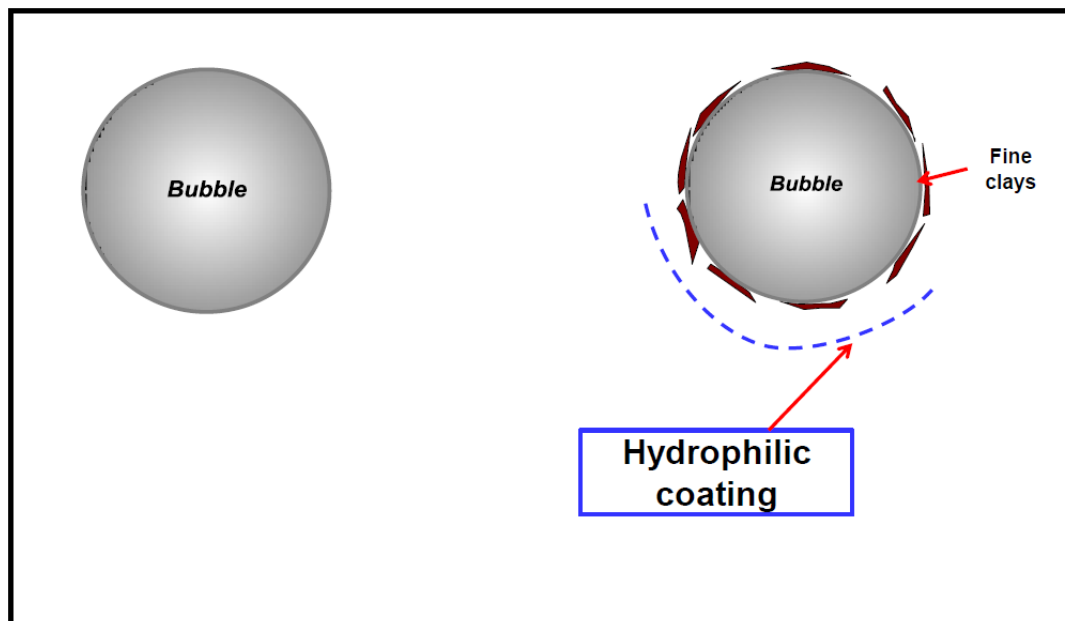


Figura 16. Recubrimiento hidrofílico sobre las burbujas (Gutiérrez. L, 2017).

Se cree que estos son los mecanismos de acción mediante el cual las arcillas interactúan con los demás minerales en el proceso de flotación, lo cual se debe a propiedades de carga superficial anisotrópicas en estos, gran área superficial, reología compleja en suspensiones y su hidrofobicidad.

3.10 Efecto Slime Coating.

La formación de recubrimientos arcillosos de los minerales ha sido atribuida a las fuerzas electrostáticas atractivas entre los minerales y las partículas de arcilla con cargas superficiales opuestas a condiciones de pH específicas (E. Jorjani, H. Barkhordari, M. Tayebi Khorami, et A. Fazeli, 2011). En este fenómeno, partículas valiosas relativamente gruesas resultan completa o parcialmente cubiertas por una capa de arcillas hidrofílicas, inhibiendo así la adsorción de colectores.

El término "Slime Coating" se relaciona con el recubrimiento hidrofílico, fenómeno que se caracteriza tener un efecto altamente negativo en la flotación de minerales. Este consiste en que las partículas valiosas gruesas se recubren total o parcialmente por una capa de arcillas hidrofílicas reduciendo la hidrofobicidad de la partícula valiosa e impidiendo la acción del colector (Figura 17). El efecto de Slime Coating está relacionado con la carga superficial de las

especies y las fuerzas de atracción o repulsión que se generan en la suspensión, las cuales pueden ser electrostáticas, hidrofóbicas y de Van der Waals (Arnold and Aplan, 1986; Del Giudice, 1934; Edwards et al., 1980; Sutherland, 1948; Trahar, 1981). Debido a que las arcillas presentan un comportamiento anisotrópico dependiente del pH, éste también juega un rol fundamental en las interacciones de partículas valiosas y arcillas (Gan and Liu, 2008; Peng and Zhao, 2011; Farrokhpay and Bradshaw, 2012; Forbes et al., 2014).

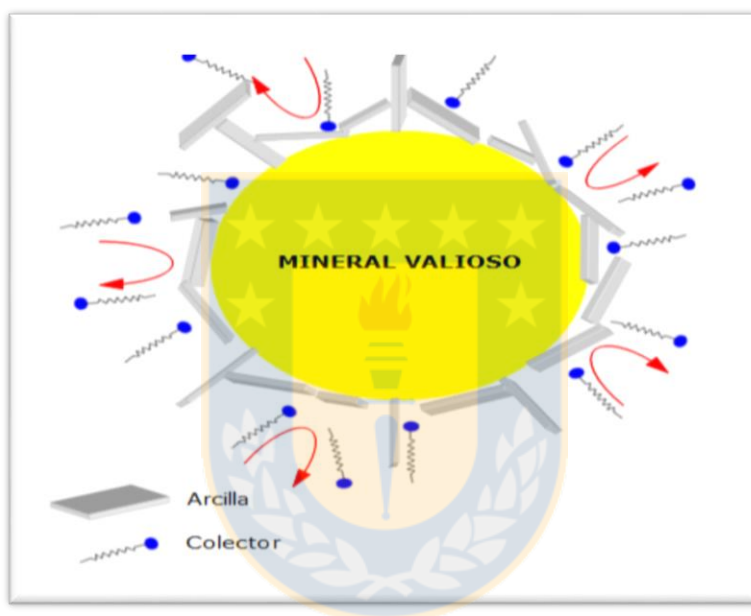


Figura 17. Esquema efecto slime coating (Cortes, 2016).

3.11 Blending.

El Blending es una estrategia de procesamiento metalúrgico para minerales que presentan un difícil tratamiento, con el fin de maximizar la recuperación de yacimientos. Este procedimiento se logra a través de la mezcla de un mineral de complejo, debido a su baja ley o un elevado contenido de arcillas y uno de fácil recuperación, en una proporción másica determinada, de modo que la recuperación de cobre obtenida mediante el procesamiento de la mezcla sea mayor que la recuperación que se obtiene cuando los minerales

son procesados en forma individual. De esta manera, mediante la combinación de ambos, se puede calcular la recuperación en conjunto a través la siguiente expresión matemática (4):

$$R = \frac{R_a L_a \%M_a + R_b L_b \%M_b}{L_a \%M_a + L_b \%M_b} \quad (4)$$

Los términos de ésta definen como:

R_a : Recuperación del mineral de fácil tratamiento.

L_a : Ley de cabeza del mineral de fácil tratamiento.

$\%M_a$: Fracción másica del mineral de fácil tratamiento.

R_b : Recuperación del mineral de difícil tratamiento.

L_b : Ley de cabeza del mineral de difícil tratamiento.

$\%M_b$: Fracción másica del mineral de difícil tratamiento

Al graficar la ecuación (4), se puede la obtener la base de la recta de operación del blending, lo cual permite detectar las zonas donde se genera un aumento positivo y negativo en la recuperación de minerales para las distintas mezclas realizadas y así, encontrar el punto óptimo de operación como se observa en la Figura 18.

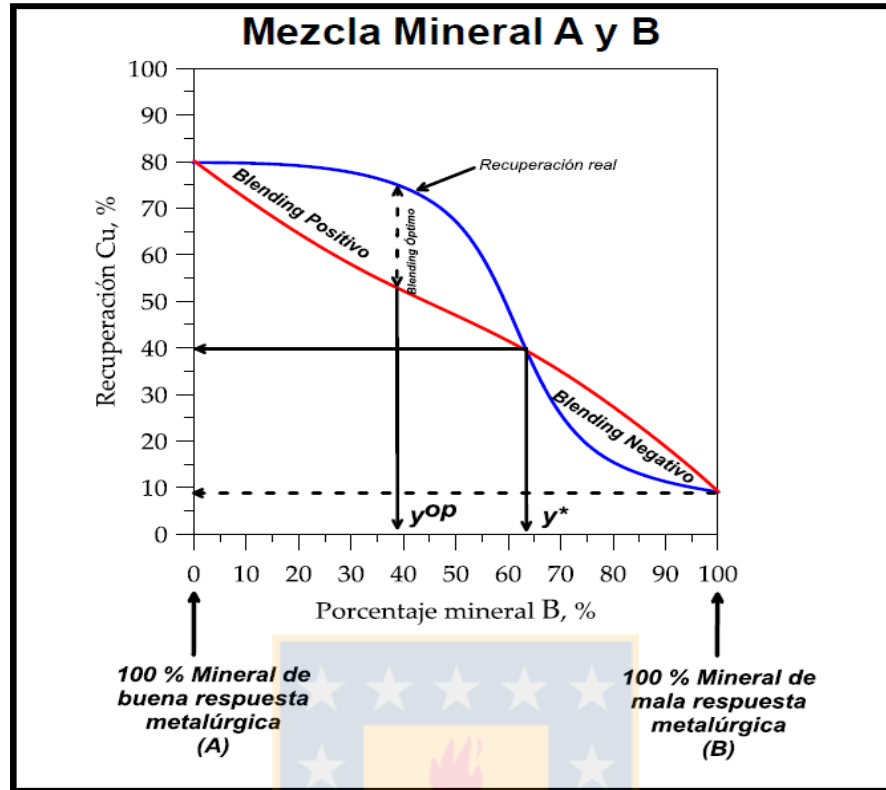


Figura 18. Efecto del *Blending* en los minerales (Gutiérrez. L, 2015).

4. Desarrollo experimental.

4.1 Muestras y reactivos.

Las muestras utilizadas corresponden a minerales de dos sectores de explotación pertenecientes al yacimiento de la compañía minera Sierra Gorda. De estas, la primera posee con elevado contenido de arcilla y pertenece a la UGM 850 (andesita-transición, Fase 1), mientras que la segunda pertenece a la UGM 840 con un menor contenido de arcillas (sulfuro Intrusivo, Fase 2), como se presenta en la Figura 19.

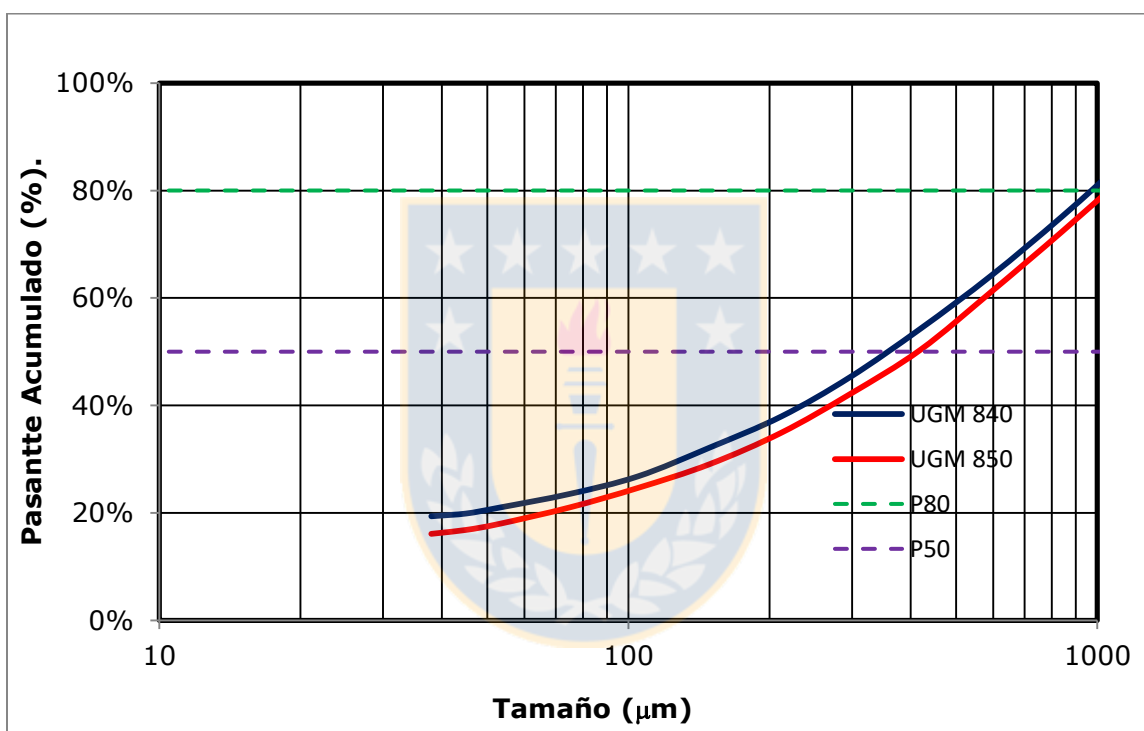


Figura 19. Muestras de mineral perteneciente a UGM 840 y 850.

Ambas muestras fueron sometidas a una reducción de tamaño por la empresa contratista ASMIN Calama, hasta alcanzar un P100 bajo malla #10, entregando cargas de mineral de 1,6 kilogramos, las cuales fueron utilizadas para pruebas de molienda- flotación. Además se realizaron análisis químicos para obtener la composición de las muestras, resultado que es informado en la Tabla 5 y un análisis granulométrico para determinar el tamaño de las partículas, el que se presenta en la Figura 20.

Tabla 5. Análisis químico y mineralógico de las muestras para blending.

Análisis químico y mineralógico.					
Elementos	Cu (%)	Mo (%)	Fe (%)	Cu Sol.(%)	Clay (%)
UGM 850	0,771	0,073	7,89	0, 122	13,6
UGM 840	0,308	0,105	2,20	0,020	9.4

**Figura 20.** Comparación perfil granulométrico para malla # 10.

Los reactivos utilizados en el desarrollo de las pruebas de determinación de P80 y Blending fueron: lechada de cal como controlador de pH, TX15216 a una concentración de 15 (g/t) como colector primario, MX7017 a una concentración de 15 (g/t) el colector secundario, diésel a 5 (g/t) como colector y Metil Isobutil Carbonil (MIBC) a una concentración de 15(g/t) como espumante. A su vez para la generación de la base de flotación, se utilizaron diversos colectores como SIBX, RC 700 y RO 04, depresantes como RC 4525,

Metabisulfito de Sodio y Oxi D628 y espumante como AF65, cuya descripción se muestra en la Tabla 6.



Tabla 6. Descripción de los reactivos de flotación.

Reactivo	Efecto	Densidad (g/cm ³)	Composición
MIBC	Espumante	0,81	Alcoholes
AF65	Espumante	1,04	Poliglicoles
MX7017	Colector secundario	0,85	Mezcla de alcoholes, Tionocarbamato, Hidrocarburos
TX15216	Colector primario	0,90	Alquilo Mercaptano Nafta aromática
Diésel	Colector	0,85	Hidrocarburos
SIBX	Colector	1,60	Base Xantato
RC 700	Colector	0,97	Tionocarbamato
RO 04	Colector	1,004	
RC 4525	Depresante Pirita	0,97	Dodecilmercaptano
Oxi D628	Depresante Pirita	1,33-1,44	Carbón marron-Hidroxido de sodio
MBS	Depresante Pirita	1,24	Meta bisulfito de sodio

4.1.1 Muestras para prueba de flotación en celda de 4 L.

La preparación de las muestras se dividió en tres etapas, iniciando con las pruebas de determinación de P80, en la que se prepararon cargas de mineral de aproximadamente 1,6 kilogramos, divididas en 5 tamaños de partículas, 160, 180, 200, 220 y 240 μm , para ambas muestras de mineral (UGM 840 y UGM 850). El mineral restante se utilizó en la segunda etapa consistió en la preparación del blending, donde se generaron mezclas de mineral de 1,6 kilogramos, a un P80 de 180 μm , en las cuales se varió la composición másica desde un 100 % UGM 840 y 0% UGM 850, aumentando un 10% esta última, hasta obtener un 0% UGM 840 y 100% UGM 850. Por último, se prepararon

cargas de 1,6 kilogramos para la prueba de reactivos, a un P80 de 180 μm , en las cuales se utilizó la mezcla óptima de blending (40% UGM 850 y 60% UGM 840) y 1,5-1,4 kilogramos para la prueba de porcentaje de sólidos.

5. Equipos y procedimientos.

5.1.1 Pruebas de flotación en celda Denver de 4 L.

Para la realización de la prueba de flotación lo primero que se realizó fue determinar la densidad del mineral mediante picnometría, para luego realizar pruebas de cinética de molienda teniendo como objetivo el saber el tiempo de molienda, esto es necesario para obtener el tamaño óptimo para las pruebas (P80 de 180 μm). Posteriormente se agregó una carga de bolas correspondiente a 10 kilogramos, 750 ml de agua de procesos (agua de mar) para obtener un 68% de sólidos y 1,6 kg de mineral. En este punto se dosificó 15 (g/t) de colector primario TX15216, secundario MX7017, 5 (g/t) diésel y 2ml de lechada de cal para acondicionar inicialmente el pH de la pulpa, para luego moler por la cantidad de tiempo calculado; una vez terminado el proceso, la pulpa resultante fue llevada a la celda de flotación donde se completa el volumen de la celda de flotación y se completó el volumen de agua en esta. A continuación, se dio inicio a la prueba de flotación, en donde se reguló el pH con lechada de cal, el espumante MIBC a 15 (g/t) y el dispersante en el caso de la prueba de reactivos, los cuales se acondicionaron por 2 minutos, como se observa en la Figura 21.

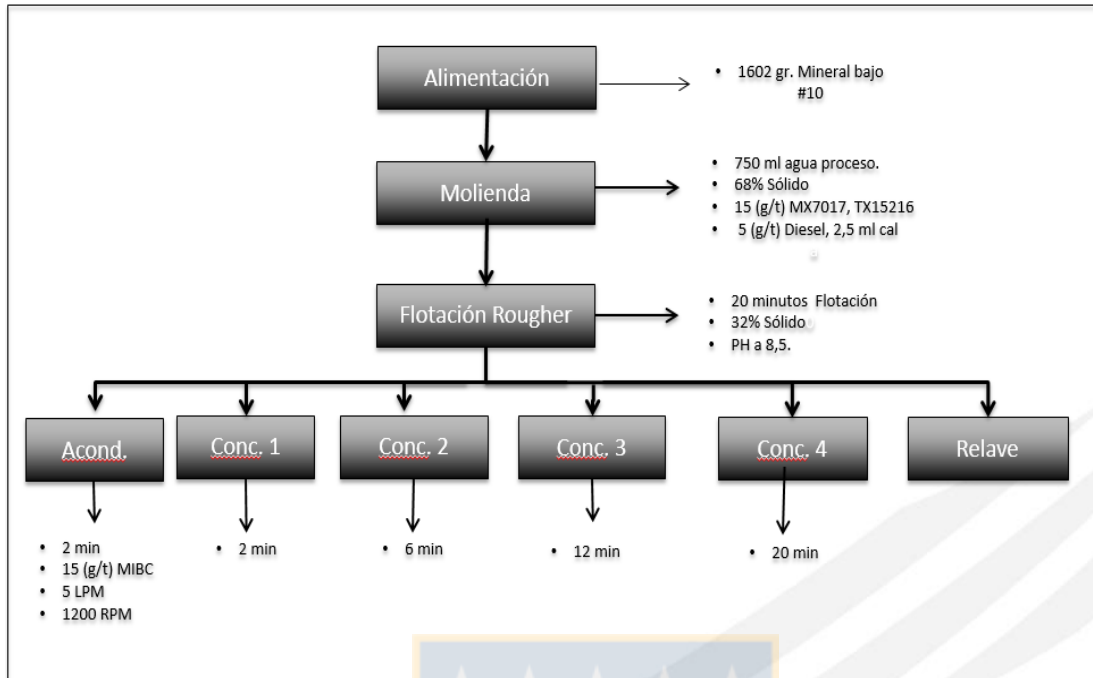


Figura 21. Procedimiento de las pruebas de flotación.

La flotación se realizó en una celda DENVER (Figura 22) de 4 L, con un flujo de aire de 5 L/min, un tiempo de flotación de 20 minutos, paleteo en intervalos de 10 segundos y una velocidad de agitación de 1200 rpm.



Figura 22. Detalles de la celda de flotación Denver.

El concentrado de mineral se retira a los minutos de 2, 6, 12 y 20 minutos y junto a la cola se deposita en bandejas, las cuales son llevadas a los filtros al vacío para retirar una parte del agua de proceso y facilitar el secado posterior en los hornos. Una vez que el concentrado está seco, se debe tomar una muestra representativa de éste y cola con el método tradicional de "cono y cuarteo" para luego ser pulverizada y enviada a análisis químico (o NIR si es necesario) y así medir el contenido de cobre, hierro y molibdeno en cada una de éstas. Finalmente, se calcula la recuperación de las especies mediante la Ecuación (5):

$$\%R_{Cu,Fe,Mo} = \frac{c * (L_{CR} - t)}{L_{CR} * (c - t)} \quad (5)$$

Mientras que L_{CR} está expresado mediante la Ecuación (6) como:

$$L_{CR} = \frac{(Cc + Tt)}{C + T} \quad (6)$$

Donde:

c = Ley de cobre, hierro o molibdeno medida en el concentrado.

t = Ley de cobre, hierro o molibdeno medida en la cola.

L_{CR} = Ley de cobre, hierro o molibdeno en la cabeza recalculada.

C = Masa de mineral seco de concentrado medido.

T = Masa de mineral seco de cola medido.

5.1.2 Pruebas de granulometría.

Para la realización de las prueba de flotación lo primero que se realizó fue la determinación de la densidad del mineral mediante picnometría, luego se realizaron pruebas de cinética de molienda a distintos tiempos (10, 15 y 20 minutos). Posterior a esto, se llevó la pulpa de mineral para ser sometida a un proceso de deslame, utilizando la malla #200 como base y el concentrado fue depositado en bandejas y llevado al horno para su posterior secado, finalizada esta etapa, este es disgregado y llevado al Rotap durante 15 minutos, utilizando las mallas 40, 50, 70, 100, 140, 200 y completando los tamiz con la

malla 270, registrando los pesos obtenidos para cada tamiz, con el fin de conocer el perfil granulométrico a los distintos tiempos de molienda y así mediante el complemento de excel (Solver) determinar el tiempo necesario para obtener el tamaño óptimo de partícula deseado (P80 de 180 μm).

Para las pruebas de análisis químico por malla se realizó el mismo procedimiento anteriormente mencionado, con la diferencia que la malla de deslame para el proceso es la #500 y los tamices utilizados en el Rotap continúan desde la malla 270, 300, 325, 400 y 500. Por último, se registraron los pesos y se apartó una muestra representativa para análisis químico.



6. Resultados y discusiones.

6.1 Caracterización de las muestras.

Se realizaron pruebas adicionales de picnometría, análisis mineralógico QEMSCAN, análisis químico y test de Bond, con la finalidad de obtener las condiciones de operación y así generar una base para la evaluación de las posteriores pruebas, los cuales son mostrados en la Tabla 6. Así, se obtuvo que la muestra UGM 850 tiene un consumo menor de energía respecto a la muestra UGM 840 (al poseer un índice de trabajo o work index igual a 14,42 en comparación a los 17,52 de esta última), una mayor densidad y un menor tiempo de molienda relacionado a la gran cantidad de arcillas presente en esta. Junto a lo anterior, la ley de cobre presente en la muestra UGM 850 es alrededor de un 7,7%, esto se debe a la mayor presencia de otros sulfuros en la muestra además de la calcopirita, como es el caso de la covelina, calcosina y bornita. Mientras que el aumento hierro se debe a la mayor presencia de pirita (7% en la muestra de andesita en comparación a 2% de sulfuro), bornita (0,2% en la andesita y 0,01% sulfuro) y óxidos de hierro entre otros, lo anterior es presentado en las Tablas 7 y 8.

Tabla 7. Resumen resultados de la picnometría, índice de bond, NIR y análisis químico.

Prueba	UGM 850	UGM 840
Picnometría, (g/cm ³)	2,80	2,70
Índice de Bond, (kWh/t)	14,42	17,52
Tiempo de molienda, (min)	11,52	16,35
Ley de Cu, (%)	0,771	0,308
Ley de Mo, (%)	0,073	0,105
Ley de Fe, (%)	7,89	2,2
Pirita, (%)	2,4	0,97

Los resultados del análisis mineralógico obtenido mediante QEMSCAN para las muestras de UGM 850 y UGM 840, se presenta en el Anexo 3 (Figura 72), mientras en la Tabla 8 se observa un resumen de estos.

Tabla 8. Resumen resultados del análisis mineralógico mediante QEMSCAN.

Minerales	UGM 850 (%)	UGM 840 (%)
Calcopirita	1,37	1,00
Bornita	0,18	0,01
Molibdenita	0,18	0,24
Calcosita/Covelina	0,55	0,21
Pirita	7,08	1,75
Óxidos de Cu	0,13	0,02
Arcillas	2,74	0,52
Muscovita	14,19	11,13
Biotita	12,16	1,00
Cuarzo	23,20	33,43

Cabe destacar que existe una diferencia entre los resultados obtenidos del análisis químico y del análisis mineralógico, donde la ley elemental de Cu para el primero 0,308 y para el segundo 0,49% en la UGM 840 y en el caso de la UGM 850 son 0,771% y 0,93%. Esta diferencia también se observa para la ley elemental de Mo y Fe donde la diferencia para las UGM 840 y UGM 850. Por otro parte, los resultados analizados mediante el método de DRX mostraron una mayor presencia de feldspatos de K en la UGM 840 en comparación a la UGM 850, que son similares a lo mostrado en el análisis mineralógico QEMSCAN. Lo anterior se presenta en Anexo 4 (Figura 73 y Figura 74).

6.2 Pruebas de flotación para determinar el P80 para estudio de Blending.

Los resultados de las pruebas flotación que se muestran a continuación corresponden a valores promedio de recuperación de Cu-Mo, por lo que, cada

punto de las gráficas tiene un porcentaje de error (menor a igual a 5%) correspondiente a la experimentación personal.

En la Figura 23 y 24 se muestra los efectos que tiene el tamaño de partícula para la muestra de UGM 840, en la recuperación de cobre y molibdeno. La primera observación es que en ambos casos al aumentar el P80 de procesamiento del mineral, se produce un efecto negativo en la recuperación de la muestra, afectando directamente la cinética de flotación. Lo anterior podemos observarlo especialmente en el molibdeno, el cual al aumentar el P80 desde 160 a 240 μm , se obtiene una disminución desde 65,72% a 45,51% (alrededor de 20 puntos porcentuales), mientras que el Cu varía de 85,88% a 78,04% (casi alcanzando 8 puntos porcentuales), para un tiempo de residencia de 12 minutos.

La disminución en la recuperación se podría explicar debido al efecto en la liberación de las partículas, que al reducir su tamaño aumenta el área superficial de estas, beneficiando la adsorción de los reactivos en los elementos valiosos, la hidrofobicidad y produce una mayor selectividad de estos. Esto se observa para la recuperación de las partículas a 160 y 180 μm . Se debe considerar también que partículas de mayor tamaño afectan la adhesión partícula-burbuja, generando una carga excesiva en estas y aumentando las fuerzas de desprendimiento en comparación a las fuerzas de adherencia, derivando en una pérdida del mineral valioso en ellas.

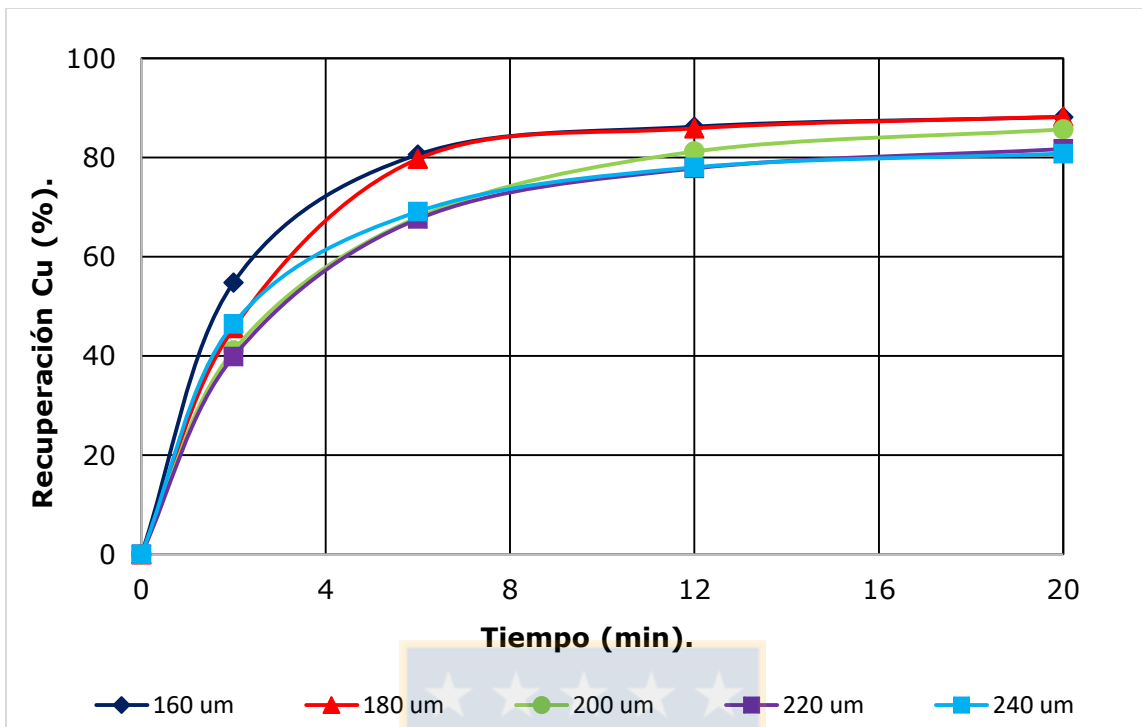


Figura 23. Efecto del tamaño de partícula, en la recuperación de Cu, para la UGM 840.

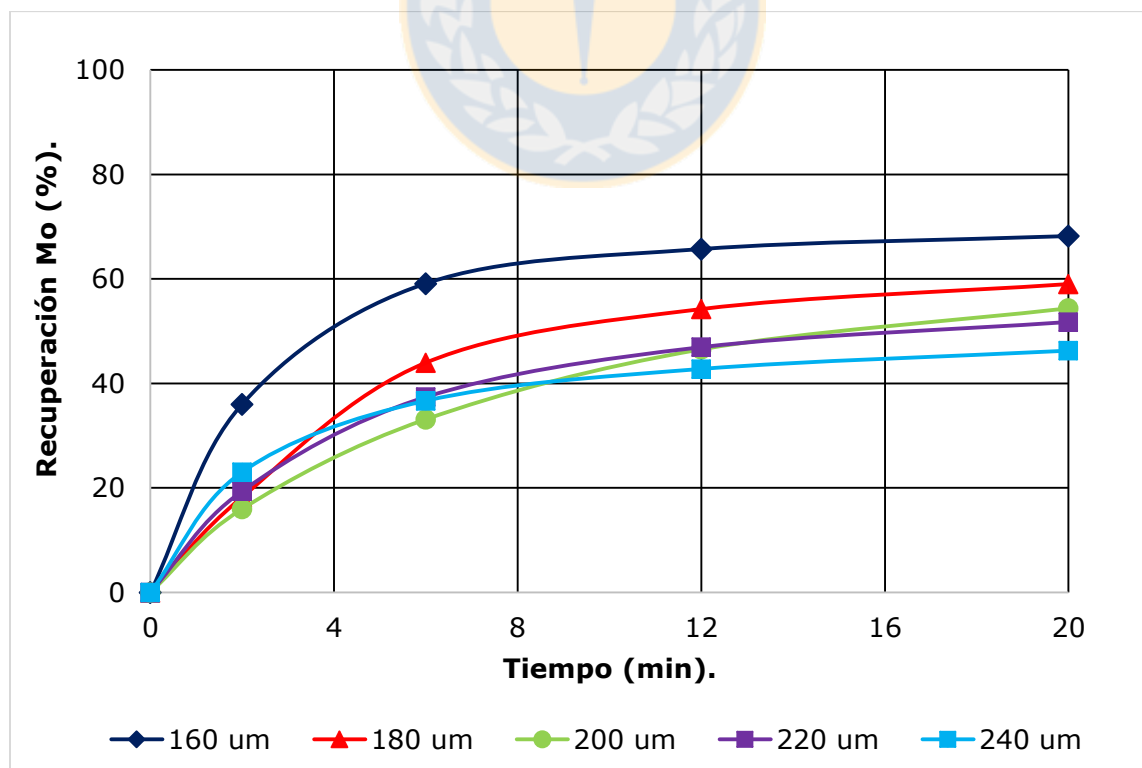


Figura 24. Efecto del tamaño de partícula, en la recuperación de Mo, para la UGM 840.

En la Figura 25 y 26 se muestra el efecto del tamaño de partícula para la muestra de mineral de tipo UGM 850 con alto contenido de arcillas, en la recuperación de cobre y molibdeno en agua de proceso (agua de mar). Al igual que el caso anterior, al aumentar el tamaño de partícula para el procesamiento del mineral, este posee un efecto negativo en la recuperación de la muestra, afectando directamente la cinética de flotación. Se puede observar en el Cu que al aumentar el P80 desde 160 a 240 μm , se obtiene una disminución desde 63,66% a un 52,58% (alrededor de 11 puntos porcentuales), mientras que el Mo varía desde 38,85% a 29,06% (casi alcanzando 10 puntos porcentuales), para un tiempo de residencia de 12 minutos.

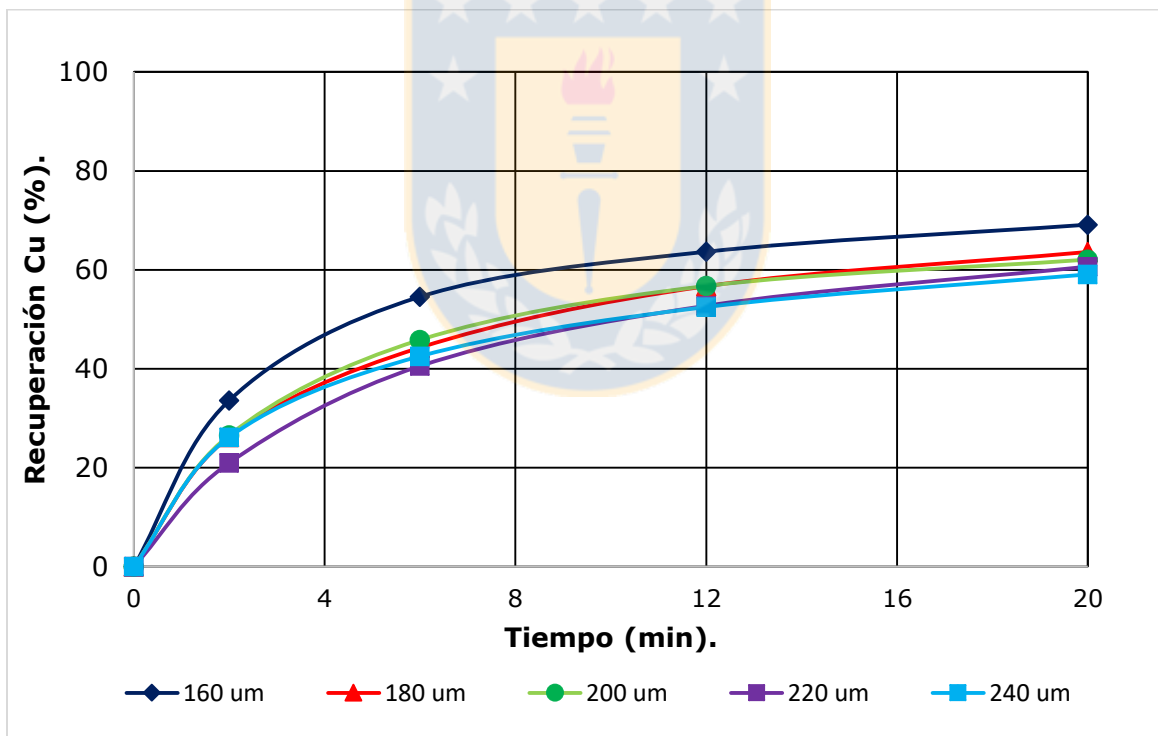


Figura 25. Efecto del tamaño de partícula, en la recuperación de Cu, para la UGM 850.

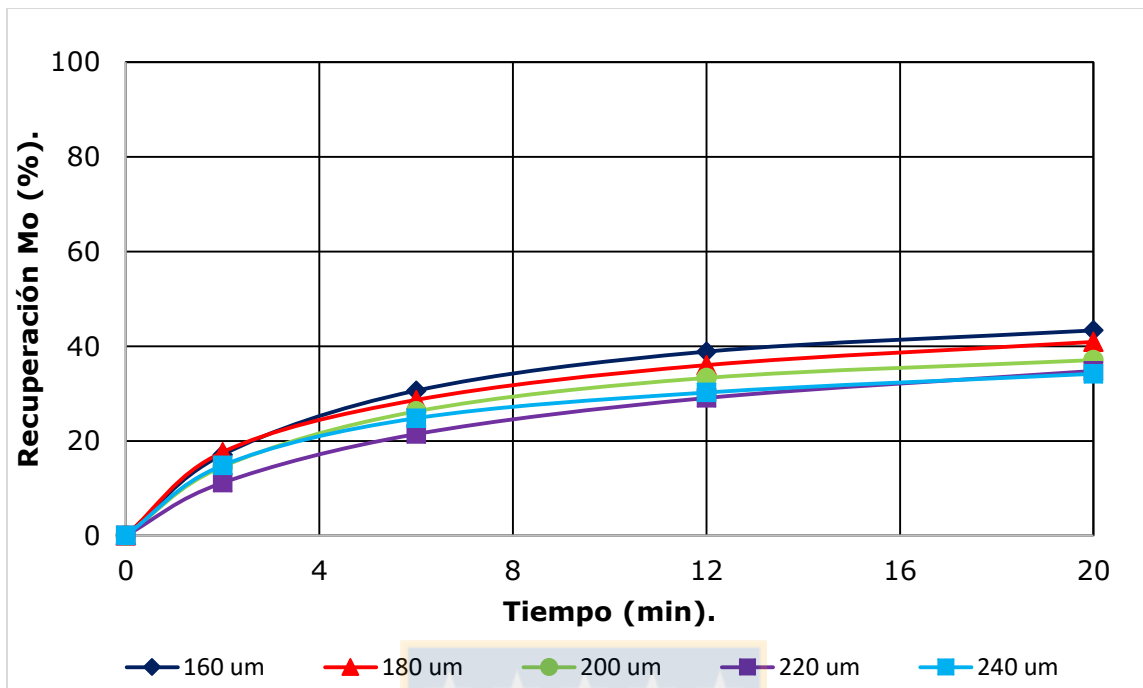


Figura 26. Efecto del tamaño de partícula, en la recuperación de Mo, para la UGM 850.

Lo primero que se observa de la Figura 23, 24, 25 y 26 es la disminución en la recuperación entre la muestra UGM 840 y la muestra UGM 850, donde la primera alcanza un 85% de Cu y 65% de Mo, mientras que la segunda obtiene un 63% de Cu y 38 % de Mo, por lo cual la diferencia para el Cu es de 22 puntos porcentuales y para el Mo 27 puntos. Esta diferencia en la recuperación se puede explicar debido a la mayor proporción de filosilicatos en la muestra UGM 850 (2,70%), además de producirse un efecto de slime Coating, donde el mineral arcilloso recubre la superficie de las partículas, impidiendo el efecto del colector y volviéndola más hidrofílica. Lo anterior se podría atribuir a la mayor presencia de caolinita, obtenida en el análisis NIR, de la muestra UGM 850 con un 2.58 % comparado al 0,16% de la muestra de UGM 840, la cual interactúa con la calcopirita presente en la muestra. Otro factor en la disminución de la recuperación, es la presencia de partículas finas, que gracias a su gran área superficial, produciendo un aumento en el consumo de estos. Además, se debe considerar la presencia de filosilicatos como la clorita, las arcillas expansivas (esmeclitas) y no expansivas, donde estas son

2,61% y 14,4% en la muestra UGM 850, en comparación con a los 1,61% y 8,4% de la muestra de UGM 840, que al entrar en contacto con moléculas de agua aumentan su tamaño produciendo una disminución entre la interacción de las partículas valiosas y las burbujas de gas, como se observa en la Tabla 9 y en el Anexo 5. Otra forma de explicar la baja recuperación de Cu y Mo, es mediante la alteración de la estabilidad de la espuma, debido a la presencia de filosilicatos, donde el espumante es absorbido por estos y ocasiona un aumento del arrastre de ganga hacia el concentrado, lo que se observa en la Figura 27 donde la recuperación másica del mineral UGM 850 tiende a ser mayor que la muestra de UGM 840. Por último, la baja recuperación también puede asociarse a la presencia de cationes Ca^{2+} y Mg^{2+} , perteneciente al agua de mar, que interaccionan con las esmectitas disminuyendo la flotabilidad de estos elementos, en contraste a la flotación en agua convencional, especialmente para la molibdenita.



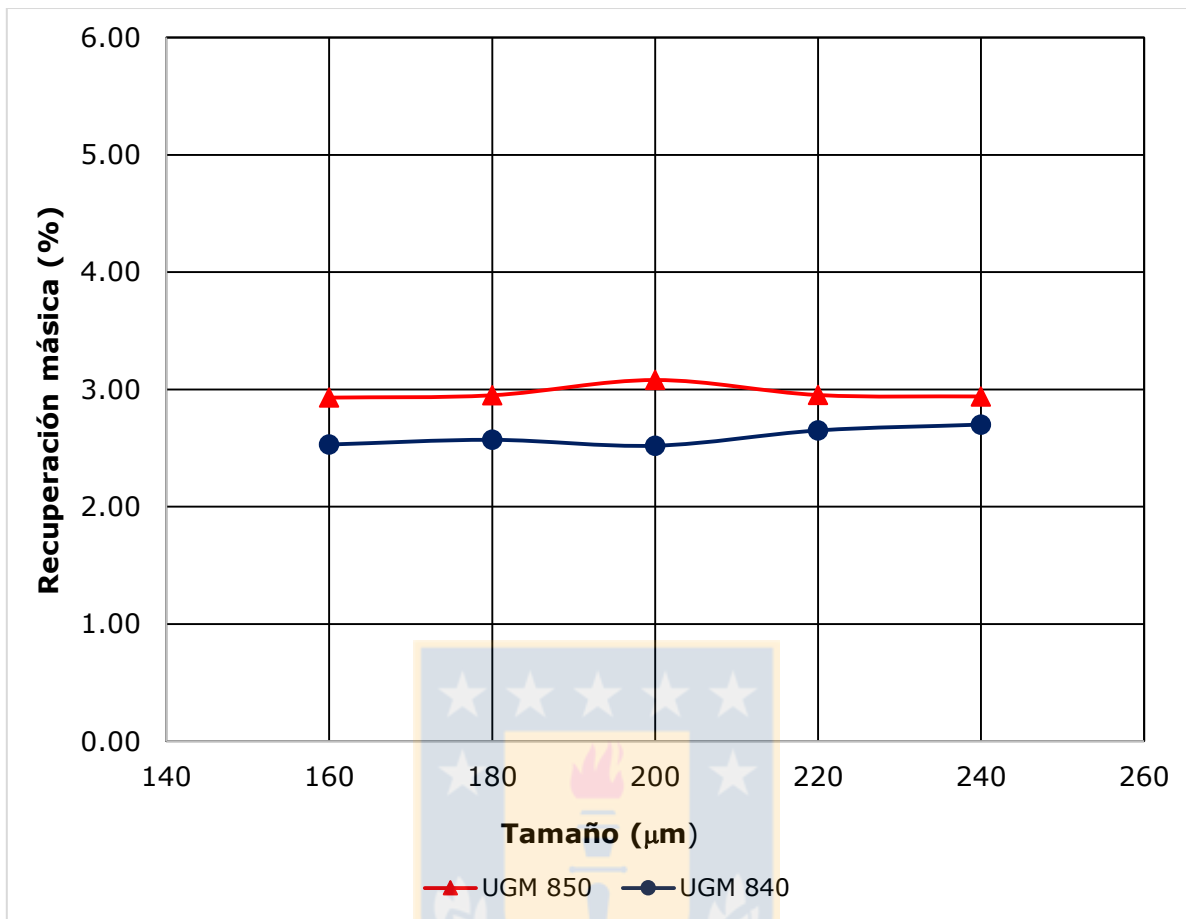


Figura 27. Recuperación másica de las muestras UGM 850 y UGM 840.

Tabla 9. Resultados análisis NIR.

Especie	Sulfuro (UGM 840) (%)	Andesita (UGM850) (%)
Muscotiva	8,84	7,68
Biotita	1,12	4,64
Clorita	1,61	2,76
Caolinita	0,16	2,58
Arcillas expansivas	8,5	14,4
Pirita	0,97	2,32
Otros	78,84	65,62

6.3 Pruebas de cinética de molienda.

Los resultados de las pruebas de cinética de molienda para el blending que se muestran a continuación corresponden a valores promedio de recuperación de Cu-Mo, por lo que, cada punto de las gráficas tiene asociado un error experimental máximo menor o igual a 0.5 puntos porcentuales. Para la realización de estas pruebas se generaron cargas de mineral de aproximadamente 1600 kg pertenecientes a las UGM 840 y UGM 850, variando la fracción másica de estas últimas un 10% para las distintas mezclas realizadas en el blending, obteniendo cargas que varían desde 100 % UGM 840 y 0 % UGM 850 hasta 0% UGM 840 y 100% UGM 850, para una pulpa de un 68% de sólidos y moliendo a tres tiempos (10, 15 y 20 minutos). La pulpa obtenida del molino fue llevada a un proceso de deslamado en húmedo, para retirar el agua contenida en esta, utilizando la #200 (75 μm) como malla de corte, posteriormente el mineral grueso obtenido se depositó en bandejas para ser trasladado al horno y así secar la muestra. Finalmente el mineral seco fue disgregado y procesado en un rotap durante 15 minutos, utilizando las mallas 40, 50, 70, 100, 140, 200 y 270 para conocer la masa retenida en ellas y así generar las curvas de distribución granulométrica. Así, el tiempo de molienda para las muestras puras y distintas mezclas de UGM 840- UGM 850, fue calculado empleando un modelo matemático que requiere el P80 (obtenido de las distribuciones de tamaño a los 3 tiempos de molienda presentados desde la Figura 29 a la Figura 34) y la ecuación 7, presentada a continuación:

$$W = 10 * W_i \left(\frac{1}{\sqrt{P80}} - \frac{1}{\sqrt{F80}} \right) \quad (7)$$

W: Consumo específico de energía, KWh/t.

W_i : Índice de trabajo de Bond, KWh/t.

P80: Tamaño del 80% del pasante en el producto, μm .

F80: Tamaño del 80% del pasante en la alimentación, μm .

La ecuación (7) se puede reordenar y expresar de la siguiente manera:

$$t = \frac{a}{\sqrt{P80}} - b \quad (8)$$

t: tiempo de molienda en minutos.

P80: Tamaño del 80% del pasante en el producto, μm .

a, b: Constante de trabajo en minutos.

De esta manera, se utilizó la ecuación (8) dando valores iniciales a los parámetros a y b para calcular el tiempo de molienda a los tiempos 10, 15 y 20 minutos. Posteriormente, se determinó el error asociado a estos mediante un modelo de mínimos cuadrados y finalmente se ajustó el valor de a y b mediante el complemento solver de Excel, obteniendo los tiempos de molienda reales presentados en la Tabla 10 para un P80 igual a 180 μm .

Tabla 10. Resultados tiempos de molienda.

Blending	Tiempo de molienda (min)
100% UGM 840 - 0 % UGM 850	16,50
90% UGM 840 - 10 % UGM 850	16,05
80% UGM 840 - 20 % UGM 850	15,58
70% UGM 840 - 30 % UGM 850	15,03
60% UGM 840 - 40 % UGM 850	14,58
50% UGM 840 - 50 % UGM 850	14,08
40% UGM 840 - 60 % UGM 850	13,62
30% UGM 840 - 70 % UGM 850	13,14
20% UGM 840 - 80 % UGM 850	12,66
10% UGM 840 - 90 % UGM 850	12,18
0% UGM 840 - 100 % UGM 850	11,70

En la Figura 28 a Figura 33 se muestra el perfil granulométrico obtenido a los distintos tiempos de molienda para la mezclas de UGM 840 y UGM 850 en distinta fracciones másicas, variando el contenido de estas en un 20%. Se observa que inicialmente el P80 se encuentra entre 15 y 20 minutos de molienda, pero al aumentar el contenido de UGM 850 y disminuir el contenido de UGM 840 en las mezclas, se obtiene una mayor cantidad de mineral fino y el tiempo necesario para lograr un P80 de 180 μm comienza a disminuir. Esto se explicaría debido a que la UGM 850 contiene una mayor cantidad de arcillas y por ende posee un work index de 14,42 (kWh/t) respecto a los 17,52 (kWh/t) de la UGM 840.

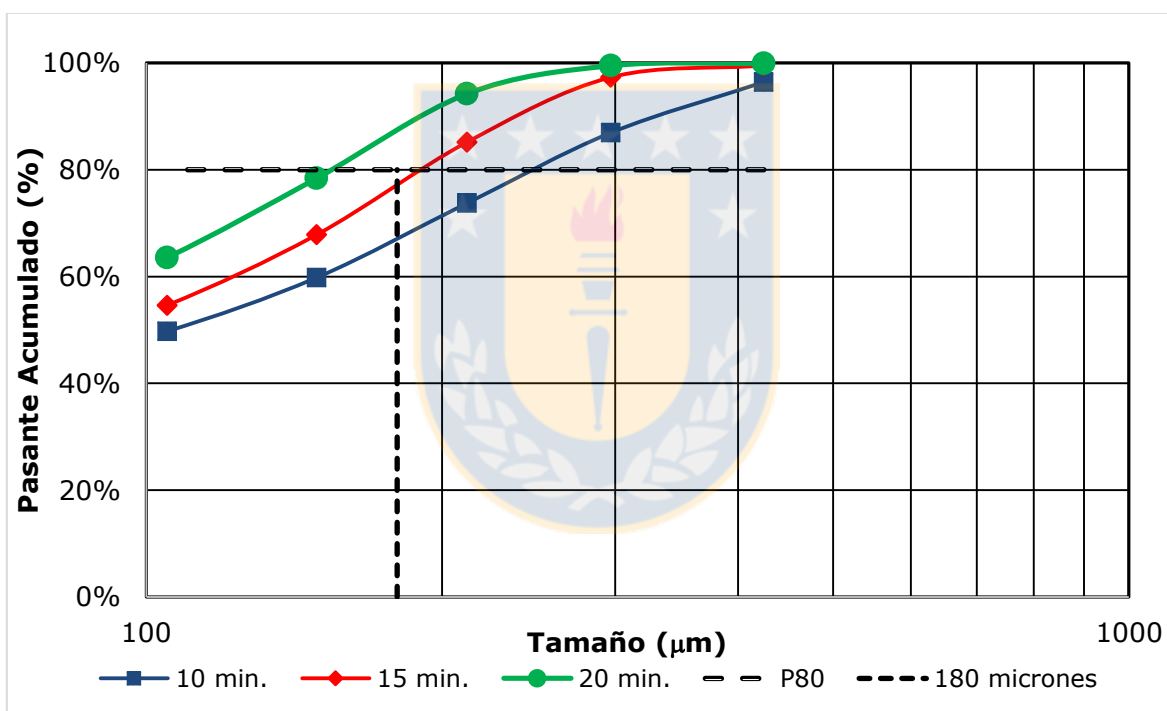


Figura 28. Curvas de distribución granulométrica para 100% UGM 840 y 0% UGM 850.

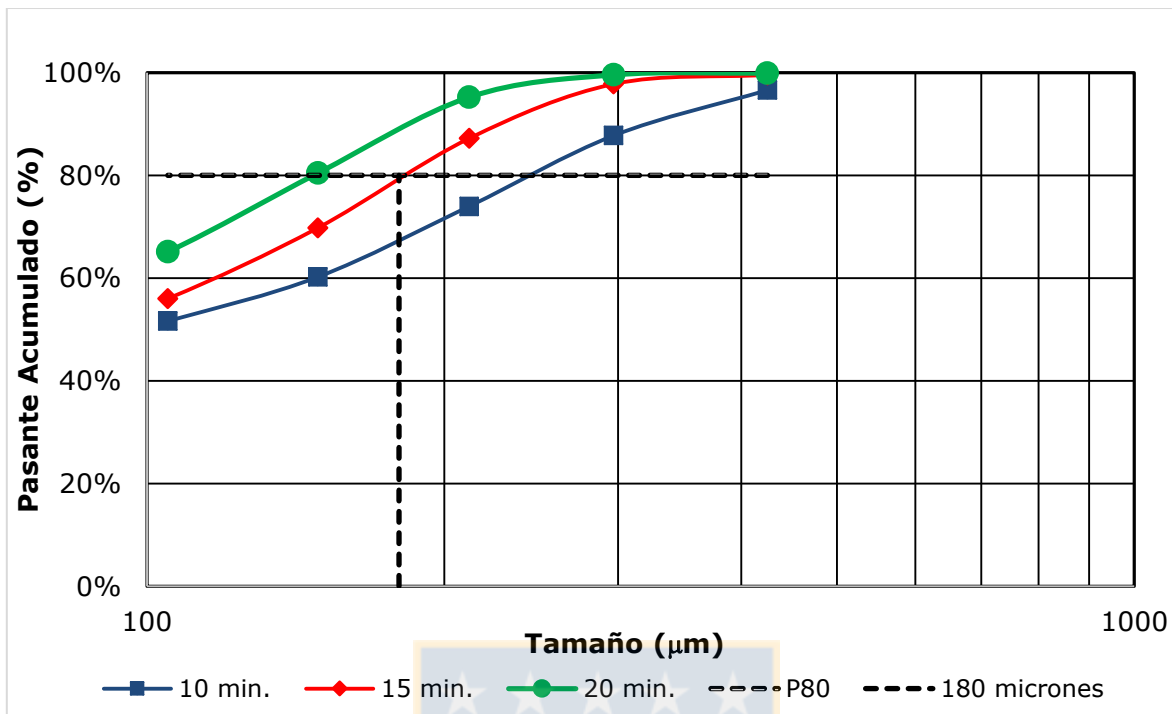


Figura 29. Curva de distribución granulométrica para 80% UGM 840 y 20% UGM 850.

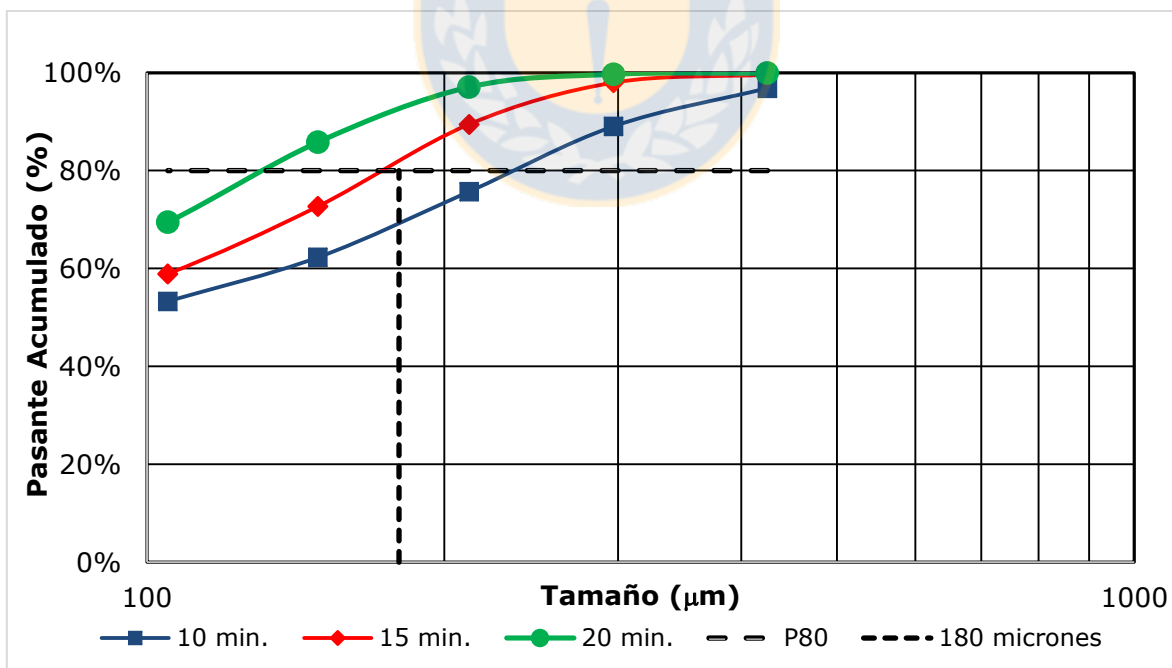


Figura 30. Curva de distribución granulométrica para 60% UGM 840 y 40% UGM 850.

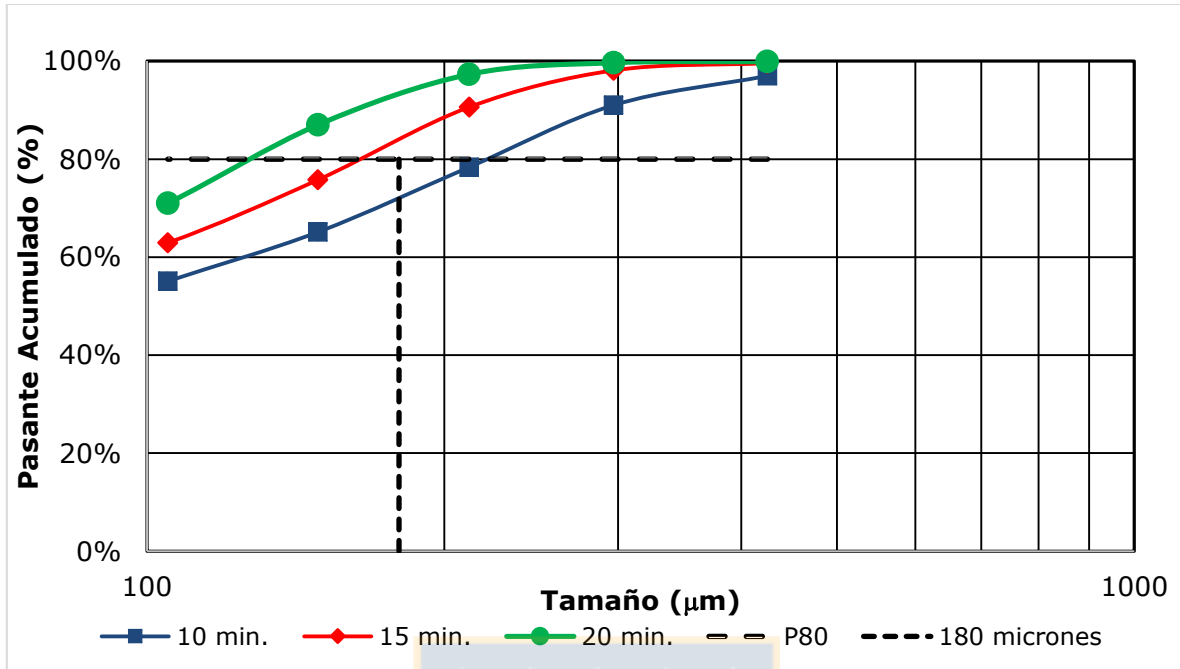


Figura 31. Curva de distribución granulométrica para 40% UGM 840 y 60% UGM 850.

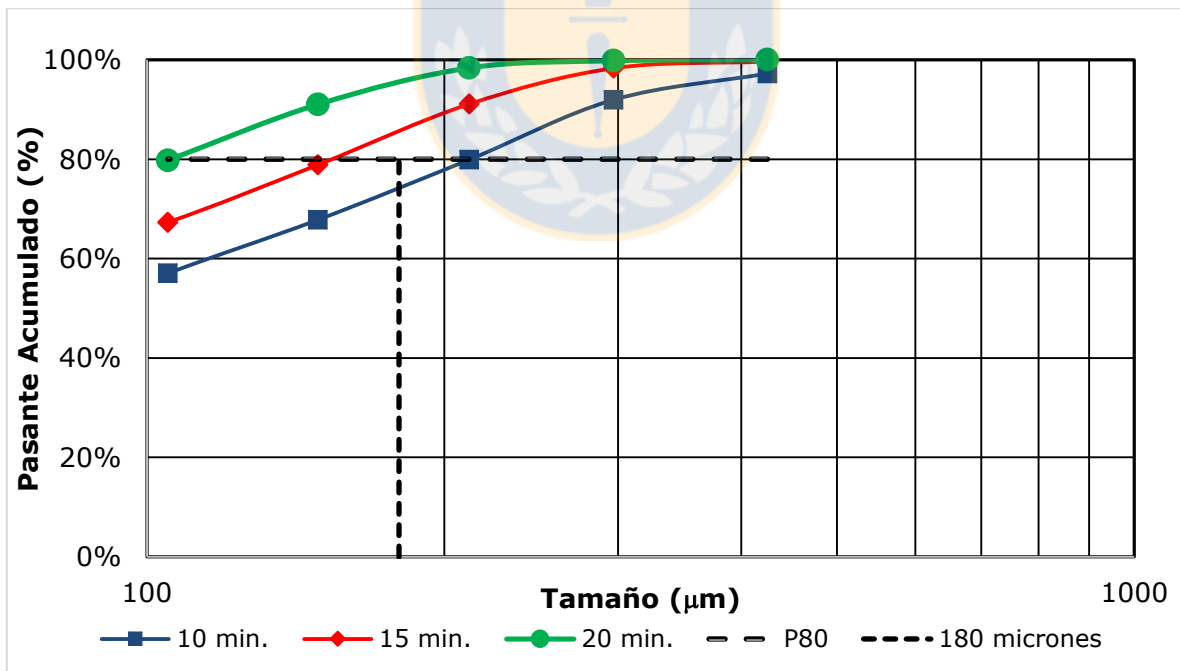


Figura 32. Curva de distribución granulométrica para 20% UGM 840 y 80% UGM 850.

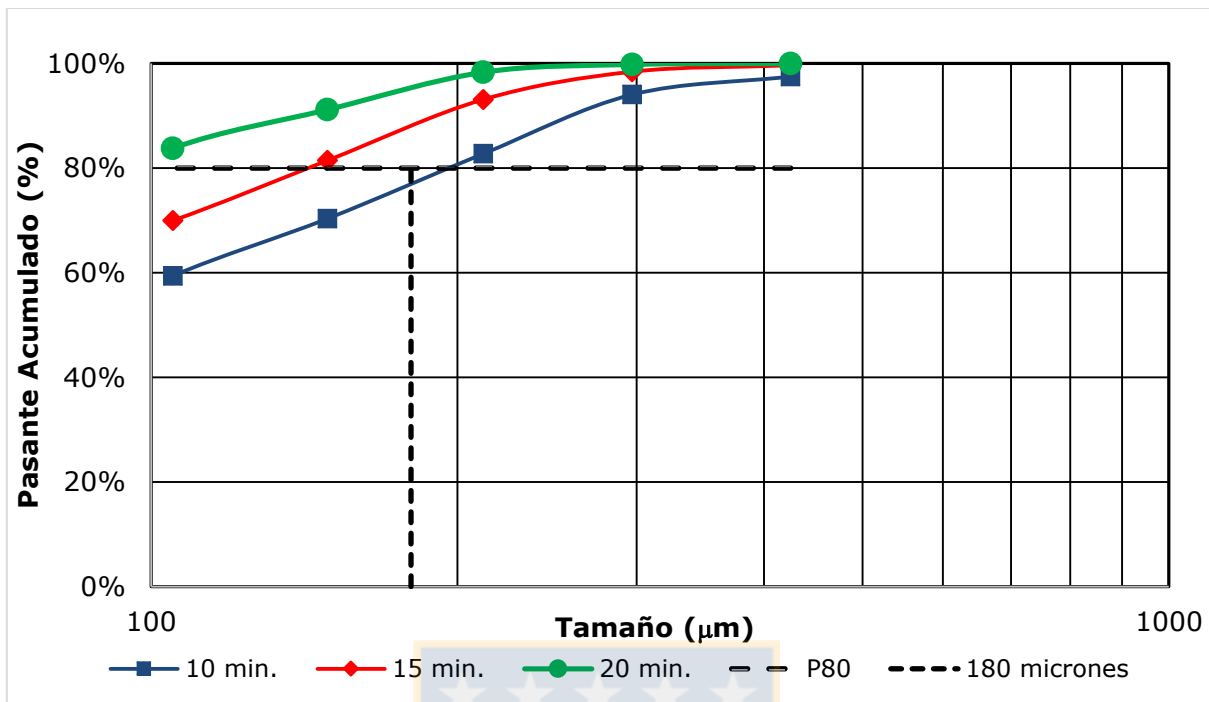


Figura 33. Curva de distribución granulométrica para 0% UGM 840 y 100% UGM 850.

Una vez obtenidos los resultados de los tiempos de molienda experimentales, al comparar estos con los tiempos teóricos calculados mediante la ecuación (9) se obtiene la diferencia entre estos:

$$t_{mezcla} = t_a \%M_a + t_b \%M_b \quad (9)$$

Los términos de esta se definen como:

t_a, t_b : Tiempos de molienda del mineral de fácil y difícil tratamiento.

$\%M_a, \%M_b$: Fracción másica del mineral de fácil y difícil tratamiento.

En la Figura 34 se presenta la comparación de tiempo teórico y el tiempo de molienda experimental al realizar el blending. En ella se observa que el tiempo experimental es similar al tiempo teórico, presentando una diferencia al variar las fracciones másicas de las UGMs utilizadas, lo que se observa a partir de una fracción másica de UGM 850 sobre el 50%, donde ocurre una

disminución en el tiempo de molienda para el blending, la cual no es significativa.

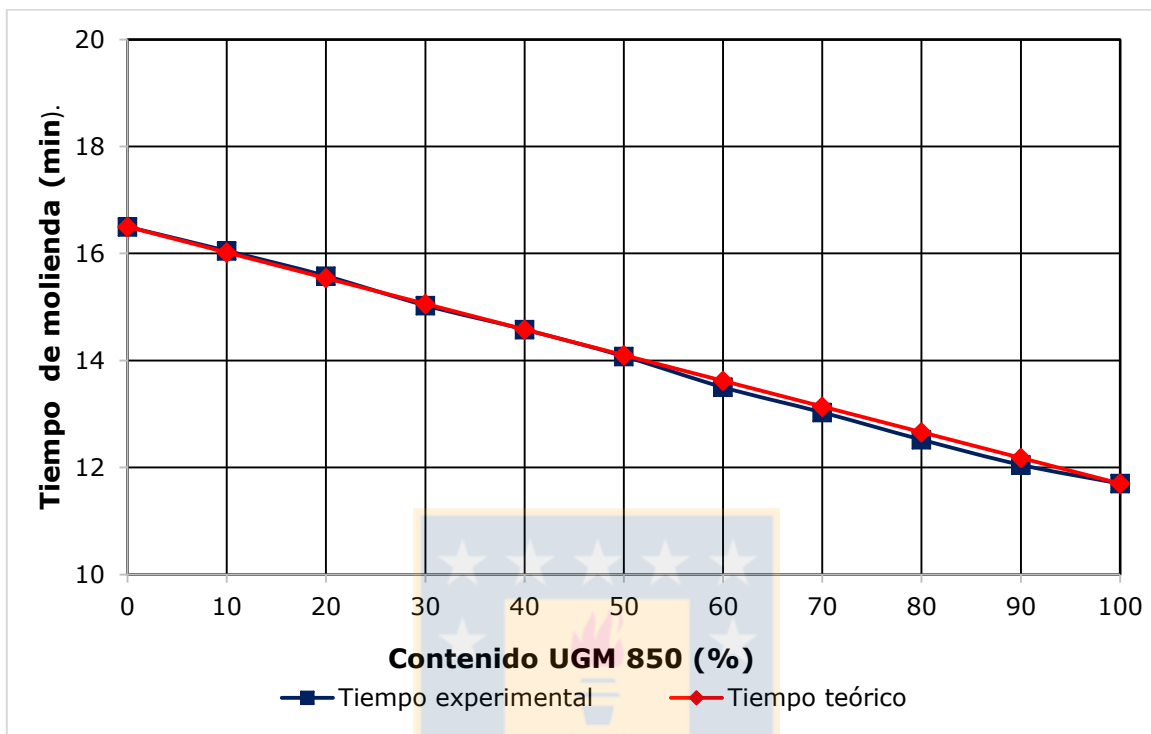


Figura 34. Comparación de tiempo de molienda experimental y teórica para el blending

6.1 Pruebas de flotación realizando blending de UGMs 840 y 850.

Para las pruebas de flotación realizando blending de las UGMs 840 y 850 se utilizaron las pulpas obtenidas de las pruebas de cinética de molienda con distintas proporciones, a pH fijo de 8,5 y en las mismas condiciones de operación de la planta, los resultados en términos de recuperación de Cu y Mo se muestran en las Figuras 35 y 36. La recuperación teórica (Blending teórico en las Figuras) se calcula mediante la fracción másica de las UGMs utilizadas, las leyes de mineral en estas y la recuperación de Cu y Mo para cada uno de los puntos de la gráfica a través de la ecuación (4) presentada a continuación, mientras que la recuperación del blending corresponde al valor experimental obtenido.

$$R = \frac{R_a L_a \% M_a + R_b L_b \% M_b}{L_a \% M_a + L_b \% M_b} \quad (4)$$

Se observa que existe una disminución en la recuperación de cobre y molibdeno a medida que aumenta la cantidad de UGM 850, lo que se asocia a la presencia de mayores concentraciones de arcillas expansivas en la mezcla (ver Tabla 10). En el caso de la recuperación de Cu esta se encuentra siempre en la zona óptima del blending, con un aumento de hasta 10 puntos porcentuales a una proporción másica de 40 % de UGM 850, mientras que en el caso del Mo no se observa una zona óptima, pero si se encontró un sector de blending negativo que comienza a partir de un 60 % de UGM 850, donde se produce una pérdida mayor que al tratar los minerales por separado.

Esta diferencia en la recuperación se asocia al aumento de arcillas expansivas en los concentrados de flotación, en los cuales se observa un incremento desde un 1% (para 0 % UGM 850) hasta 6 % (en 100% UGM 850), que resulta en arrastre de mineral fino y adhesión de los colectores en el mineral arcilloso, produciéndose posteriormente contaminación del concentrado. Otro factor que influye en la recuperación de cobre es la alta ley del mineral UGM 850, que presenta un valor de 0,771 % en comparación al 0,308% del UGM 840, además aumenta la probabilidad de adhesión y colisión de partículas minerales con los reactivos de flotación. Por último, a medida que aumenta la fracción másica de la mezcla, se genera un incremento del factor de solubilidad (Cu_{Sol}/Cu) que varía desde 10 % (para composiciones menores a 50% UGM 850) hasta un 15,5 % (para composiciones mayores 60 % de UGM 850), como se aprecia en la Tabla 11.

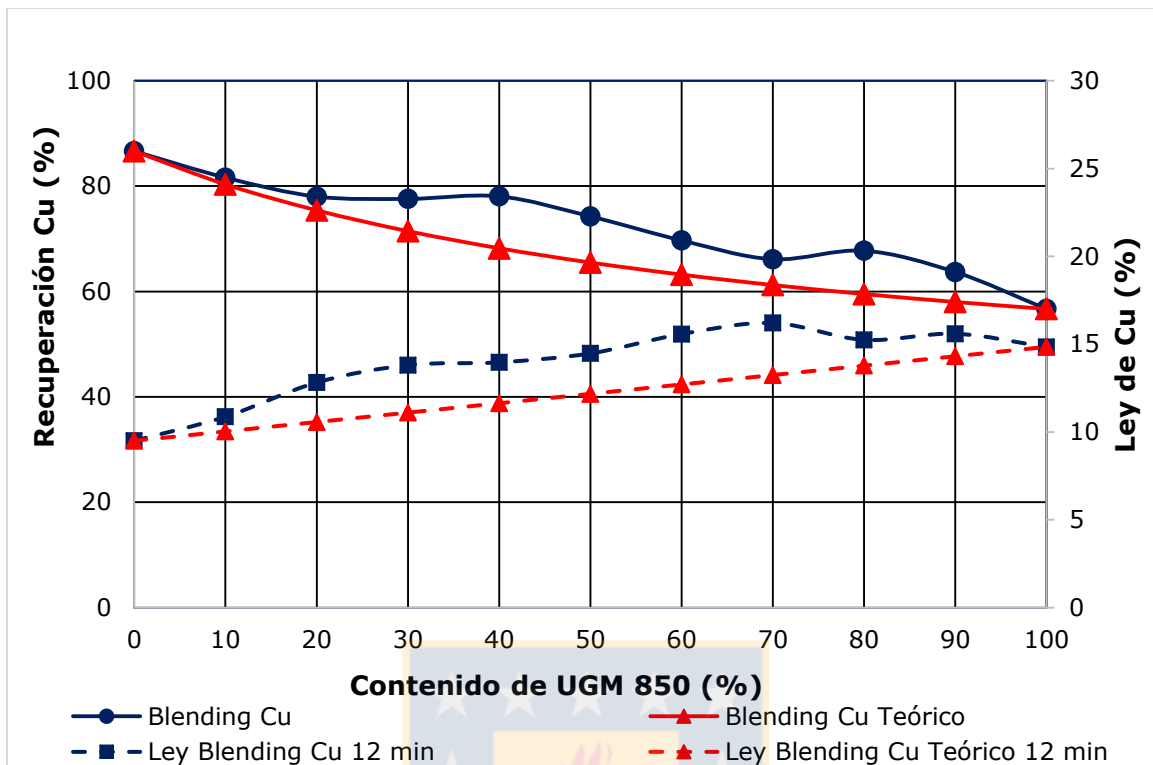


Figura 35. Resultados de la flotación mediante Blending para el Cu.

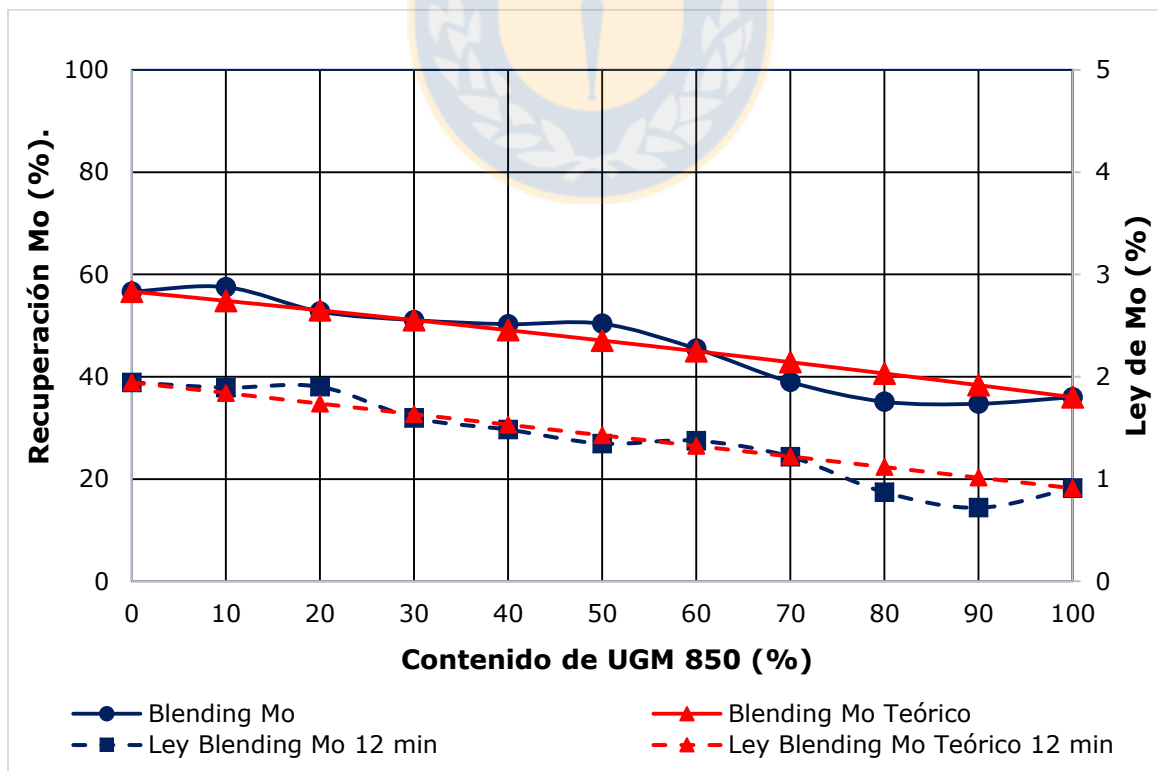


Figura 36. Resultados de la flotación mediante Blending para el Mo.

Tabla 11. Comparación contenido de Arcillas expansivas en la cabeza y cola de flotación.

Mezcla	Contenido inicial de arcillas expansivas (%)	Contenido de final de arcillas expansivas (%)	Factor de solubilidad (%)
0% UGM 850	8,5	7,4	5,01
20% UGM 850	9.78	7,50	10,63
40% UGM 850	10.66	7.55	10,94
60% UGM 850	12.14	7.77	15,45
80% UGM 850	13.42	8.02	17,65
100% UGM 850	14,42	8,39	17,55

6.2 Pruebas de Reactivos.

Los siguientes resultados de las pruebas de flotación corresponden a valores promedio de recuperación de Cu-Mo, por lo que, cada punto de las gráficas tiene asociado un error experimental menor o igual a 0.5 puntos porcentuales, correspondiente a la experimentación personal. En estas pruebas se utilizó la mezcla de blending correspondiente a un 40% de UGM 850, que corresponde al punto óptimo de recuperación considerado tanto para el cobre como el molibdeno, este punto será considerado la muestra estándar de flotación (STD). Lo anterior intenta establecer una base de trabajo para la flotación de minerales complejos y si fuera el caso, encontrar una forma de maximizar la recuperación.

6.2.1 Pruebas de flotación utilizando distintos colectores y dosificaciones de estos.

Para la realización de estas pruebas se utilizaron diversos colectores en distintas concentraciones, con la finalidad de observar el efecto que se producía al tratar con la mezcla de blending. Así, tal como se muestra en la Figura 37 y 38, al incrementar la dosificación de RC 700 (denominado RC en

las figuras) desde 0 (g/t) hasta 40 (g/t), ocurre una disminución de la ley de Cu en el concentrado desde 17,33 puntos porcentuales (para la prueba estándar) hasta 7,73 puntos porcentuales para esta dosificación, pero a su vez ocurre un aumento en la recuperación de Cu y Mo producido por el aumento de la constante cinética en los primeros minutos de flotación, alcanzando 12 y 14 puntos porcentuales respectivamente a los 2 minutos, mientras que la diferencia disminuye a medida que transcurre el tiempo de flotación, obteniendo una diferencia de 5% para el Cu y 10% para el Mo a los 12 minutos de flotación, como se observa en Figura 43 . La disminución de la ley puede explicarse debido a un aumento en la recuperación de hierro en el concentrado, superando los 28 puntos porcentuales de diferencia respecto a la muestra estándar como se presenta en Tabla 10. Además, un aumento en la cantidad de reactivos en el proceso de flotación, produce una mayor cantidad de partículas hidrofóbicas y por lo tanto aumenta la probabilidad de interacción entre el par partícula-burbuja, ocasionando una baja selectividad de estos y arrastre de ganga hacia los concentrados.

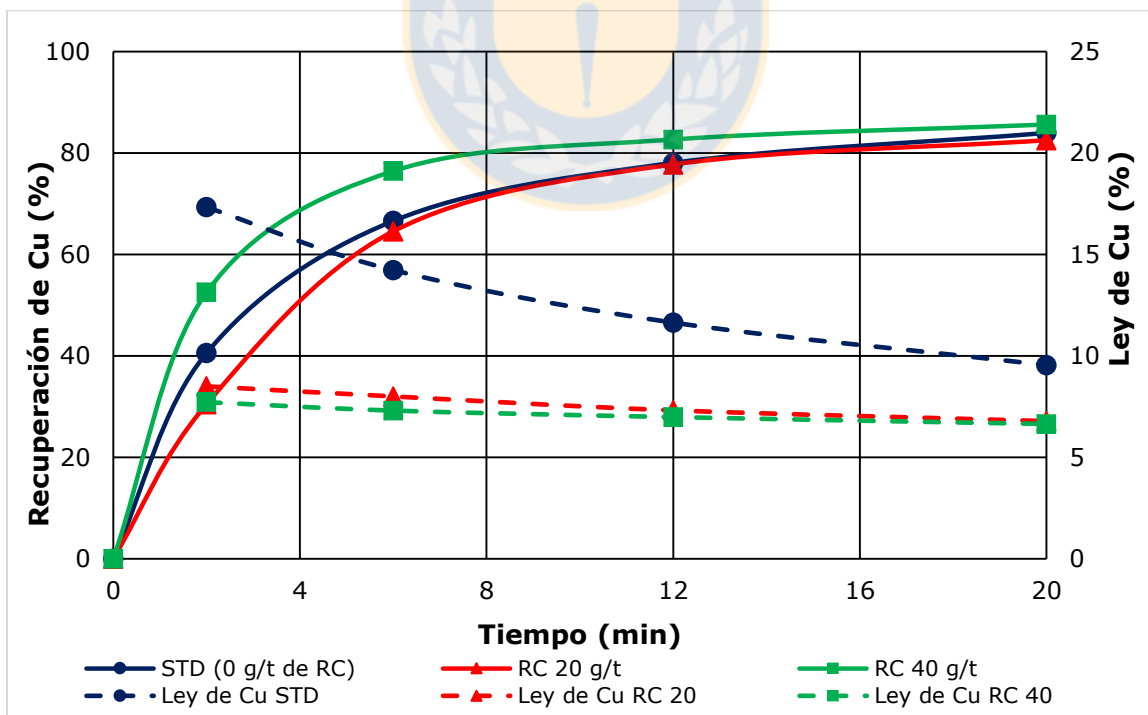


Figura 37. Efecto del RC 700 en la recuperación y ley de Cu.

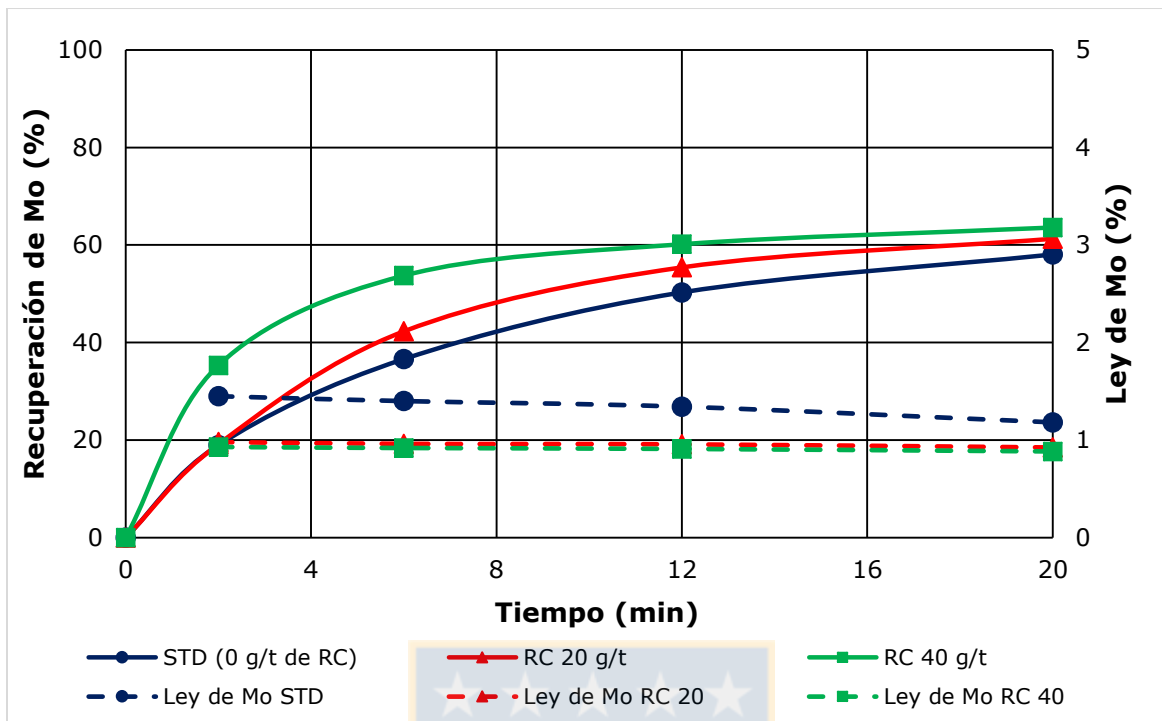


Figura 38. Efecto del RC 700 en la Flotación de Mo.

Por otro parte, se puede observar en la Figura 39 y 40 que al aumentar la dosificación de diésel desde 5 (g/t) hasta 30 (g/t) en la etapa de flotación, éste tiene un mayor efecto en el molibdeno, donde la recuperación aumenta 9 puntos porcentuales para 15 (g/t), mientras que el cobre y el hierro aumentan un 0.72 % y 4,7%, respectivamente. Por otro lado, la ley de Cu disminuye en el concentrado desde 17,33 puntos porcentuales hasta 8.33 puntos porcentuales para 20 minutos de flotación respecto a la prueba estándar, mientras que la ley de Mo se mantiene constante para 15 (g/t) de diésel. Lo anterior se explica debido a que el diésel interactúa con los bordes hidrofílicos del molibdeno generando un recubrimiento hidrofóbico en estos, mejorando la movilidad de las partículas y burbujas de gas, incrementando la colisión entre estas, permitiendo la generación de aglomerados de partículas finas y disminuyendo la viscosidad de la pulpa lo que resulta en una disminución en el tiempos de residencia de las partículas de molibdeno, debido al incremento de la cinética de flotación como se observa en la Figura 43.

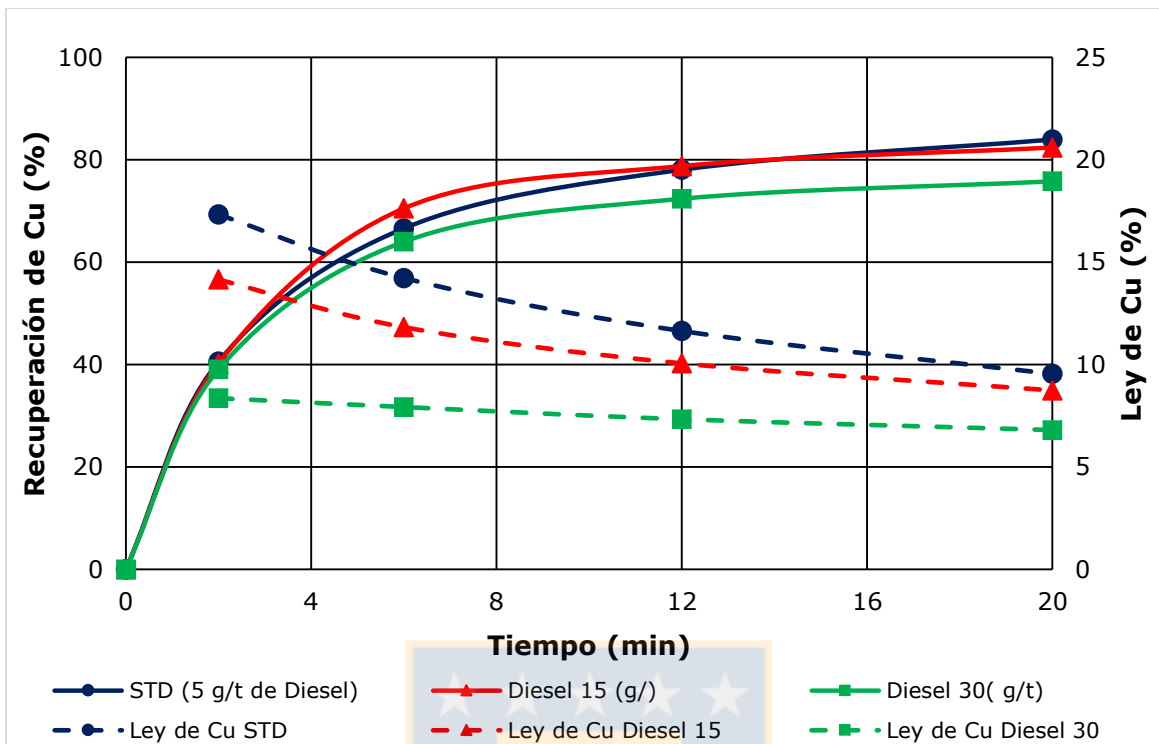


Figura 39. Efecto del diésel en la flotación de Cu.

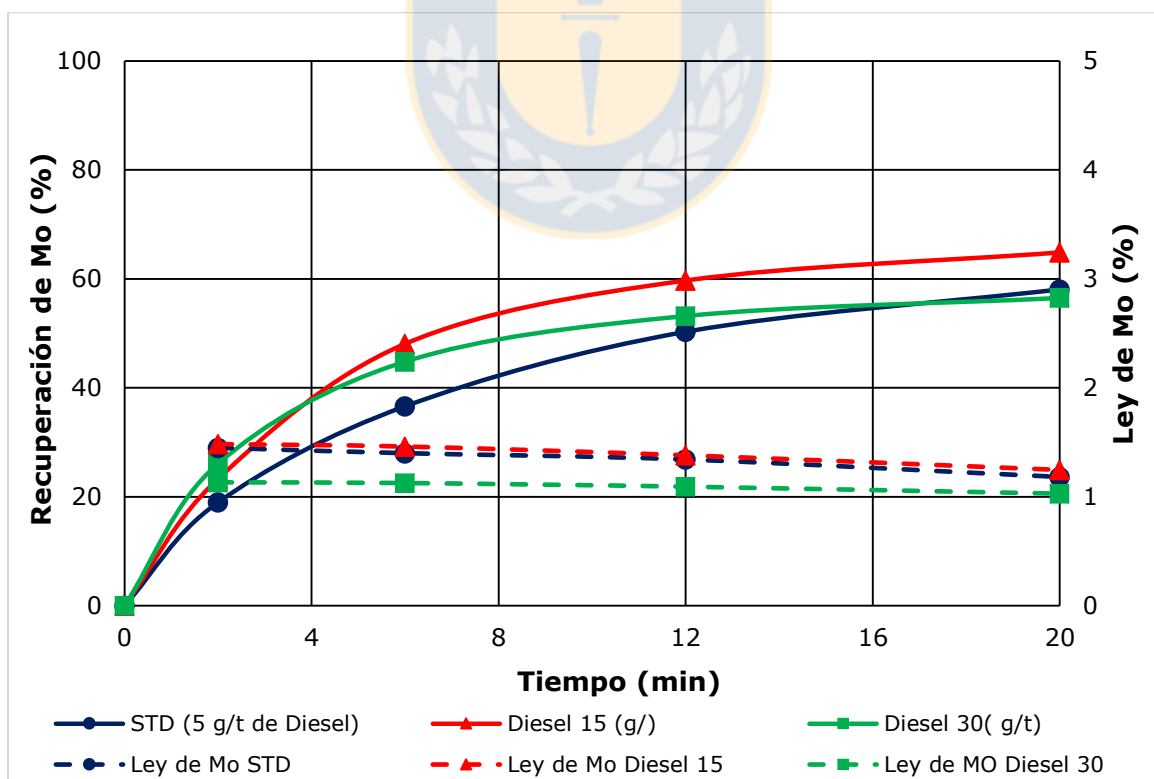


Figura 40. Efecto del diésel en la flotación de Mo.

Por último, en la Figura 41 a la 43 se representa la dosificación de un colector de tipo xantato (SIBX) y un colector de minerales oxidados (RO 04). Ambos colectores no generan una variación significativa en la recuperación de Cu, no así para el Mo. Este último presenta un incremento en su recuperación de 13 puntos porcentuales al utilizar SIBX, mientras que el Fe aumenta hasta un 39,91 % (19 puntos porcentuales), lo que influye en las leyes de los concentrados donde estas disminuyen 10 puntos respecto a prueba estándar, como se presenta en la Tabla 12. Lo anterior se debe el aumento de la constante cinética presentada en la Figura 43 y la baja selectividad que presentan los colector de tipo xantato y a la generación de dixantógeno en la flotación, el que beneficia la flotabilidad del molibdeno y la pirita, la cual al poseer un potencial de reposo de 0,22 V mayor que el potencial reversible del dixantógeno (0,13 V), bornita (0,06 V), covelina (0,05 V) y calcopirita (0.14 V) favorecerá la formación de este en su superficie, induciendo hidrofobicidad.

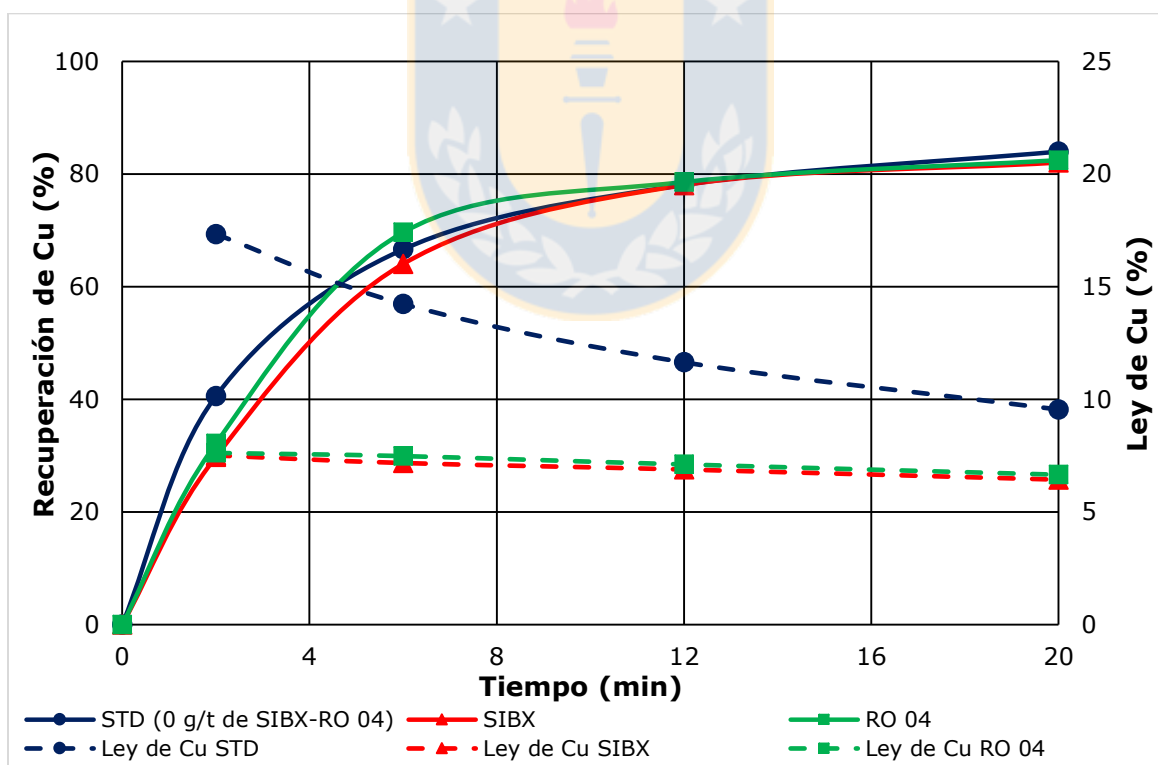


Figura 41. Efecto del RO 04 y SBX en la Flotación de Cu.

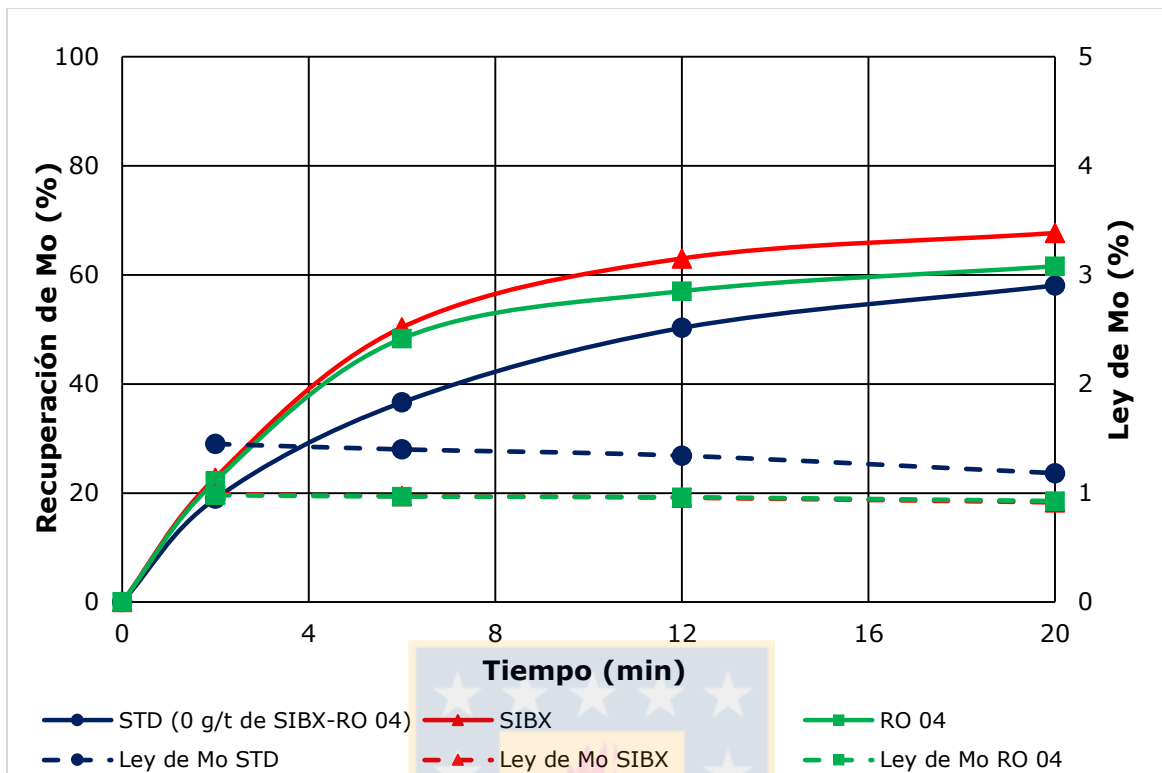


Figura 42. Efecto del RO 04 y SBX en la Flotación de Mo.

Tabla 12. Resultados para 12 minutos de flotación de colectores.

Prueba	Rec. Cu _T (%)	Rec. Fe _T (%)	Rec. Mo _T (%)	Rec. Peso (%)	Cu _{Sol} /Cu
STD	78,07	20,14	50,28	3,32	10,64
RC 700 (20 g/t)	77,76	40,16	55,41	5,22	10,69
RC 700 (40 g/t)	82,68	48,78	60,16	5,78	10,11
Diesel (15 g/t)	78,79	24,90	59,70	3,59	10,87
Diesel (30 g/t)	72,40	34,83	53,18	4,70	12,06
SIBX	78,02	39,91	63,01	5,71	10,40
RO 04	78,57	44,73	57,02	5,19	12,66

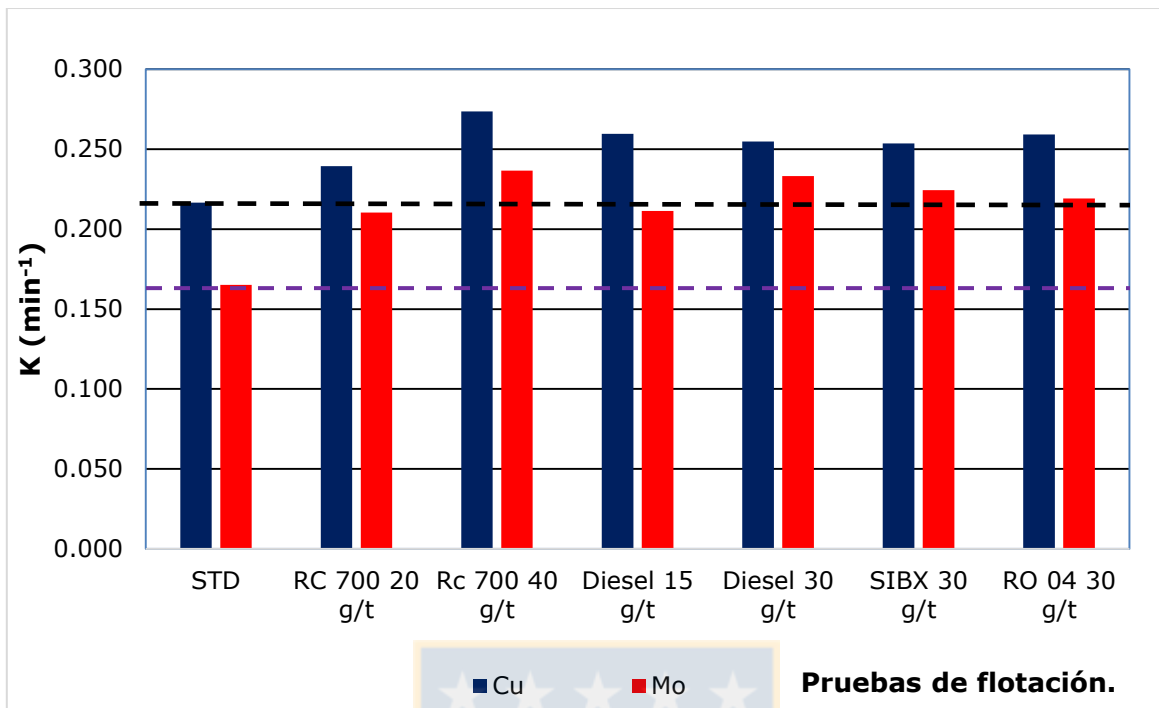


Figura 43. Comparación de las constantes cinéticas de primer orden para las pruebas de colectores.

6.2.2 Pruebas de flotación utilizando distintos espumantes.

Para la realización de estas pruebas se utilizaron MIBC, AF65 y una mezcla de ambos, con la finalidad de observar el efecto que se presenta al tratar el punto óptimo de blending. En la Figura 44 a la Figura 46 se observa que tanto el MIBC como el AF65 presentan similares recuperaciones de Cu (variando 1 punto porcentual), no así al emplear mezcla de espumantes, observándose una disminución en la recuperación, variando en 7 puntos porcentuales respecto a la prueba estándar. En tanto para el molibdeno, al dosificar AF65 se observa un aumento en la recuperación de 4 puntos porcentuales, como se observa en la Tabla 13. Esto se explica debido a que el poliglicol presente en el AF65, genera espumas más estables que poseen una mayor potencia respecto a los alcoholes (MIBC), esto lo hace menos selectivo, generando un mayor arrastre de ganga.

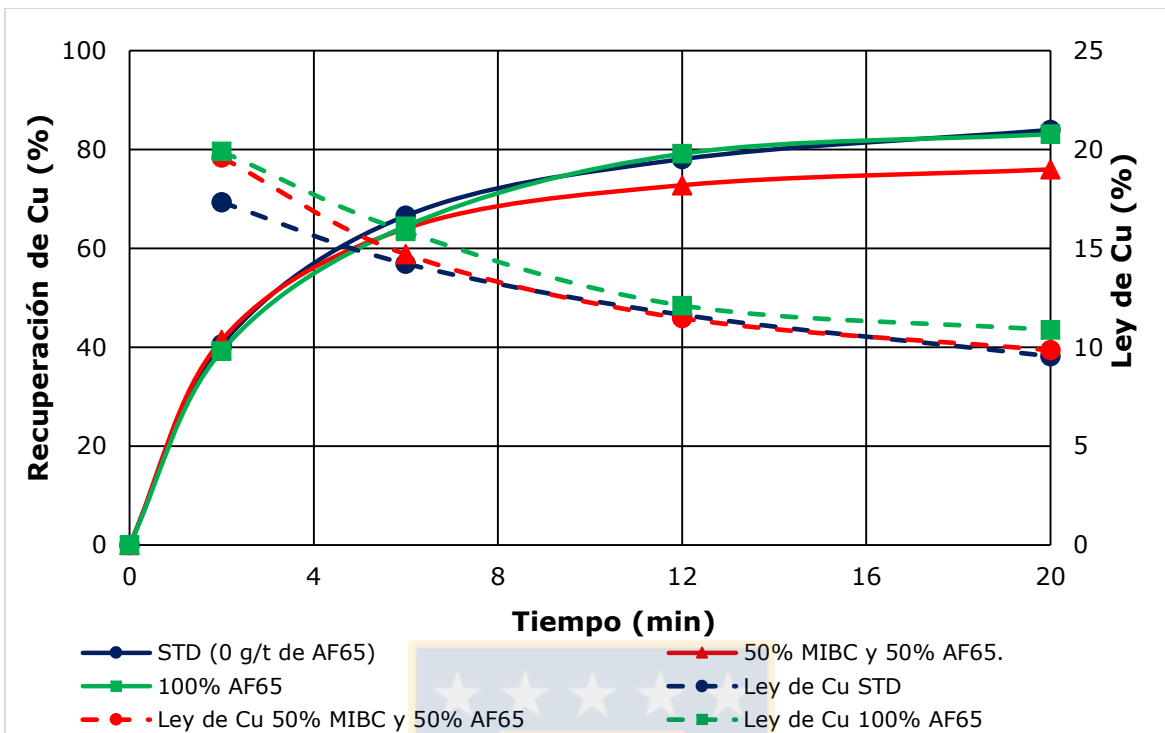


Figura 44. Evaluación de diversos espumantes y sus combinaciones en la flotación de Cu.

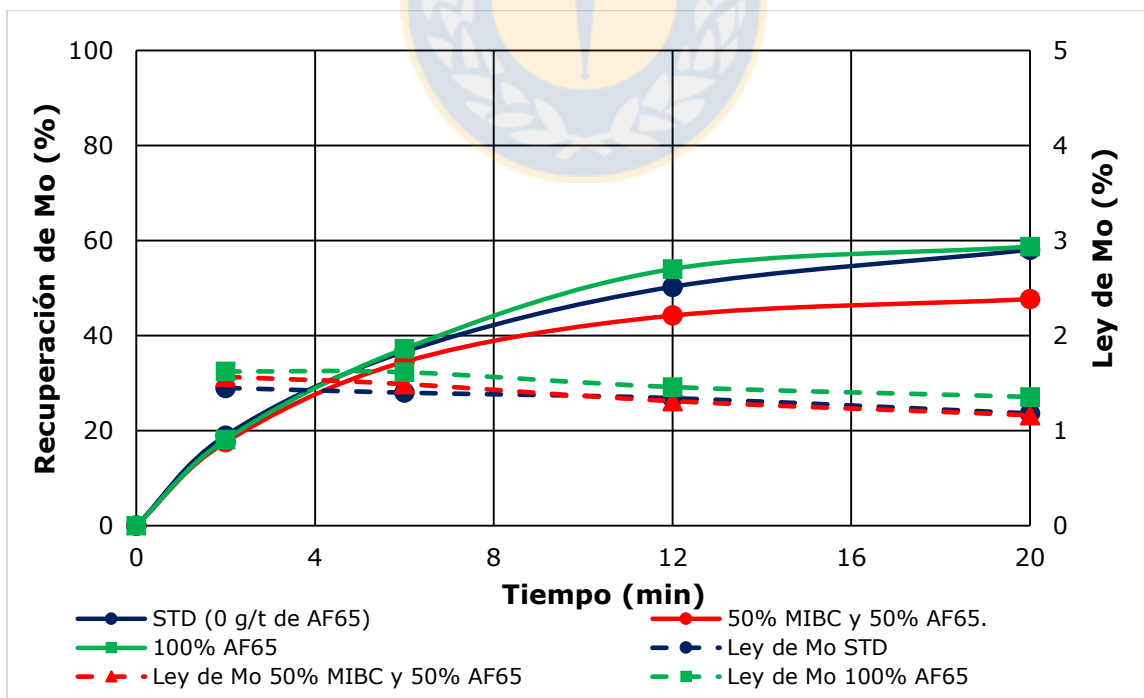
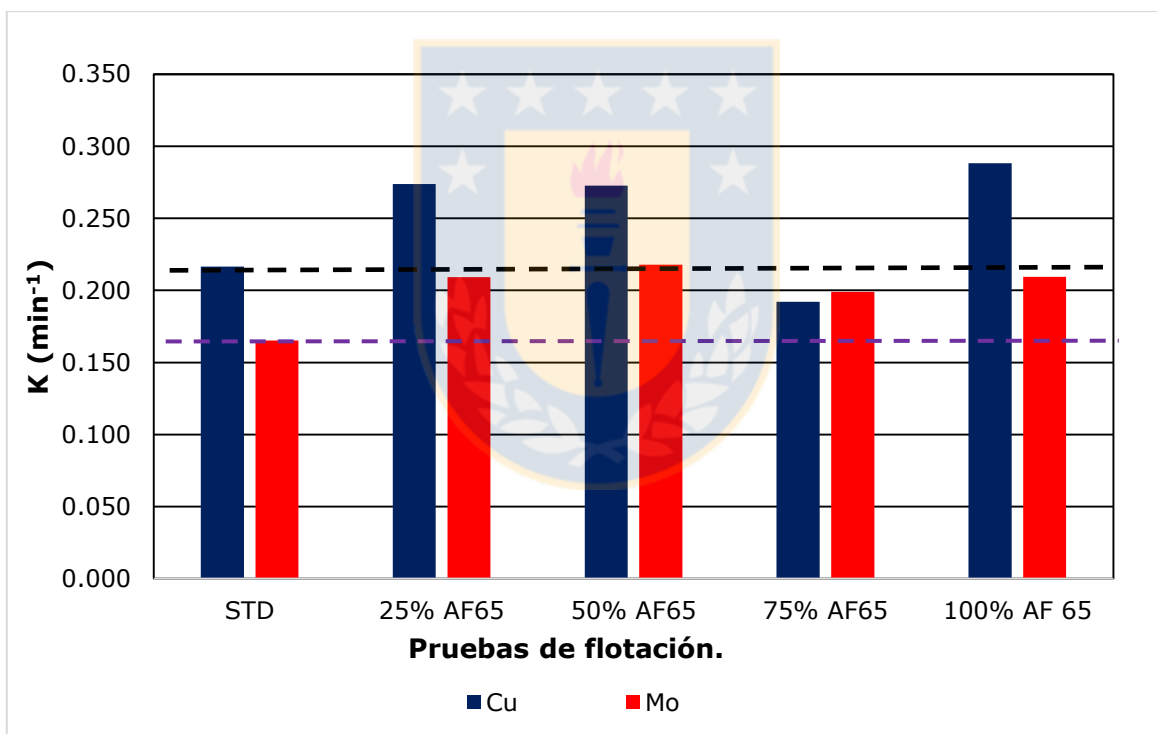


Figura 45. Evaluación del efecto de diversos espumantes y sus combinaciones en la flotación de Mo.

Tabla 13. Resultados pruebas espumantes.

Prueba	Rec. CuT (%)	Rec. FeT (%)	Rec. MoT (%)	Rec. Peso (%)	CuS/Cu
STD	78,07	20,14	50,28	3,32	11,90
25% AF 65	74,26	12,42	46,88	3,29	9,22
50% AF 65	72,79	10,94	44,23	3,25	9,09
75% AF 65	76,67	10,72	45,32	3,32	8,78
100% AF65	79,15	19,34	54,04	3,37	11,70

**Figura 46.** Comparación de las constantes cinéticas de primer orden para las pruebas de espumantes.

6.2.3 Pruebas de flotación utilizando distintos modificadores y dosificaciones de estos.

Para la realización de estas pruebas se utilizaron distintos depresantes de pirita y un modificador de pH, ambos a distintas concentraciones. En la Figura 47 y Figura 48 se presenta el efecto de la lechada de cal en la flotación de minerales de Cu y Mo, donde se ha variado el pH inicial de 8,5. Como se observa, al aumentar el pH hasta un valor igual a 9 o disminuirlo hasta un valor igual a 8, disminuye la recuperación de Cu y Mo, cayendo 13 puntos porcentuales con pH igual a 9 y 8 puntos porcentuales a un pH igual a 8 en el caso del Cu y 7 puntos porcentuales para el Mo. Esto se explicaría mediante la utilización de agua de mar, en que los cationes Ca^{2+} y Mg^{2+} aumentan el efecto depresor de arcillas como la caolinita, al aumenta el pH de la pulpa, la cual interacciona con $\text{Ca}(\text{OH})^+$ y $\text{Mg}(\text{OH})^+$ fomentando la heterocoagulación de las partículas.

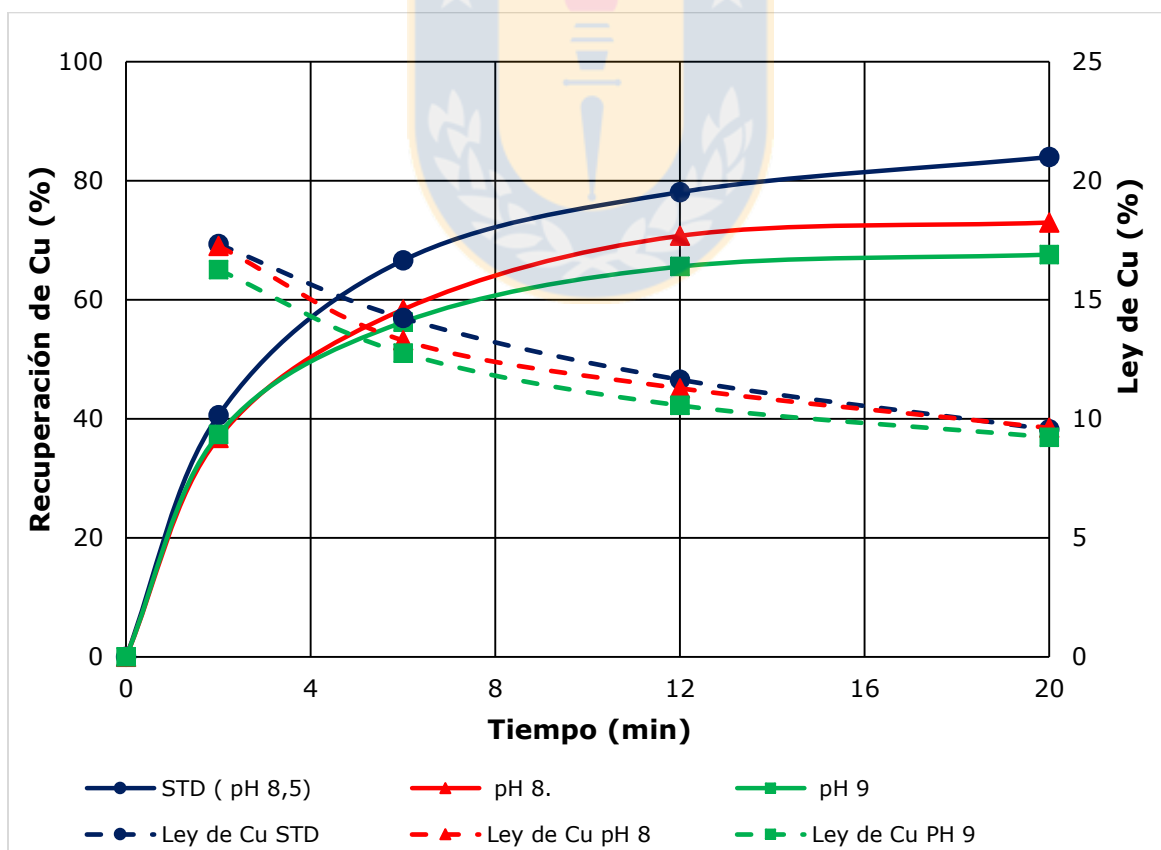


Figura 47. Evaluación del efecto del pH en la flotación de Cu.

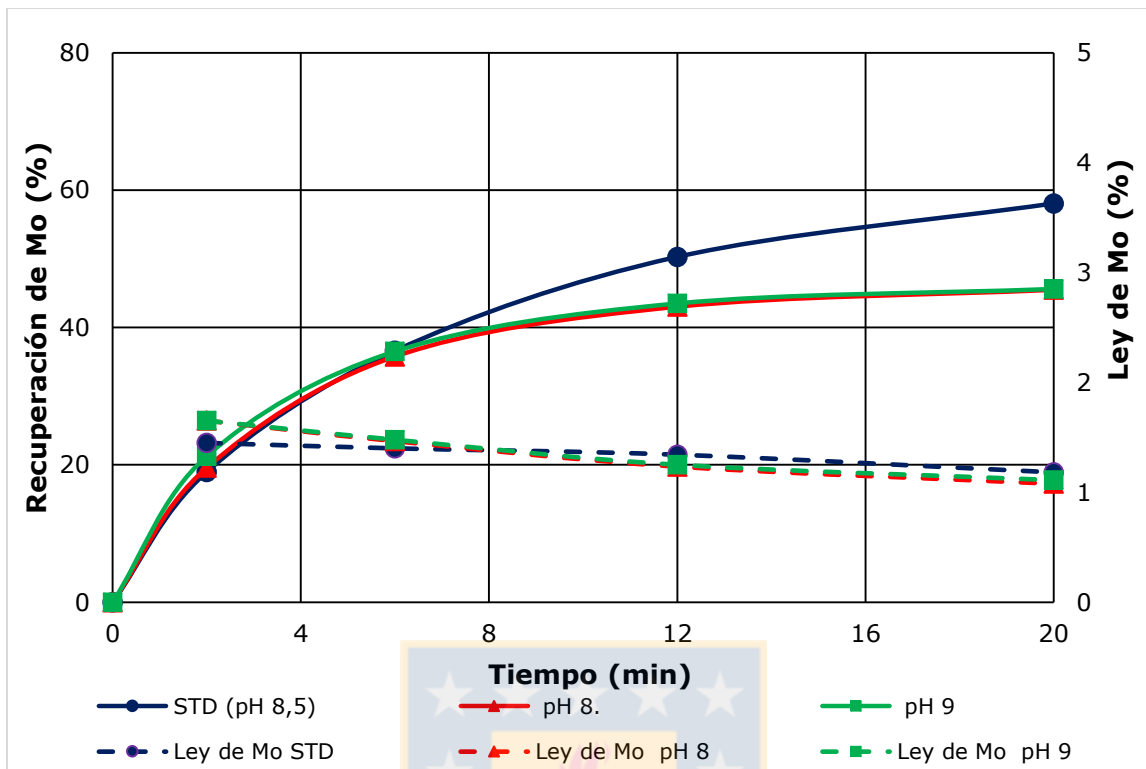


Figura 48. Evaluación del efecto del pH en la flotación de Mo.

En la Figura 49 a la Figura 51 y en Tabla 14, se muestra el efecto del depresante RC4525 de pirita (nombrado como RC45 en las figuras), compuesto de dodecilmercaptano modificado perteneciente a la empresa AURIGA RC, el cual afecta la ley de cobre disminuyendo desde 17.3 puntos porcentuales hasta 10 puntos porcentuales para 20 minutos de flotación, además produce un aumento en la masa recuperada en comparación a la prueba estándar desde 3 puntos porcentuales hasta 5 puntos porcentuales a 40 (g/t) (como se observa en la Tabla 14). Además al emplear una dosificación de 40 (g/t) aumenta la recuperación de Mo en 7 puntos porcentuales. Aun así no presenta ningún efecto depresor de la pirita, en cambio aumenta la recuperación de esta hasta 19 puntos porcentuales, para una dosificación de 20 (g/t). Lo anterior podrá asociarse a que los compuestos con base de mercaptano generalmente se utilizan como colectores para flotar sulfuros de cobre y otros elementos, lo que genera la variación en la cinética del molibdeno y el aumento de hierro en el concentrado final, producido por una mayor cantidad de colector en la pulpa.

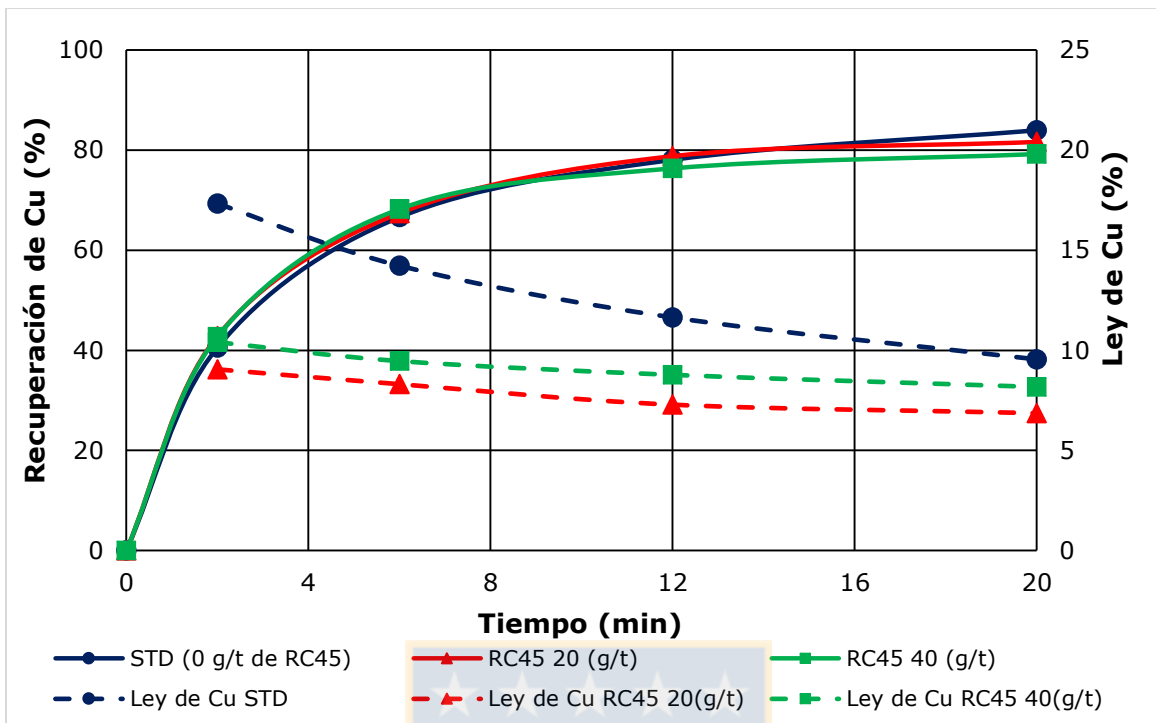


Figura 49. Evaluación del efecto del RC 4525 en la flotación de Cu.

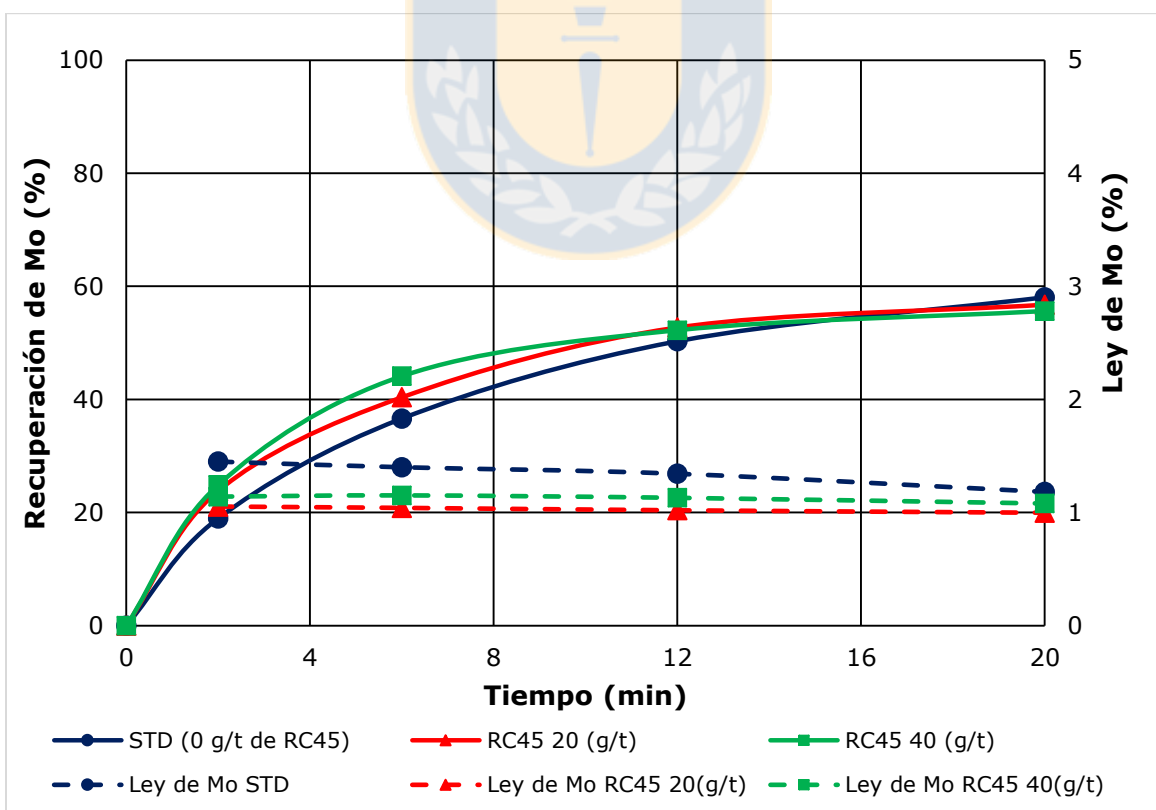


Figura 50. Evaluación del efecto del RC 4525 en la flotación de Mo.

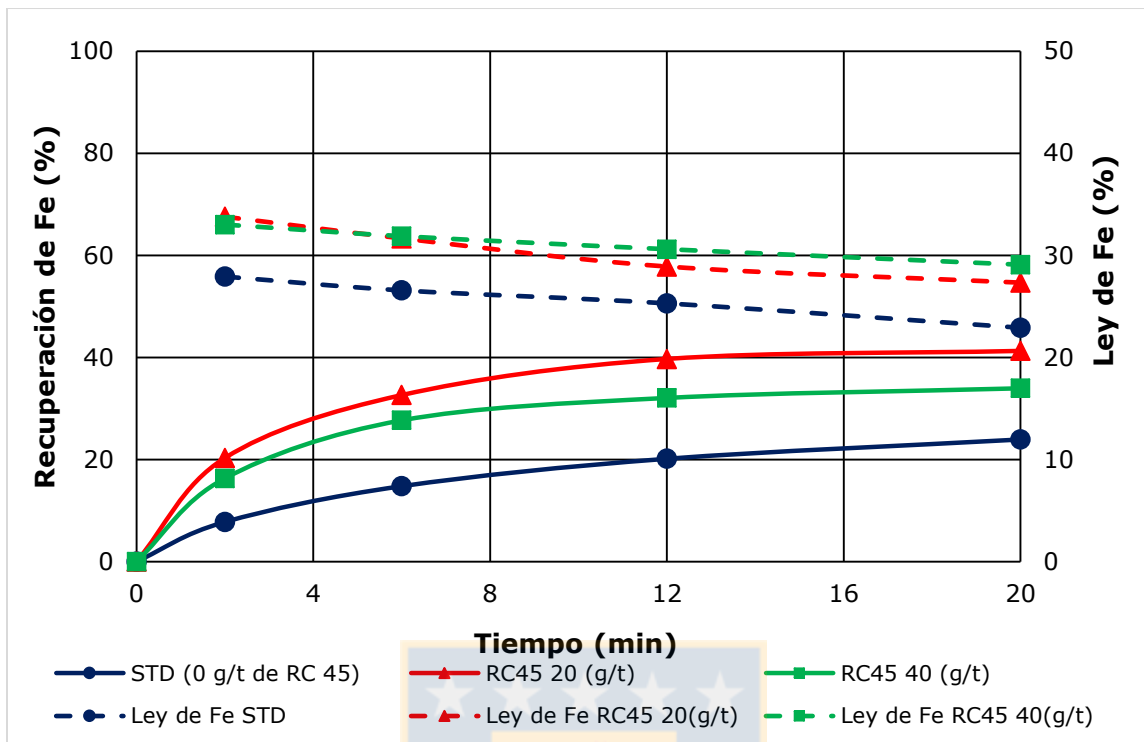


Figura 51. Evaluación del efecto del RC 4525 en la flotación de Fe.

Desde la Figura 52 a Figura 54 se presenta el efecto del depresante de pirita metabisulfito de sodio diluido al 35% perteneciente a la empresa OXIQUIM, donde se observa que este mejora la cinética inicial del cobre y molibdeno a una dosificación de 50 (g/t) presente en la Figura 58, hasta los 12 minutos de flotación, lo que aumenta la recuperación de Mo hasta 7 puntos porcentuales, aun así no logra producir un efecto depresor en la pirita, aumentando la recuperación de hierro 9 puntos porcentuales, junto con disminuir la ley de cobre inicial en el concentrado desde 17,33 puntos porcentuales hasta 10,34 puntos debido al aumento en la recuperación másica, produciendo una recuperación másica de 4,46 puntos porcentuales a los 12 minutos de flotación (observado en la Tabla 14). Esto podría atribuirse a la mayor presencia de arcillas en la pulpa, lo que disminuye el efecto depresor del MBS, como se observa la flotación de UGM 850 presente en el Anexo 1.

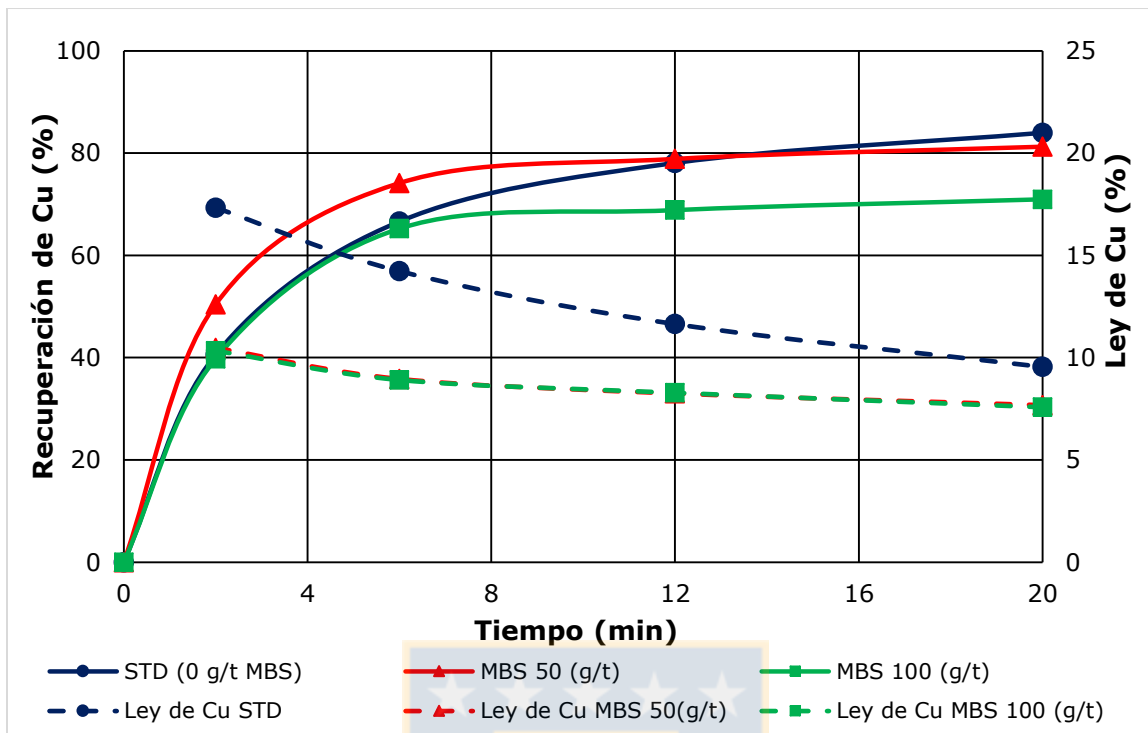


Figura 52. Evaluación del efecto del MBS en la flotación de Cu.

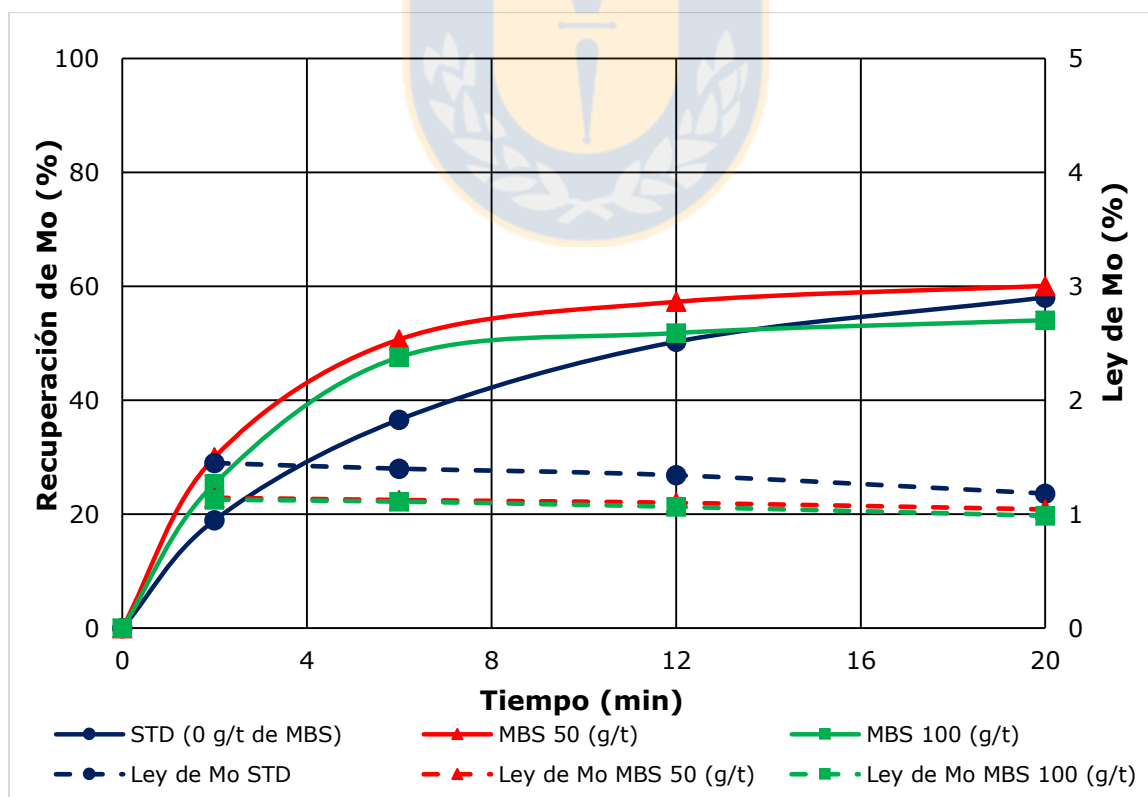


Figura 53. Evaluación del efecto del MBS en la flotación de Mo.

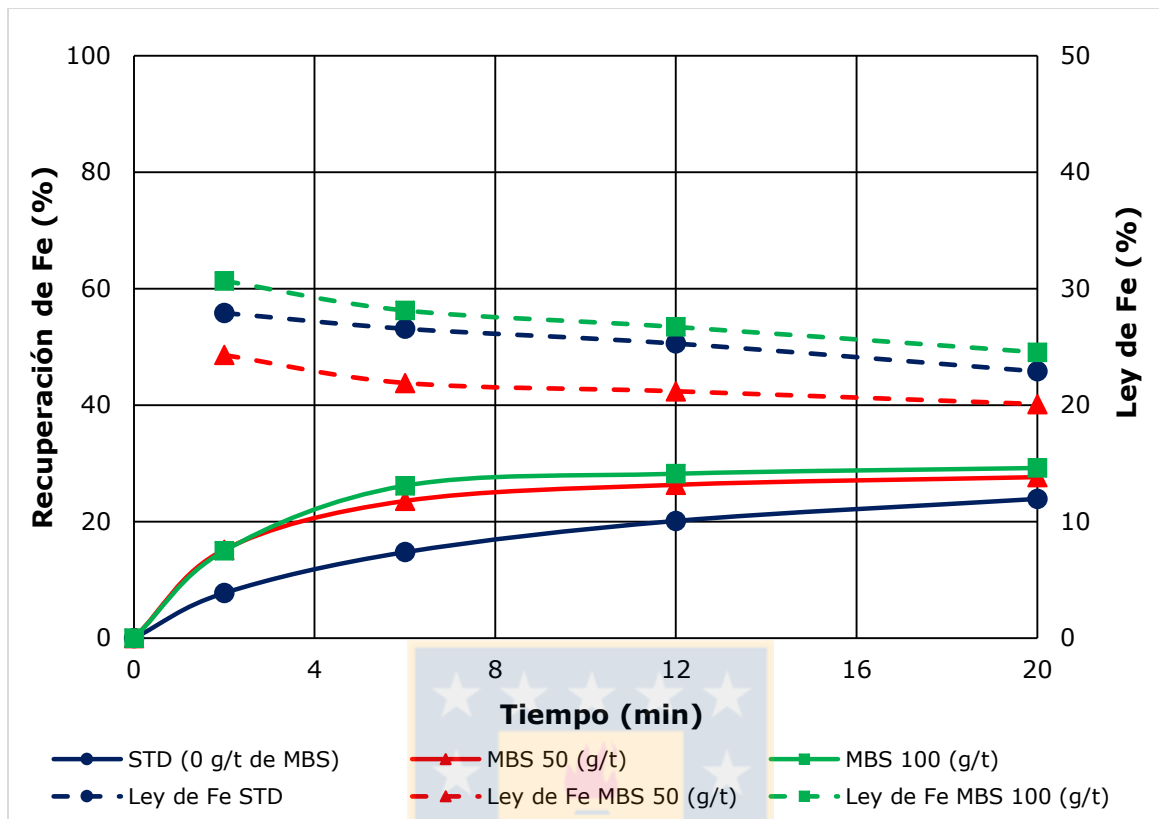


Figura 54. Evaluación del efecto del MBS en la flotación de Fe.

Por último, en la Figura 55 a la Figura 58 junto a la Tabla 14, se presenta el efecto de la dosificación del depresante de pirita Oxi D628, compuesto de carbón-marrón e hidróxido de sodio, que afecta negativamente la recuperación de Cu y Fe, perdiendo 10 puntos porcentuales para el Cu y 11 puntos para el Fe, a un tiempo de residencia de 12 minutos. Lo anterior podría explicarse mediante el efecto oxidación de la pirita, que se debe a la presencia de hidróxido de sodio presente en la pulpa en conjunto con la cal utilizada para controlar el pH, generando un recubrimiento hidrofílico en la pirita por la formación de $\text{Fe}(\text{OH})_3$, impidiendo la interacción con los colectores generando la reducción del contenido de hierro en el concentrado.

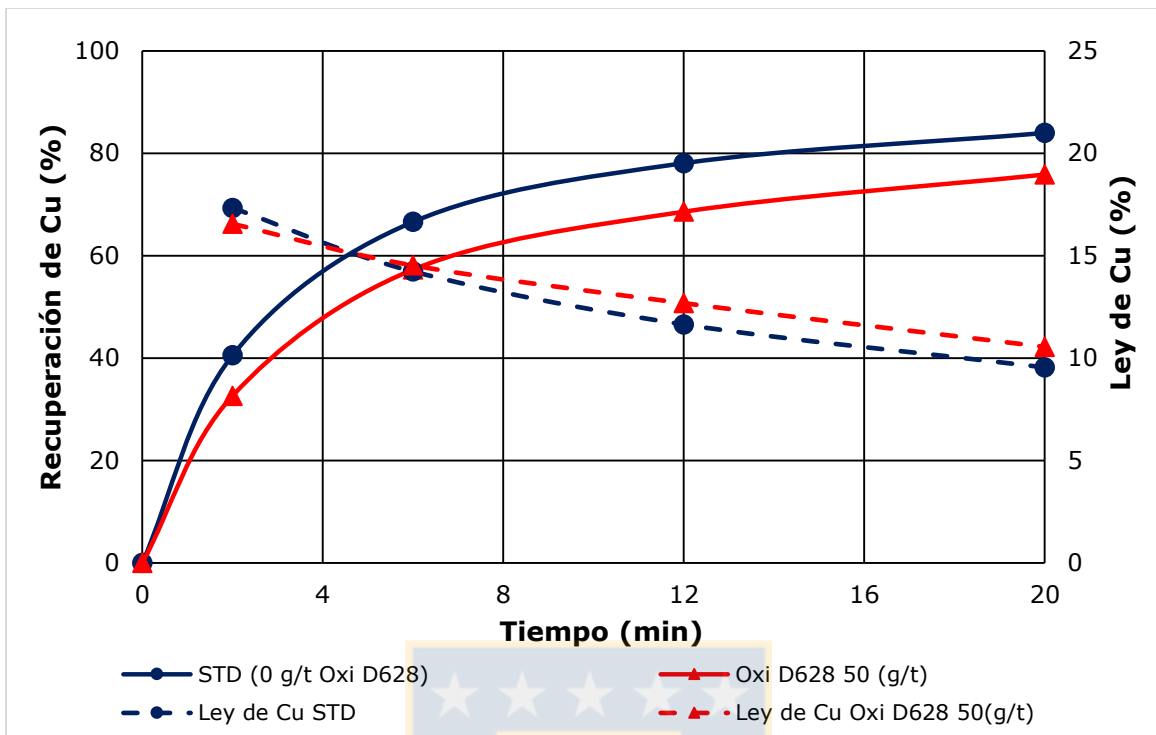


Figura 55. Evaluación del efecto del Oxi D628 en la flotación de Cu.

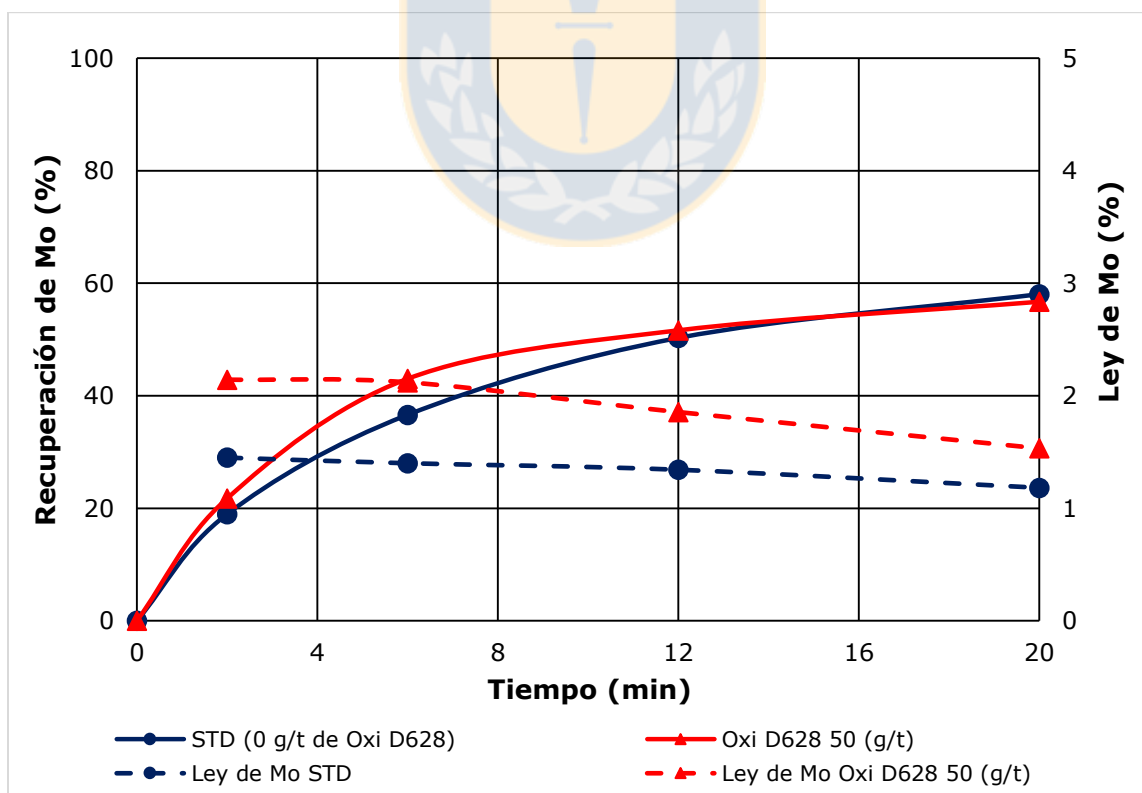


Figura 56. Evaluación del efecto del Oxi D628 en la flotación de Mo.

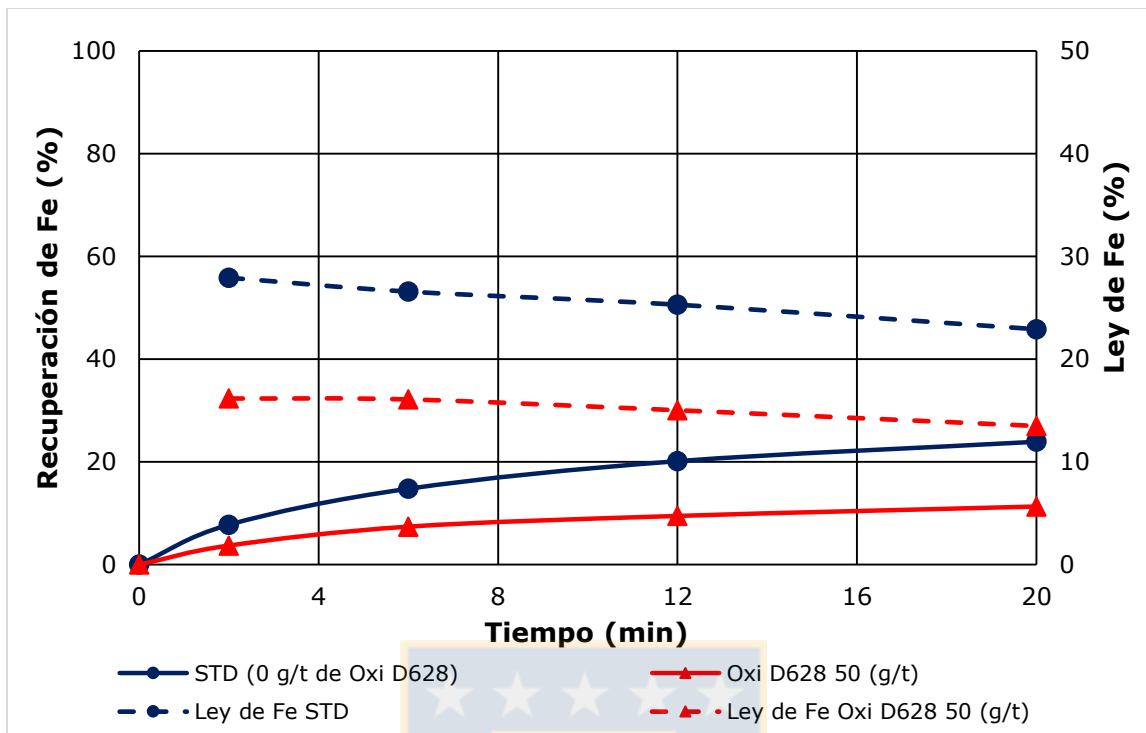


Figura 57. Evaluación del efecto del Oxi D628 en la flotación de hierro.

Tabla 14. Resultados a los 12 minutos de flotación de Modificadores.

Prueba	Rec. CuT (%)	Rec. FeT (%)	Rec. MoT (%)	Rec. Peso (%)	CuS/Cu
STD	78,07	20,14	50,28	3,32	10,64
RC 4525 (20 g/t)	78,80	39,70	52,71	5,08	11,56
RC 4525 (40 g/t)	76,36	32,06	52,24	4,48	11,99
Oxi D628 (80 g/t)	68,59	9,48	51,63	2,72	13,44
MBS (50 g/t)	78,86	26,34	57,29	4,69	14,31
MBS (100 g/t)	68,85	28,24	51,81	4,22	12,57
PH 8	70.73	13.00	43.02	3.17	11.80
PH 9	65.57	11.54	43.50	3.17	11.90

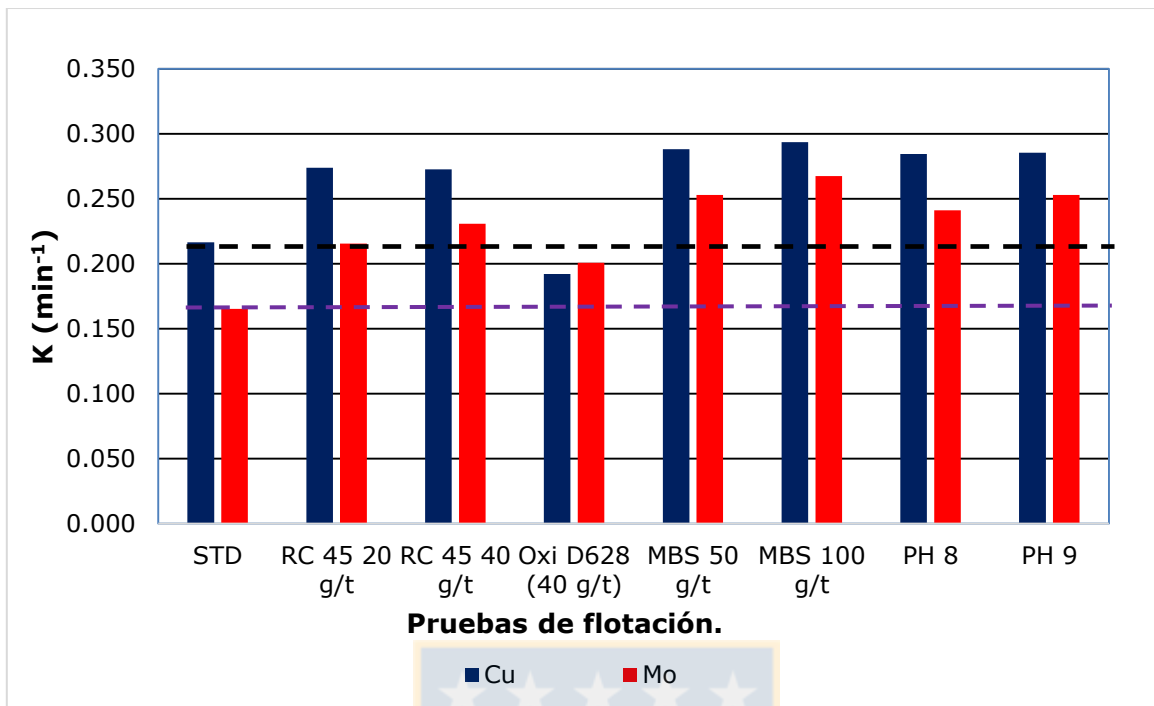


Figura 58. Comparación de las constantes cinéticas de primer orden para las pruebas de modificadores.

6.2.4 Pruebas adicionales de Flotación.

Se realizaron pruebas adicionales para evaluar el efecto del porcentaje de sólidos y las revoluciones por minuto (RPM) en la recuperación de Cu y Mo. En la Figura 59 a la Figura 62 y la Tabla 15, se muestra el efecto del porcentaje de sólidos en la flotación de minerales de Cu y Mo, donde al aumentar la dilución de la pulpa, se observa un aumento en la cinética de flotación y recuperación de Cu-Mo, al tiempo que una disminución en la recuperación de Fe, donde el cobre varía 2,4 puntos porcentuales obteniendo una recuperación final de 80,42 %. Por su parte, el molibdeno aumenta 9 puntos porcentuales (59,6 %) y el hierro disminuye 6,4 puntos porcentuales (13,85 %). Lo anterior se debe a la disminución en la viscosidad de la pulpa y al aumento del área de colección de la celda, mediante lo cual se reduce el efecto de las arcillas expansivas y no expansivas en el área de la celda y el consumo de reactivos, aumentando la probabilidad de interacción entre los colectores y las partículas de mineral valioso, beneficiando la adhesión entre ellas, además de reducir los tiempos de residencia.

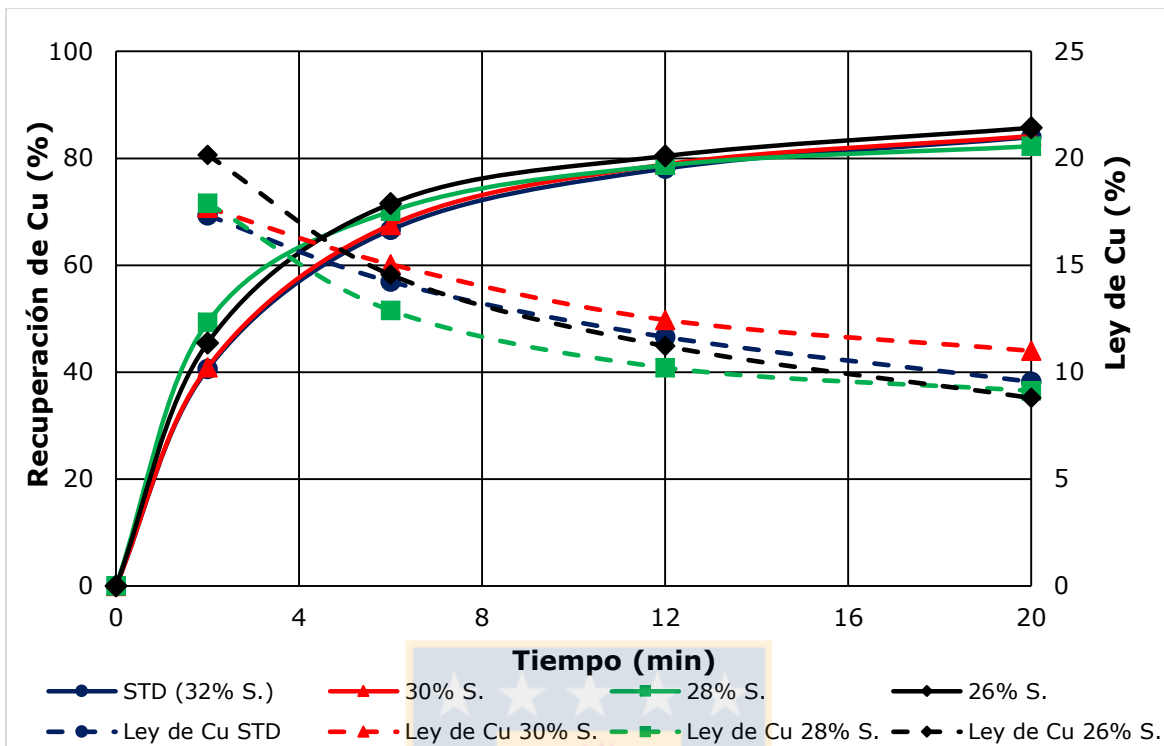


Figura 59. Evaluación del porcentaje de sólidos en la recuperación de Cu.

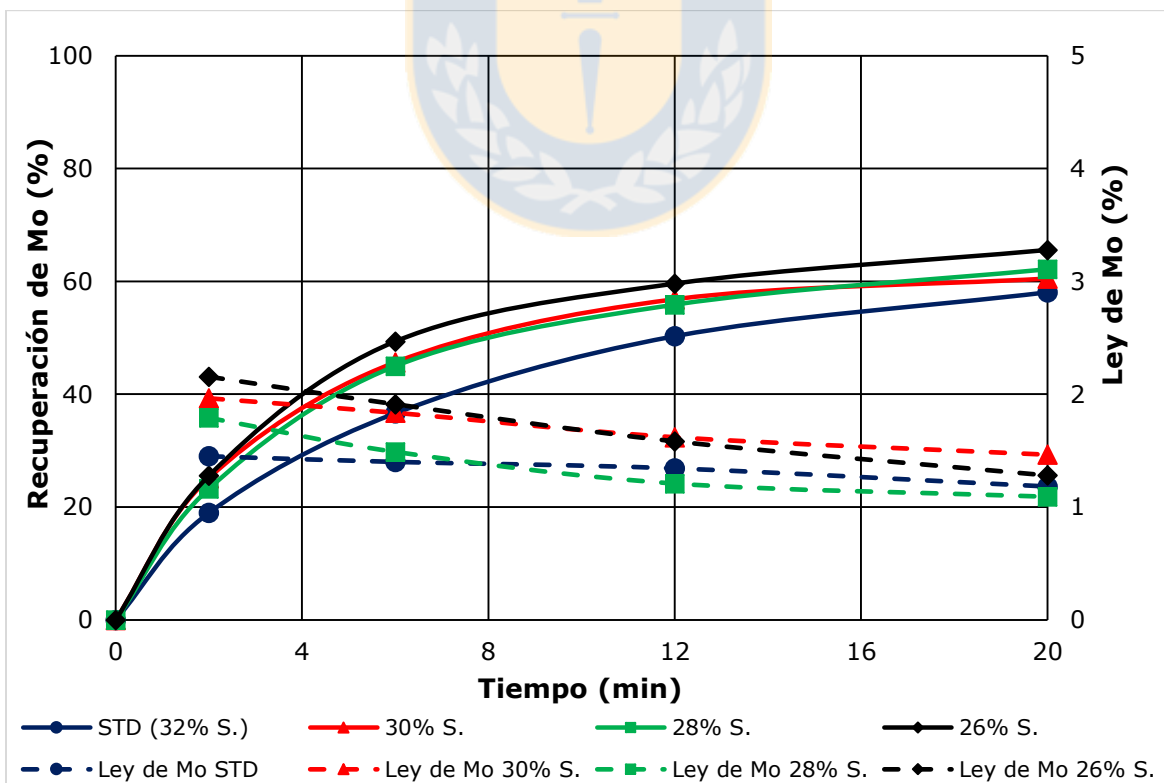


Figura 60. Evaluación del porcentaje de sólidos en la recuperación de Mo.

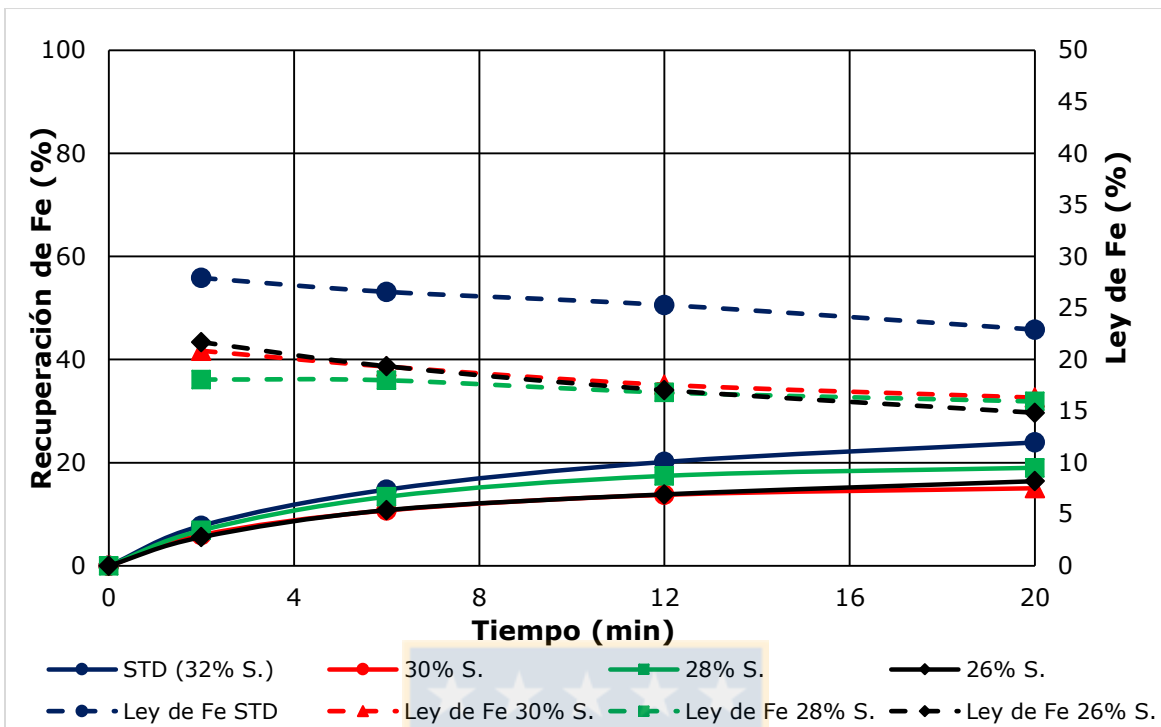


Figura 61. Evaluación del porcentaje de sólidos en la recuperación de Fe.

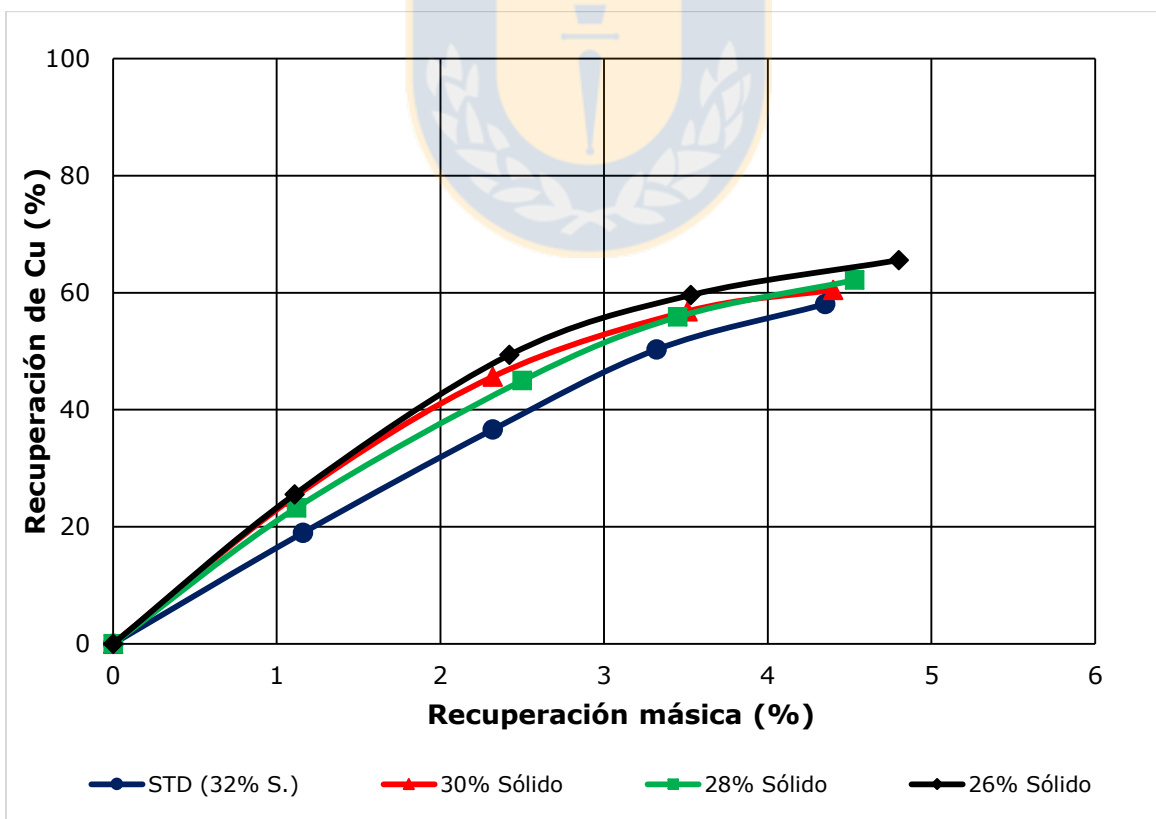


Figura 62. Evaluación del porcentaje de sólidos en la recuperación másica Mo.

Por último, en la Figura 63 a Figura 65 y en Tabla 15, se presenta el efecto que produce la variación en la velocidad de agitación, al aumentar desde 1200 hasta 1400 RPM. Se observa que en la medida que se incrementa la velocidad de agitación, disminuye la recuperación de Cu hasta 7 puntos porcentuales, mientras que en el caso del molibdeno la variación es de 1 punto porcentual. Esto se produce en parte, por la desadhesión de las partículas mineral valioso por el colapso de las burbujas de gas, debido al flujo turbulento generado por el aumento de las RPM, al peso del mineral y la probabilidad de colisión entre las partículas. Además de aumentar la recuperación másica desde un 3% hasta un 4% ocasionado por el aumento de arrastre de ganga al concentrado.

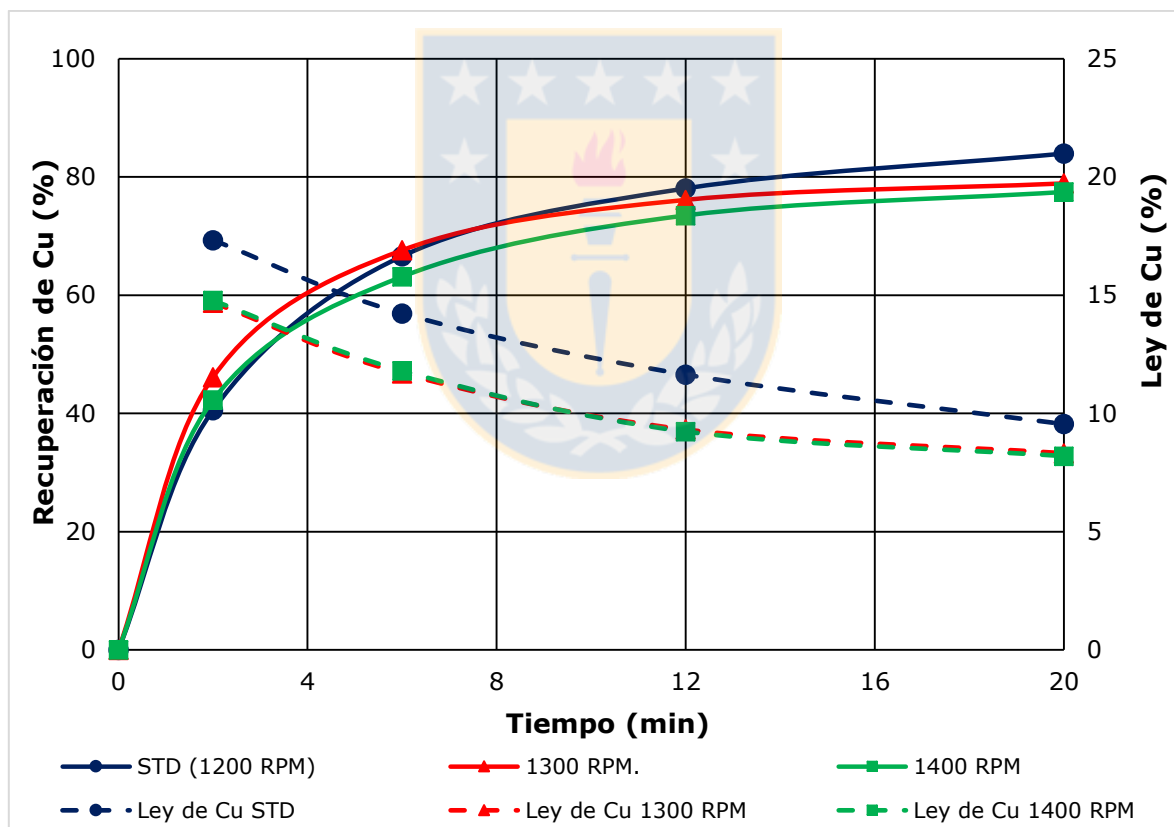


Figura 63. Evaluación de las RPM en la recuperación de Cu.

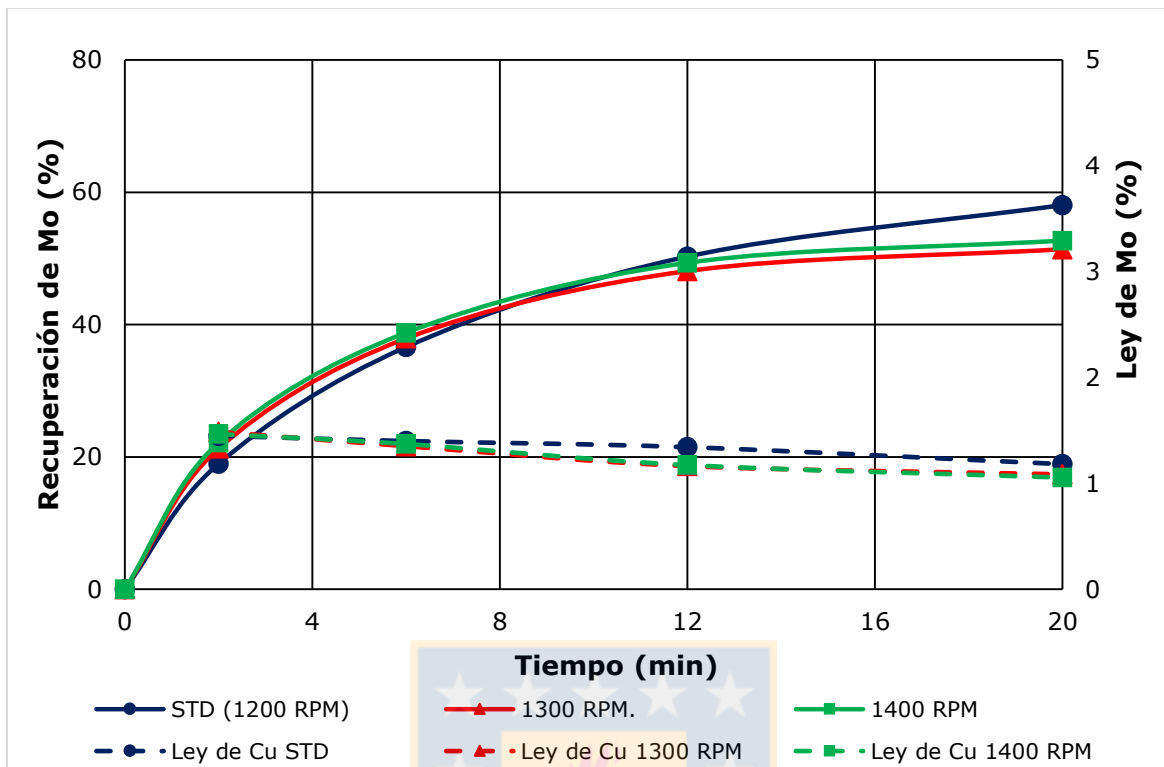


Figura 64. Evaluación de las RPM en la recuperación de Mo.

Tabla 15. Resultados de las pruebas adicionales para 12 minutos de flotación.

Prueba	Rec. CuT (%)	Rec. FeT (%)	Rec. MoT (%)	Rec. Másica (%)	CuS/Cu
STD	78,07	20,14	50,28	3,32	10,64
30% Sólido	78,85	13,76	56,83	3,26	9,96
28% Sólido	78,21	13,84	55,87	3,53	10,54
26% Sólido	80,42	13,85	59,60	3,53	10,97
1300 RPM	76,13	14,19	48,09	4,14	10,15
1400 RPM	73,50	14,25	49,34	4,08	10,58

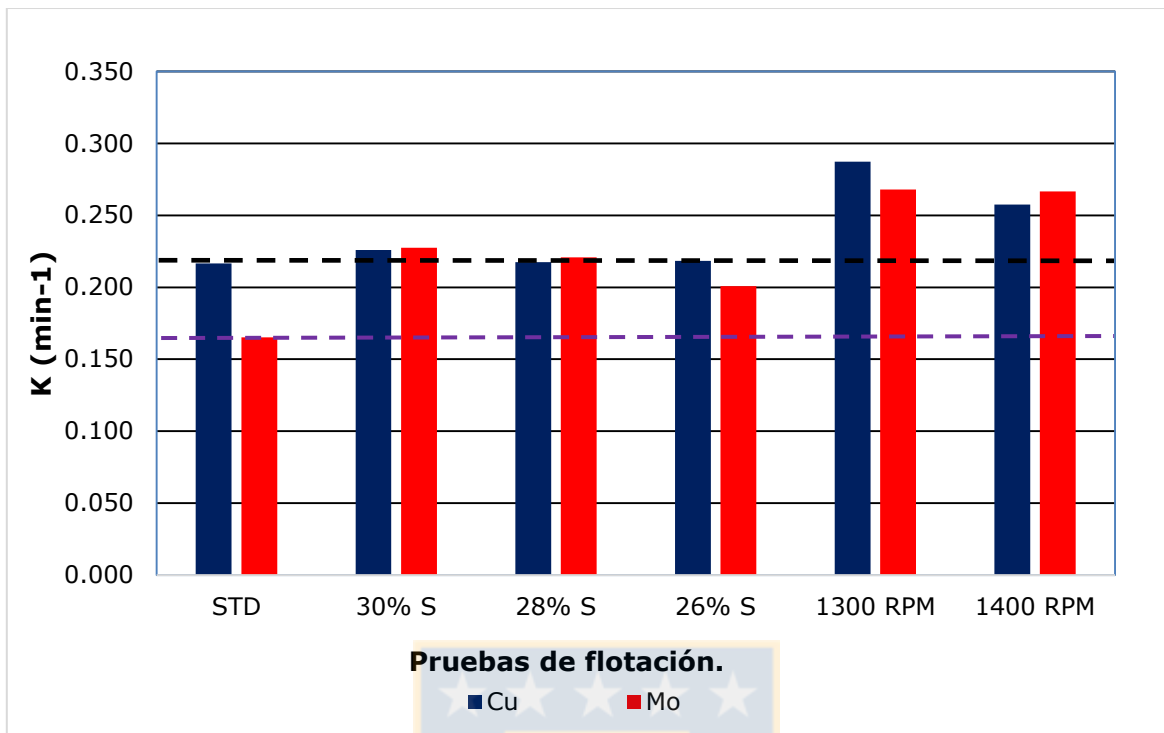


Figura 65. Comparación de las constantes cinéticas de primer orden para las pruebas de parámetros.

7. **Discusión general.**

En el transcurso de esta investigación se evaluó el efecto blending en minerales que presentan un complejo tratamiento metalúrgico, como es el caso de los minerales con alto contenido de arcillas, mediante la realización de pruebas de laboratorio y posteriormente evaluación el efecto de diversos reactivos de flotación.

Los resultados de flotación para determinar el P80 de trabajo para las pruebas de blending de las muestras de UGM 850 y UGM 840, revelan que al trabajar a distintos P80, se produce a un incremento de la recuperación de los minerales de Cu y Mo, independiente de la cantidad de arcillas presente en las muestras, obteniendo una variación de 11 puntos porcentuales en el Cu y 20 puntos porcentuales para el Mo en la muestra UGM 840 y 8 puntos para Cu y 10 puntos para el Mo en la UGM 850, entre los tamaños de 160 y 240 μm .

La diferencia entre las recuperaciones de ambas muestras, se debe a la presencia de mineral arcilloso como la caolinita y las arcillas no expansiva y expansivas encontradas mediante los análisis NIR y QEMSCAM, estas últimas aumentan el consumo de reactivos debido a su gran área superficial, a su vez que disminuyen el área de colección de la celda gracias a su capacidad de cambiar de volumen al entrar en contacto con las moléculas de agua. Generando también el efecto de recubrimiento hidrofílico "Slime Coating" sobre la superficie de la calcopirita presente en la muestra de minerales, todo esto sin considerar que al momento de trabajar con agua de mar aumenta el efecto depresor de las arcillas al contener cationes de Ca^{2+} y Mg^{2+} . Es así, el tamaño de partícula óptimo, considerando las condiciones de operación de la planta de tratamiento es 180 μm .

Las pruebas de molienda de blending muestran que dependiendo como se realicen las mezclas de las UGMs ocasiona una disminución en la recuperación de los minerales Cu y Mo, variando de 7 puntos porcentuales para el caso del Cu y aumentando la zona de blending negativo para el Mo (como se observa

en el Anexo 7, Figuras 76 y 77), mientras que el tiempo de molienda no se ve afectado por la mezcla de minerales.

Por otro lado, las pruebas de flotación de blending demuestran que al momento de combinar dos UGM procedentes de distintos sectores de la mina, puede encontrarse una zona de trabajo, donde la mezcla de minerales conducirá a un aumento en la recuperación de estos, mayor de lo podría obtenerse al procesarlos por separado, denominada Blending positivo (zona de combinación óptima de minerales) y una sector de trabajo en la cual la mezcla de minerales conducirá a una pérdida en la recuperación de estos, denominada Blending negativo. Dentro de las pruebas realizadas, podemos observar que para el caso del Cobre, siempre nos encontramos dentro de la zona de blending positivo, mientras que en el Molibdeno, a partir de una composición másica de un 60 % de UGM850, entraremos en la zona de blending negativo. Lo anterior se ve influenciado por las ley del mineral como se observa en la muestra UGM 850 (la cual posee una ley de Cu 0,771% en comparación a los 0,308% de la muestra de UGM 840), las recuperaciones de las muestras por separado (donde la recuperación de Cu para el UGM 840 es 86% y 57% para la UGM 850), la forma de proceder durante el blending y las gangas encontradas en los minerales, como el caso de las arcillas (14,4 % de arcillas expansivas en UGM 850 y 8,5% para UGM 840). Así es, que se logra establecer que la zona de blending óptimo varía entre un composición de 30% y 40% de UGM 850 y un 60% y 70% de UGM 840. De lo anterior, se consideró la mezcla que contiene un mayor contenido de arcillas para las pruebas de flotación reactivos, la que posee una recuperación de cobre de 78,07% y una recuperación promedio de molibdeno 50,28%.

Las pruebas de flotación de reactivos se dividieron según la utilización de estos. Para los espumantes, la utilización de AF65 en reemplazo de MIBC aumentó la recuperación de Cu y Mo, en 1% y un 3,8 % respectivamente, manteniendo una recuperación másica 3,37%, similar a la obtenida mediante el uso de MIBC; esto nos indica que el AF65 no fue afectado por los iones

presentes en el agua de mar, presentando a su vez una mayor potencia, estabilizando la espuma y ocasionando un leve arrastre de impureza.

Por otro parte, de los tres depresantes utilizados el que obtuvo mejores resultados al momento de depresar la pirita y tratar con el mineral arcilloso fue el Oxi D628, logrando este reducir el contenido de hierro desde un 20,14% hasta 9,48 %, aun así generó un efecto negativo en la recuperación de cobre, cayendo desde esta desde un 78,08% hasta un 68,59%. Mientras que el MBS, al estar en presencia de arcillas, aumento la recuperación de Fe en el concentrado en 6 puntos porcentuales y 7 puntos la recuperación de Mo, disminuyendo su selectividad como depresante. En tanto, queda descartado el efecto del RC 4525 como depresor de pirita, debido a que solo consigue aumentar el contenido de hierro en el concentrado para ambas dosificaciones, hasta un 39,7 % (aumentando 19 puntos porcentuales).

Se evaluó el efecto de los colectores en la flotación de minerales, especialmente el aumento en la dosificación de diésel hasta 15 (g/t), lo que generó un incremento en la recuperación de Mo hasta un 59,7 % (variando 9 puntos porcentuales). Junto con esto se mejoró la cinética de reacción de las partículas de molibdenita en esta dosificación, posterior a este punto, el efecto en la recuperación disminuye ocasionando pérdidas de hasta 6 puntos porcentuales para el Cu, a una dosificación de 30 (g/t).

Al utilizar RC 700 a 20 y 40 (g/t) y RO 04 a 40 (g/t) generó una sobredosis de colectores, aumentando la recuperación de cobre hasta un 82% para RC 700 a 40 (g/t) y una recuperación de 57% de Mo para el RO 04, a su vez incrementa el contenido de fierro hasta un 44% (24 puntos porcentuales), por lo que se produce una contaminación del concentrado. Por parte, la utilización de SIBX, genera un aumento de 15 puntos porcentuales para el Mo y 23 puntos para el Fe.

Además ha quedado demostrada la importancia de operar con pulpas más diluidas, esto mediante la disminución del porcentaje de sólidos al tratar con minerales arcillosos, proceso en el cual se genera una mayor recuperación de

Cu y Mo, que aumenta hasta 80,42% (2 puntos porcentuales) para el primero y para el segundo 59,6% (9 puntos porcentuales), con una disminución del contenido de Fe (6,4%), aumentado además la cinética de flotación y recuperación másica de estos, pudiendo disminuir los tiempos de residencia de las partículas dentro de las celdas de flotación, esto para evitar el arrastre de ganga hacia el concentrado.

Se logró observar que al trabajar a una mayor velocidad de agitación, se produjo un efecto negativo en las partículas, que sufrieron un proceso de desadhesión, disminuyendo la recuperación de Cu hasta un 73,5 % (perdiendo 4,7 puntos porcentuales) y disminuye a su vez el contenido de Fe (7 puntos porcentuales) en el concentrado.

Finalmente de los diversos reactivos y parámetros utilizados durante las pruebas de laboratorio, considerando que en la etapa de flotación rougher se privilegia la recuperación de minerales, se puede concluir que la dosificación de SIBX, el porcentaje de sólidos y el diésel a 15 (g/t) genera un aumento de la obtención de minerales valiosos, aun cuando incrementa también el contenido de hierro en el concentrado final de la etapa.

8. Conclusión.

En el transcurso de esta investigación se evaluó el efecto blending en minerales que presentan un complejo tratamiento metalúrgico, como es el caso de los minerales con alto contenido de arcillas, mediante la realización de pruebas de laboratorio y posteriormente evaluación el efecto de diversos reactivos de flotación.

Los resultados de flotación para determinar el P80 de trabajo para las pruebas de blending de las muestras de UGM 850 y UGM 840, revelan que la presencia de mineral arcilloso como la caolinita, las arcillas no expansiva y expansivas producen una disminución de la recuperación de 20 puntos porcentuales para el Cu y 25 puntos porcentuales a los 12 minutos de flotación.

Las pruebas de flotación de blending demuestran que al momento de combinar dos UGMs, se encuentra una zona de blending óptimo y negativo donde la mezcla de minerales conducirá a un aumento y disminución en la recuperación de estos, la que para el Cu varía entre un composición de 30% y 40% de UGM 850 y un 60% y 70% de UGM 840. Lo anterior, se ve influenciado por la ley del mineral, las recuperaciones de las muestras por separado, la forma de proceder durante el blending y las gangas encontradas en los minerales.

Finalmente de los diversos reactivos y parámetros utilizados durante las pruebas de laboratorio, considerando que en la etapa de flotación rougher se privilegia la recuperación de minerales, se puede concluir que la dosificación de SIBX, el porcentaje de sólidos y el diésel a 15 (g/t) genera un aumento de la obtención de minerales valiosos, aun cuando incrementa también el contenido de hierro en el concentrado final de la etapa

9. Recomendaciones.

De los resultados obtenidos durante la realización de esta investigación se recomienda realizar las siguientes pruebas:

- Al momento de explotar una nueva fase del yacimiento, es aconsejable preparar un blending de minerales a dos o más fracciones másicas para encontrar la mejor combinación de éstos, en lugar de realizar solamente las pruebas de flotación por fase.
- Continuar las pruebas de Blending, con la finalidad de evaluar el efecto producido en las etapas de procesamiento posteriores, como lo es la sedimentación.
- Incluir el uso de dispersantes en las pruebas realizadas en la zona de blending positivo y analizar el efecto de ello.
- Al trabajar con minerales con un alto contenido de arcilla, es recomendable disminuir el porcentaje de sólidos de las pulpas, con la finalidad de optimizar los tiempos de residencia de las celdas de flotación y así evitar el arrastre de mineral no valioso.

10. Referencia

1. Azgomi, Fariba. 2006. Characterizing frothers by their bubble size control properties. Tesis de Máster en Ingeniería. Montreal, Canadá. McGill University, Departamento de Minería e Ingeniería de Metales y Materiales. 99 h.
2. B. Arnold and F. Aplan, "The effect of clay slimes on coal flotation, part ii: The role of water quality," *International Journal of Mineral Processing*, vol. 17, no. 3-4, pp. 243–260, 1986.
3. Castro, S. 2006. Flotación: Fundamentos y Aplicaciones. Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad de Concepción. 2006. 181 pp.
4. Castro, S. 2012. "Challenges in Flotation of Cu-Mo sulfide ores in Sea Water". *Mineral Processing (J. Drelich, Ed), Proc. Of the First International Symposium, USA*.
5. Castro, S. H., Mayta, E., 1994. A kinetics approach to the effect of particle size on the flotation of molibdenite. A. Sutulov Memorial Volume.Vol II. IV Meeting of the Southern of the Hemisphere on Mineral Technology, and III Latin American Congress on Froth Flotation. Castro, S., Alvarez, J. (Eds.). Concepción, Chile, 331-344.
6. Cho Y.S, Laskowski J.S. 2002. Effect of flotation frothers on bubble size and foam stability. *International Journal of mineral Processing*, Vol. 64, 69-80 p.
7. Comisión Chilena del Cobre, (2016). Informe de tendencias del mercado del cobre.
https://www.cochilco.cl/Mercado%20de%20Metales/20160127143042_Versi%C3%B3n%20final%20Informe%20de%20Tendencias%20enero%202016.pdf

8. Compañía minera Sierra Gorda SCM. Propiedad.

<http://www.sgscm.cl/02propiedad.html>

9. Cytec Industries Inc. 2002. Mining Chemicals handbook, 131-125p.

10. D. A. Laird, 2006 "Influence of layer charge on swelling of smectites," Applied Clay Science, vol. 34, no. 1, pp. 74-87.

11. E. Jorjani, H. Barkhordari, M. Tayebi Khorami, and a. Fazeli, 2001. "Effects of aluminosilicate minerals on copper-molybdenum flotation from Sarcheshmeh porphyry ores," Minerals Engineering, vol. 24, pp. 754-759.

12. Finch J.A., J.E Nasset y Acuña C. 2008. Role of frothers on bubble production and behaviour in flotation. International Journal of Mineral Engineering, Vol. 21, 949-957p

13. F. Azgomi, 2006. Characterizing frothers by their bubble size control properties. Master thesis, McGill University, Montreal, Canada.

14. F. Melo and J. Laskowski, May 2006. "Fundamental properties of flotation frothers and their effect on flotation," Minerals engineering, vol. 19, pp. 766-773.

15. J. Concha, E. Wasmund. Flotación de finos y grueso aplicada a la recuperación de minerales de cobre. pp 6-7

16. J. Du, G. Morris, R. A. Pushkarova, and R. St. C. Smart, "Effect of surface structure of kaolinite on aggregation, settling rate, and bed density," Langmuir, vol. 26, no. 16, pp. 13227-13235, 2010.

17. J. M. Sovechles and K. E. Waters, "Effect of ionic strength on bubble coalescence in 72 inorganic salt and seawater solutions," AIChE Journal, pp. n/a-n/a, 2015.

18. Kracht, Willy. 2010. Apunte de concentración de minerales. Departamento de minas, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile.

19. Klein, C., Hurlbut, C.S., 1993. Manual of mineralogy (after J.D. Dana), 21 st edition. John Wiley & Sons, New York.
20. K. Rahal, E. Manlapig, and J. Franzidis, "Effect of frother type and oncentration on the water recovery and entrainment recovery relationship," Minerals & Metallurgical Processing, vol. 18, no. 3, pp. 138–141, 2001.
21. Madrid Ortega, I. 2005. Efecto de iones calcio, pH, tamaño de partícula y colectores no polares en la flotabilidad de molibdenita. Tesis de Maestría en Ingeniería de Minerales. Instituto de Metalurgia/Facultad de Ingeniería, UASLP.
22. Melo F., Laskowski J.S. 2006. Fundamental properties of flotation frothers and their effect on flotation. Minerals Engineering, Vol. 19, 766-773 p.
23. Miller, J.D., Nalaskowski, J., Abdul, B., Du, Hao, 2007. Surface characteristics of kaolinite and other selected two layer silicate minerals, The Canadian Journal of Chemical Engineering, 85, 617-624.
24. Mitchell, T., Nguyen, A., Evans, G., 2005. Heterocoagulation of chalcopyrite and pyrite minerals in flotation separation. Advances in Colloid and Interface Science, 114–115; 227–237.
25. O. Ramos, S. Castro a, J.S. Laskowski, 2013. Copper–molybdenum ores flotation in sea water: Floatability and frothability. 108-112.
26. Peng, Y., Zhao, S., 2011. The effect of surface oxidation of copper sulfide minerals on clay slime coating in flotation. Minerals Engineering 24 (15), 1687–1693.

27. Sadda, A., Siffert, B., and Papier, E., 1995. Comparison of the Hydrophilicity/Hydrophobicity of Illites and Kaolinites, *Journal of Colloid and Interface Science*, Vol. 174, 185-190.
28. Tombacz, E., Szekeres, M., 2006. Surface charge heterogeneity of kaolinite in aqueous suspension in comparison with montmorillonite, *Applied Clay Science*, 34, 105-124.
29. W. A. Deer, R. A. Howie, J. Zussman, et al. 1992, *An introduction to the rock-forming minerals*, vol. 696.
30. X. Ma, W. Bruckard, and R. Holmes, 2009. "Effect of collector, ph and ionic strength on the cationic flotation of kaolinite," *International Journal of Mineral Processing*, vol. 93, no. 1, pp. 54–58.
31. Yianatos, Juan. 2005. Flotación de minerales. Departamento de procesos químicos, biotecnológicos y ambientales, Universidad Técnica Federico Santa María.
32. Zhang, Weing. 2009. Water overflow rate and bubble surface area flux in flotation. Tesis de Máster en Ingeniería. Montreal, Canadá. McGill University, Departamento de minería e Ingeniería de Materiales. 105 h.

11. ANEXOS.

11.1. ANEXO 1: Flotación de MBS.

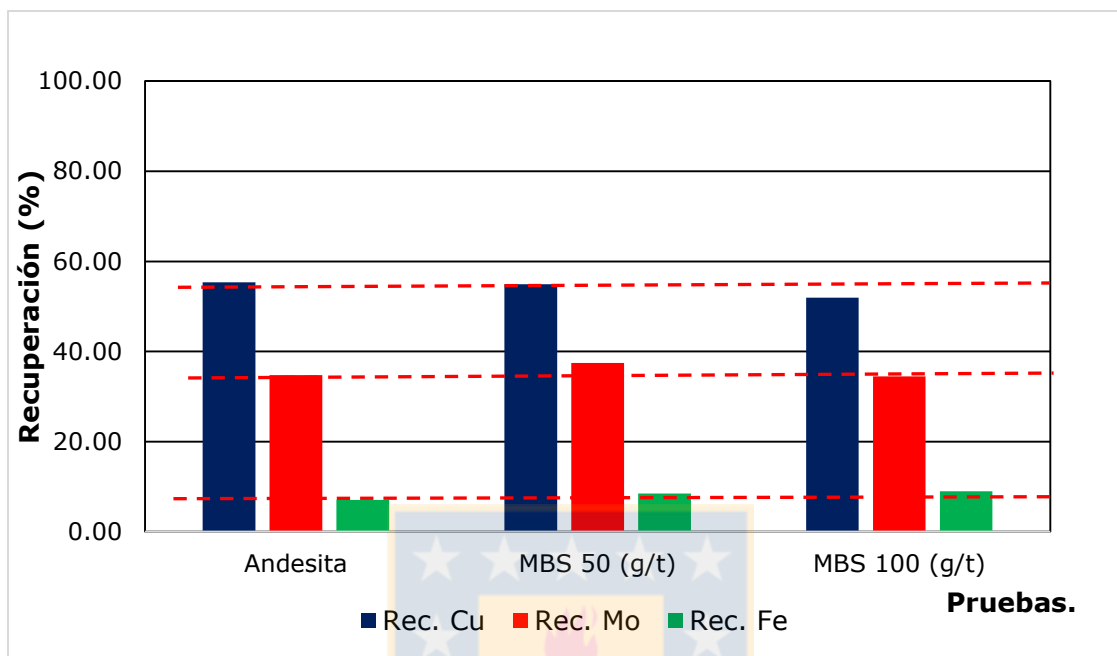


Figura 66. Evaluación del Metabisulfito de Sodio, a diversas dosificaciones, para la muestra andesita.

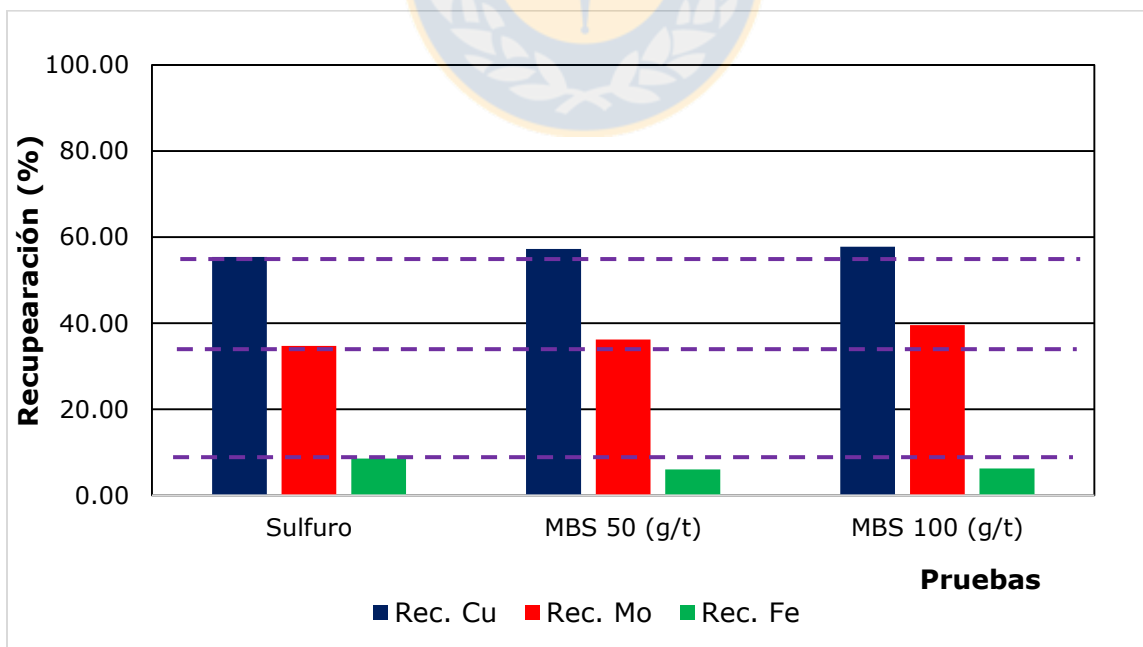


Figura 67. Evaluación del Metabisulfito de Sodio, a diversas dosificaciones, para la muestra de Sulfuro.

11.2. ANEXO 2: Flotación en función del colector utilizado.

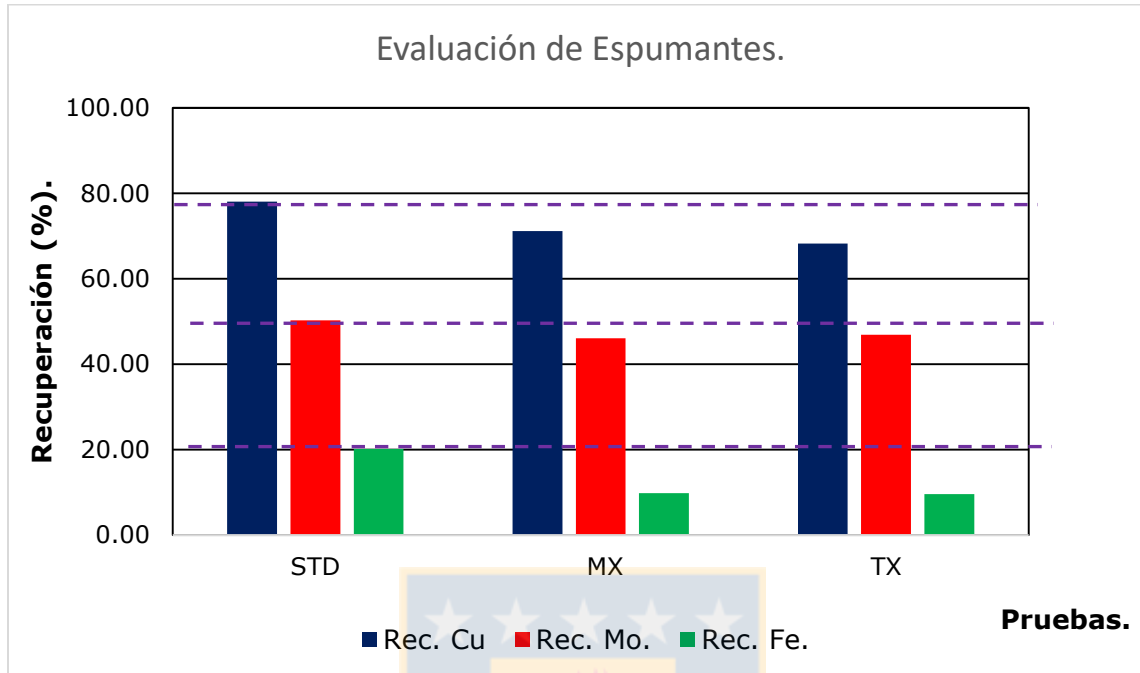


Figura 68. Evaluación de colectores de flotación sin usar MX7017 y TX15216.

11.3. ANEXO 3: Flotación en función del colector utilizado.

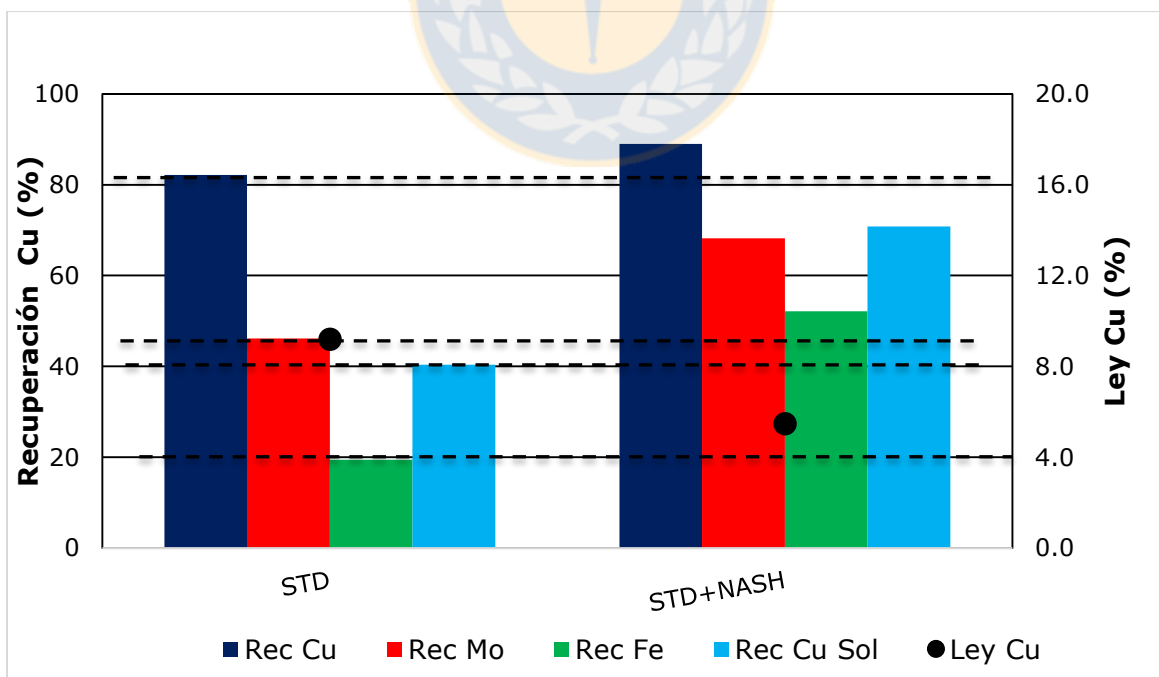


Figura 69. Evaluación del efecto del NASH en la flotación de la muestra UGM 840.

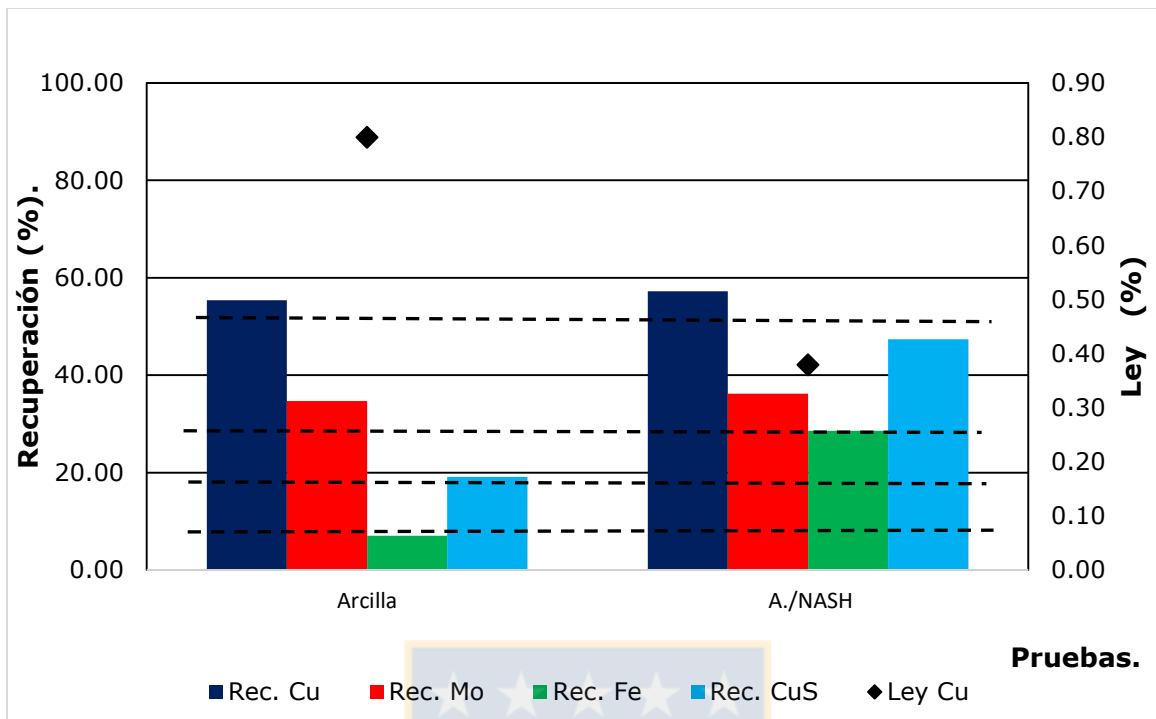


Figura 70. Evaluación del efecto del NASH en la flotación de la muestra UGM 850.

11.4. ANEXO 4: Resultados análisis Quemscan y DRX.

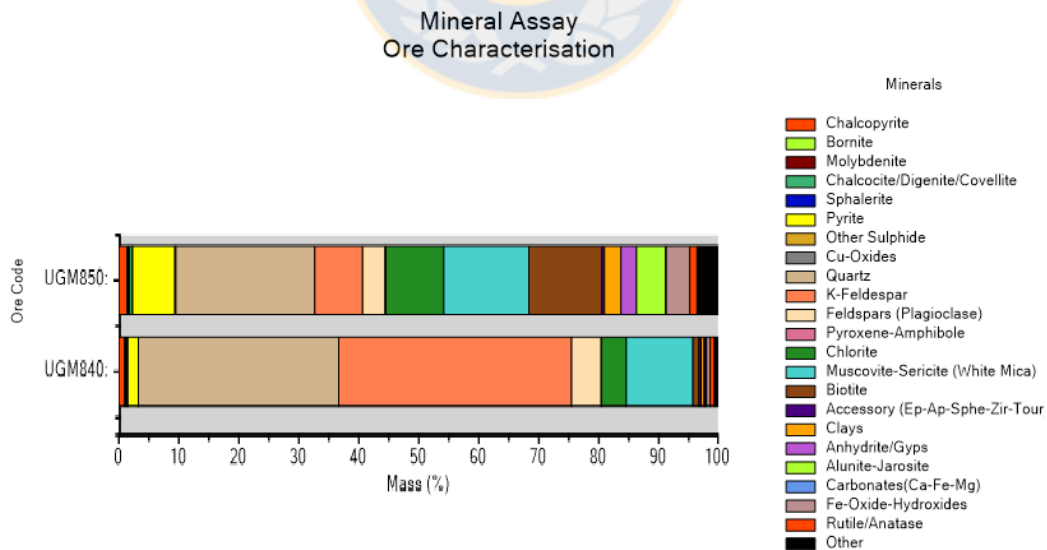


Figura 71. Diagrama del porcentaje en peso acumulativo de la mineralogía en las muestras.

Element/samples	Elemental Mass (%)	
	UGM840	UGM850
Cu (QEMSCAN)	0.49	0.93
Fe (QEMSCAN)	2.31	9.28
Mo (QEMSCAN)	0.14	0.11
Mineral/samples	Mineral Mass (wt.%)	
	UGM840	UGM850
Chalcopyrite	1.00	1.37
Bornite	0.01	0.18
Molybdenite	0.24	0.18
Chalcocite/Digenite/Covellite	0.21	0.55
Sphalerite	0.03	0.00
Pyrite	1.75	7.08
Other Sulphide	0.00	0.00
Cu-Oxides	0.02	0.13
Quartz	33.43	23.20
K-Feldspar	38.87	7.98
Feldspars (Plagioclase)	4.96	3.77
Pyroxene-Amphibole	0.02	0.12
Chlorite	4.16	9.67
Muscovite-Sericite (White Mica)	11.13	14.19
Biotite	1.00	12.16
Accessory (Ep-Ap-Sphe-Zir-Tour)	0.35	0.47
Clays	0.52	2.74
Anhydrite/Gyps	0.13	2.62
Alunite-Jarosite	0.27	4.85
Carbonates (Ca-Fe-Mg)	0.01	0.09
Fe-Oxide-Hydroxides	0.60	3.95
Rutile/Anatase	0.73	1.21
Other	0.57	3.48
Sum	100.0	100.0

Figura 72. Porcentaje en peso encontrado para las distintas especies.

Tabla 16. Resultados cualitativos mediante difracción de rayos X en la roca total.

Muestra	Mineralogía cualitativa									
	Cuarzo	Feldspatos K	Micas	Clinocloro	Yeso	Calcopirita	Molibdenita	Pirita	Esmectita	Anhidrita
UGM-840	***	**	*	*	*	*	*	*	Tr	-
UGM-850	***	*	*	*	**	-	*	*	-	*

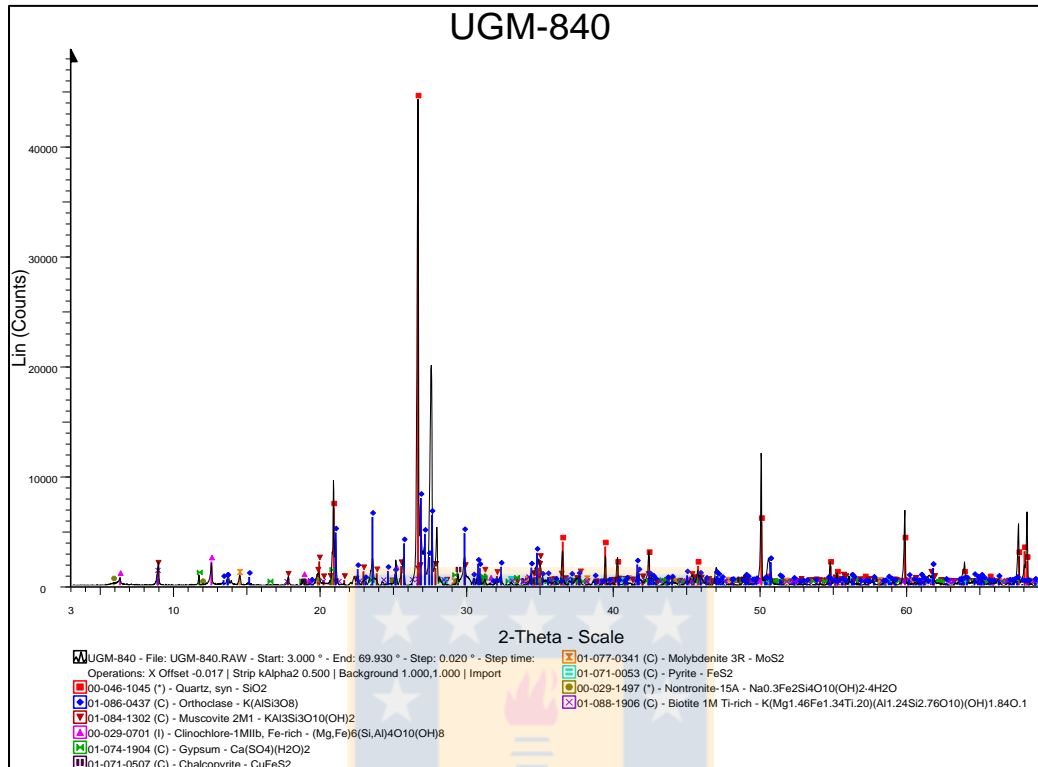


Figura 73. Análisis DRX muestra Sulfuro profundo (UGM 840).

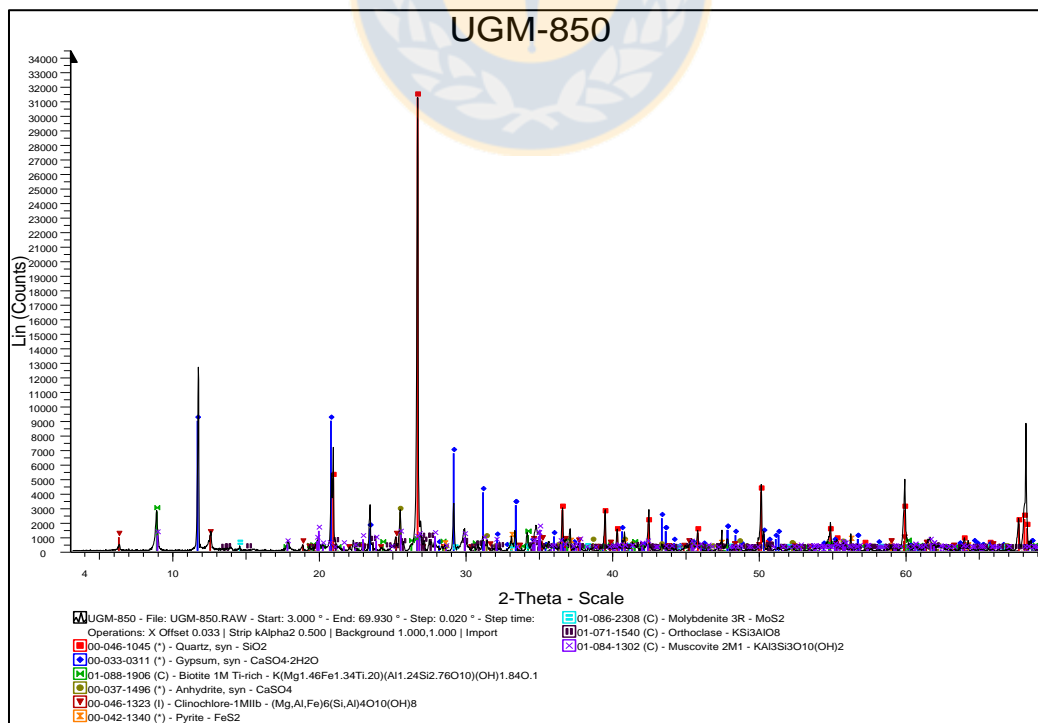


Figura 74. Análisis DRX muestra andesita (UGM 850).

11.5. ANEXO 5: Análisis químico por malla.

Tabla 17. Resultados obtenidos según el tamaño de partícula para la UGM 840.

Malla	Masa (g)	% Cu	% Fe	% Mo	% CuS
16	256,1	0,24	1,23	0,087	0,003
20	186,3	0,23	1,14	0,079	0,003
30	179,2	0,24	1,22	0,075	0,002
40	172,4	0,22	1,32	0,067	0,003
50	132,2	0,22	1,66	0,064	0,004
70	115,0	0,26	1,89	0,058	0,005
100	93,9	0,32	2,02	0,056	0,006
140	70,4	0,47	2,43	0,082	0,003
200	58,3	0,54	2,36	0,086	0,005
270	49,2	0,63	2,43	0,108	0,006
325-400- 500	18,0	0,70	2,44	0,151	0,013

Tabla 18. Resultados obtenidos según el tamaño de partícula para la UGM 850.

Malla	Masa (g)	% Cu	% Fe	% Mo	% CuS
16	209,3	0,81	4,89	0,067	0,038
20	188	0,65	5,21	0,074	0,038
30	176	0,67	5,31	0,060	0,042
40	157,9	0,68	5,95	0,062	0,047
50	144,6	0,77	6,59	0,066	0,054
70	117,0	0,86	7,72	0,067	0,069
100	93,0	0,96	8,96	0,070	0,078
140	85,2	1,09	9,83	0,073	0,082
200	52,6	1,29	11,11	0,082	0,106
270	41,0	1,41	11,63	0,080	0,139
325-500	17,6	1,41	10,55	0,087	0,157

11.6. Anexo 6: Clasificación de los silicatos.

Tabla 19. Propiedades Físico químicas de los silicatos

Silicato	Formula	Densidad (g/t)	Dureza Mohs	Flotabilidad
Talco	$\text{Ca}_2(\text{Mg, Fe})_5[\text{Si}_4\text{O}_{11}]_2(\text{OH})_2$	2,6-2,8	1	Alta Flotabilidad
Pirofilita	$\text{Al}_2[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_2$	2,7-2,9	1-2	Alta Flotabilidad
Clorita	$(\text{Mg, Al})_6(\text{OH})_8(\text{Si, Al})_2$	2,7-3,2	2-3,5	Alta Flotabilidad
Serpentina	$\text{Mg}_6[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_8$	2,5-2,7	2,5-3,5	Expande con agua Alta Flotabilidad
Caolinita	$\text{Al}_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_8$	2,6	1	Alta Flotabilidad
Bentonita	$\text{Al}_2[\text{Si}_4\text{O}_{10}](\text{OH})_2n\text{H}_2\text{O}$	2,5-2,76	1	Expande con el agua Alta Flotabilidad
Smectita	$((\text{Mg}_{0,33}\text{Al}_{1,67})_2(\text{OH})_2[\text{Si}_2\text{O}_5])\text{Na}_{0,33}(\text{H}_2\text{O})_4$	2-3	1,5	Expande con el agua Alta Flotabilidad
Sericita	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	2,7-3,1	2-3	Alta Flotabilidad
Biotita	$\text{K}(\text{Mg, Fe})_3[\text{AlSi}_3\text{O}_{10}](\text{OH, F})_2$	2,9-3,2	2-3	Alta Flotabilidad
Flogopita	$\text{KMg}_3[\text{Si}_3\text{AlO}_{10}][\text{F, OH}]$	2,7-2,85	2-3	Alta Flotabilidad
Cuarzo	SiO_2	2,65	7	Mineral Hidrofílico
Ortoclasa	$\text{K}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$	2,6	6-6,5	Mineral Hidrofílico
Albita	$\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$	2,6	6-7	Mineral Hidrofílico
Andesita	$(\text{Na, Ca})(\text{Si, Al})_4\text{O}_8$	2,7	6-6,5	Mineral Hidrofílico

11.7. Anexo 7: Comparación pruebas de flotación de blending realizando molienda de las UGMs en conjunto y separada.

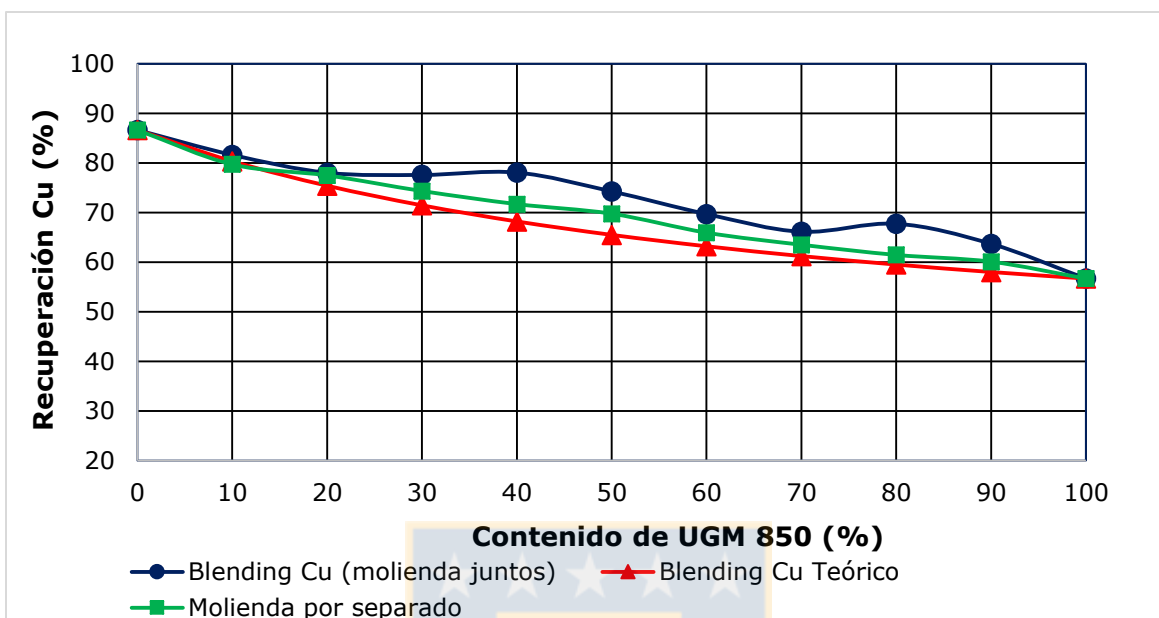


Figura 75. Comparación curvas de blending Cu realizando distinto procedimiento de molienda.

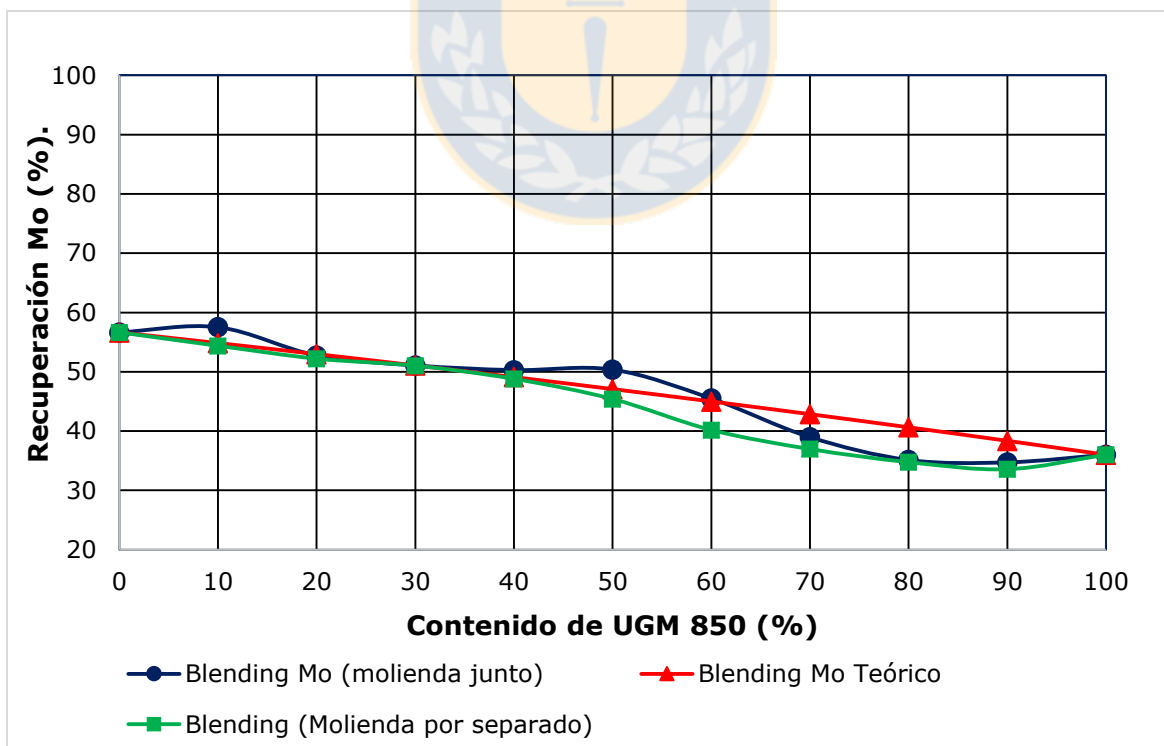


Figura 76. Comparación curvas de blending Mo realizando distinto procedimiento de molienda.