

**UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN**  
Facultad de Ingeniería  
Departamento de Ingeniería Metalúrgica

**Profesor Patrocinante**  
Dr. Leopoldo Gutiérrez B.

**“EVALUACIÓN DEL ACONDICIONAMIENTO POR  
SEPARADO DE PARTÍCULAS GRUESAS Y FINAS EN LA  
FLOTACIÓN ROUGHER DE TRES MINERALES  
SULFURADOS DE COBRE”**

**MARTÍN ANDRÉS SANTOS MEDINA**

Informe de Memoria de Título  
para optar al Título de  
Ingeniero Civil Metalúrgico

**Marzo, 2018**

## AGRADECIMIENTOS

Al finalizar uno de los ciclos más importantes de mi vida, es difícil encontrar las palabras necesarias para expresar las sensaciones que me invaden en este momento. Esto quizás se debe a que concluyo un largo camino, con alegrías, frustraciones y un sin número de emociones que el hombre pueda tener. Pero es hora de hacer el balance. Y bueno, solo puedo decir que fue una gran experiencia, llena de aprendizajes que de seguro serán los pilares para mi futuro como profesional y persona.

Es por eso que quiero partir agradeciéndoles a mis amigos que conocí en mi etapa universitaria, entre ellos Valentina, Selfa, Constanza, Danilo, Chávez, Daniel y Miguel, por el constante apoyo, compañía y ayuda brindada durante mi vida como estudiante. También debo agradecer infinitamente a Romina por su amistad y ayuda casi divina en esta última etapa de mi memoria de título, sin tu ayuda no hubiese terminado.

A mi profesor tutor, el “profe Leo”, por darme la confianza y oportunidad de trabajar en este proyecto. Junto a él, agradecer a otros profesores como el profesor Parada y a la gente de laboratorio que siempre me prestaron ayuda de buena manera, el maestro León, Andrés, Florencia, entre otros.

A mi familia, por el cariño y preocupación que siempre han tenido conmigo, muchas veces dejando de lado actividades para ir en mi ayuda. Es por eso que solo tengo palabras de agradecimiento para mis hermanos y en especial para mi tía Albertina.

Por último, quiero terminar agradeciendo a las personas más importantes en mi vida; mis padres Néstor y Dalila, que se sacrificaron para poder darme la mejor formación y las mejores herramientas para la vida. Los quiero.

## RESUMEN

El objetivo principal del presente trabajo es evaluar el acondicionamiento por separado de las fracciones finas y gruesas en la flotación rougher de tres minerales sulfurados de cobre.

Para lograr el objetivo antes mencionado, se escogieron tres minerales sulfurados de cobre con distintas leyes de este metal, posteriormente se procedió a realizar las pruebas de flotación en una celda de laboratorio EDEMET de 1.5 litros bajo condiciones normales de acondicionamiento. De los resultados obtenidos en estas pruebas se establecieron los valores de recuperación de cada uno de los elementos analizados en este estudio, los cuales se utilizaron como valores de referencia para las posteriores pruebas con acondicionamiento separado.

Luego, para analizar el efecto de un acondicionamiento por separado de las fracciones finas y gruesas se utilizaron tres mallas de corte para los minerales M1 y M3, y una para el mineral M2, las cuales se escogieron de acuerdo al  $P_{50}$  obtenido del análisis granulométrico de cada uno de los minerales empleados en el presente trabajo. De este modo, una vez terminada la molienda, se separó la pulpa mediante los tamices seleccionados en dos fracciones, una gruesa y otra fina, para luego realizar el acondicionamiento por separado de ambas fracciones, agregando los reactivos de flotación a cada fracción a razones de dosificación 1:1, 1:2, 1:3 y 1:4 (dosis fracción gruesa:dosis fracción fina), y a la vez, manteniendo la dosis global (dosis fracción gruesa más dosis fracción fina) de reactivos igual a la dosis aplicadas en las pruebas realizadas bajo un acondicionamiento normal para cada mineral empleado.

Las pruebas de flotación realizadas bajo este tipo de acondicionamiento arrojaron que en los tres minerales usados existe un aumento significativo en la recuperación de cobre, molibdeno y hierro, al realizar el acondicionamiento por separado con razones de dosificación de 1:2 o 1:3 (dosis fracción grueso:dosis fracción fina) principalmente, con respecto al acondicionamiento normal..

Con respecto al tamaño de corte, se observó un aumento en la recuperación de cobre y molibdeno a medida que se aumenta el tamaño de corte en los dos minerales analizados (M1 y M3), donde las máximas recuperaciones se alcanzaron con el uso de la malla 140.

## NOMENCLATURA Y ABREVIACIONES

$\text{CuFeS}_2$ = calcopirita

$\text{MoS}_2$ = molibdenita

$\text{FeS}_2$ = pirita

Cu: Cobre

Mo: Molibdeno

Fe: Hierro

$\text{H}_2\text{O}$ : agua

Xips: Xantato isopropílico de sodio

MIBC: Metil isobutil carbinol

CaO: Cal

pH: potencial de hidrógeno

MB: Molino de bolas.

min: minuto

seg: segundo

g: gramo

l: litro

$\mu\text{m}$ : micrones.

m: metro

$\text{m}^2$ : metros cuadrados.

$\text{M}^3$ : metros cúbicos.

rpm: revoluciones por minuto.

tph: toneladas por hora.

$P_{80}$ : 80% del producto pasante por una malla.

$F_{80}$ : 80% de la alimentación pasante por una malla.

$M_f$ : Masa fracción fina.

$M_g$ : Masa fracción gruesa.

$D_f$ : Dosis de reactivo fracción fina.

$D_g$ : Dosis de reactivo fracción gruesa.

$D_t$ : Dosis de reactivo total o global.



## ÍNDICE GENERAL

1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. Objetivo general .....	2
1.2. Objetivos específicos.....	2
2. ANTECEDENTES.....	3
2.1. Principios de flotación.....	3
2.2. Acondicionamiento en flotación .....	5
2.2.1. Etapas de control en el acondicionamiento.....	6
2.2.2. Tasa de adsorción .....	7
2.2.3. Mecanismo de adsorción del colector.....	9
2.3. Efecto del tamaño de partícula en la flotación .....	11
2.4. Superficie específica .....	13
3. DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	14
3.1. Muestras y pruebas preliminares.....	14
3.2. Equipos e instrumentos .....	16
3.3. Reactivos y condiciones de operación.....	18
3.4. Procedimientos.....	19
4. RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	29
4.1. Prueba de flotación con acondicionamiento normal.....	29
4.1.1. Mineral M1.....	29
4.1.2. Mineral M2.....	32
4.1.3. Mineral M3.....	35
4.2. Flotación con acondicionamiento por separado .....	38
4.2.1. Mineral M1.....	38
4.2.2. Mineral M2.....	45
4.2.3. Mineral M3.....	51
5. CONCLUSIONES .....	57
6. RECOMENDACIONES.....	58
7. REFERENCIAS .....	59
ANEXO .....	60

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Esquema del proceso de flotación .....	3
Figura 2. Adhesión partícula-burbuja .....	4
Figura 3. Mineral hidrofílico .....	5
Figura 4. Mineral hidrofobizado por la adsorción de colector .....	6
Figura 5. Fases líquidas que rodean la partícula.....	7
Figura 6. Tanque acondicionador.....	8
Figura 7. Control de la tasa de adsorción.....	9
Figura 8. Relación entre la concentración de colector en la solución y la superficie .....	10
Figura 9. Cinética de molienda .....	15
Figura 10. Perfil granulométrico minerales M1, M2 y M3.....	16
Figura 11. Celda EDEMET 1.5 litros. ....	17
Figura 12. Concentrado y Cola resultante.....	21
Figura 13. Queque obtenido del filtrado. ....	22
Figura 14. Tamizaje de la pulpa.....	26
Figura 15. Acondicionamiento por separado.....	27
Figura 16. Esquema de flotación con acondicionamiento por separado de finos y gruesos. .....	28
Figura 17. Recuperaciones en flotación con acondicionamiento normal mineral M1.....	29
Figura 18. Leyes de concentrados de flotación con acondicionamiento normal mineral M1. .....	30
Figura 19. Recuperaciones en flotación con acondicionamiento normal mineral M2.....	32
Figura 20. Leyes de concentrados de flotación con acondicionamiento normal mineral M2. .....	33
Figura 21. Recuperaciones en flotación con acondicionamiento normal mineral M3.....	35
Figura 22. Leyes de concentrados de flotación con acondicionamiento normal mineral M3. .....	36
Figura 23. Recuperación de cobre mineral M1.....	38
Figura 24. Ley de cobre concentrado mineral M1. ....	40
Figura 25. Recuperación molibdeno mineral M1.....	41
Figura 26. Ley de molibdeno concentrado mineral M1.....	42
Figura 27. Recuperación hierro mineral M1. ....	43
Figura 28. Ley de hierro concentrado mineral M1. ....	44
Figura 29. Recuperación cobre mineral M2.....	45

Figura 30. Ley de cobre concentrado mineral M2. ....	46
Figura 31. Recuperación molibdeno mineral M2. ....	47
Figura 32. Ley de molibdeno concentrado mineral M2. ....	48
Figura 33. Recuperación hierro mineral M2. ....	49
Figura 34. Ley de hierro concentrado mineral M2. ....	50
Figura 35. Recuperación cobre mineral M3.....	51
Figura 36. Ley de cobre concentrado mineral M3. ....	52
Figura 37. Recuperación molibdeno mineral M3. ....	53
Figura 38. Ley de molibdeno concentrado M3. ....	54
Figura 39. Recuperación hierro mineral M3. ....	55
Figura 40. Ley de hierro concentrado M3.....	56



## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Muestras de minerales utilizados. ....	14
Tabla 2. Análisis químico y densidades de las muestras. ....	14
Tabla 3. Tiempo de molienda.....	15
Tabla 4. Condiciones de operación.....	18
Tabla 5. Concentración de reactivos.....	19
Tabla 6. Porcentaje de sólidos.....	20
Tabla 7. Mallas de corte y masas obtenidas del tamizaje.....	23
Tabla 8. Mallas de corte y razones de dosificación utilizadas en cada prueba. ....	24
Tabla 9. Resultados pruebas de cinética de molienda mineral M1.....	60
Tabla 10. Resultados pruebas de cinética de molienda mineral M2.....	60
Tabla 11. Resultados pruebas de cinética de molienda mineral M3.....	60
Tabla 12. Análisis granulométrico mineral M1.....	61
Tabla 13. Análisis granulométrico mineral M2.....	61
Tabla 14. Análisis granulométrico mineral M3.....	61
Tabla 15. Concentraciones obtenidas mineral M1.....	62
Tabla 16. Concentraciones obtenidas mineral M2.....	62
Tabla 17. Concentraciones obtenidas mineral M3.....	63
Tabla 18. Resultados recuperación de cobre mineral M1.....	64
Tabla 19. Resultados recuperación de molibdeno mineral M1. ....	65
Tabla 20. Resultados recuperación de hierro mineral M1. ....	66
Tabla 21. Resultados recuperación de cobre mineral M2.....	67
Tabla 22. Resultados recuperación de molibdeno mineral M2. ....	67
Tabla 23. Resultados recuperación de hierro mineral M2. ....	68
Tabla 24. Resultados recuperación de cobre mineral M3.....	69
Tabla 25. Resultados recuperación de molibdeno mineral M3. ....	70
Tabla 26. Resultados recuperación de hierro mineral M3. ....	71
Tabla 27. Duplicado mineral M1.....	72
Tabla 28. Duplicado mineral M2.....	72
Tabla 29. Duplicado mineral M3.....	73



**ÍNDICE DE ECUACIONES**

Ecuación 1.....	4
Ecuación 2.....	23
Ecuación 3.....	23
Ecuación 4.....	24
Ecuación 5.....	25



## 1. INTRODUCCIÓN

Chile posee las mayores reservas de cobre en el mundo. Esto ha llevado a que este recurso sea la principal exportación chilena. En este contexto, la minería se ha posicionado como la principal industria y sector estratégico para el desarrollo del país. En los últimos años, el precio del cobre ha experimentado varias fluctuaciones en su valor, con crecientes costos de producción. Frente a esta situación, resulta fundamental la implementación de nuevas tecnologías y técnicas de procesamiento que permitan optimizar la producción y disminuir los costos productivos.

Las principales reservas de cobre se encuentran constituidas principalmente por sulfuros de cobre tales como calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ) y bornita ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ). Además estos minerales generalmente presentan asociaciones con sulfuros de otros metales base tales como molibdenita ( $\text{MoS}_2$ ) y pirita ( $\text{FeS}_2$ ). Por este motivo, estos minerales son procesados por medio de la flotación, a partir de la cual se genera concentrados ricos en cobre y molibdeno, los cuales pueden ser comercializados directamente. La flotación es el proceso más utilizado para concentrar minerales sulfurados de cobre y molibdeno. Por lo tanto, los cambios que se realicen en este proceso impactan significativamente en la producción. Dentro de los requisitos fundamentales que deben cumplir las partículas para que floten, están poseer un tamaño adecuado y una superficie hidrofóbica. Pero dado que los sulfuros de cobre presentan baja hidrofobicidad de forma natural, previo a la flotación, se realiza una etapa de acondicionamiento que tiene por objetivo inducir hidrofobicidad a las partículas mediante el uso de reactivos orgánicos conocidos como colectores. De esta manera se generan las condiciones fisicoquímicas necesarias para que se lleve a cabo el proceso.

Considerando los aspectos mencionados anteriormente, el presente trabajo tiene por objetivo evaluar la influencia en la recuperación de cobre, molibdeno y hierro en tres distintos minerales provenientes de yacimientos tipo pórfidos, al realizar un acondicionamiento por separado de partículas finas y gruesas, utilizando una dosificación de reactivos fraccionada para cada parte.

### **1.1. Objetivo general**

Evaluar el acondicionamiento por separado de partículas gruesas y finas en la flotación rougher de distintos minerales sulfurados de cobre.

### **1.2. Objetivos específicos**

- a) Maximizar la recuperación de cobre y molibdeno.
- b) Establecer al acondicionamiento por separado como un procedimiento favorable a implementar en la flotación rougher.
- c) Evaluar el efecto del tamaño de corte en la separación de las partículas finas y gruesas para su acondicionamiento por separado.
- d) Evaluar el efecto de la razón de dosificación de reactivos de flotación para cada fracción mineral.



## 2. ANTECEDENTES

### 2.1. Principios de flotación

La flotación es la etapa de concentración más utilizada en la industria minera, con millones de toneladas de mineral procesados diariamente. Sus aplicaciones van desde el procesamiento de minerales sulfurados de cobre hasta sistemas más complejos como la separación de cobre, plomo y zinc. Otros usos de la flotación incluyen separaciones bioquímicas y de polímeros, purificación de aguas residuales y el destintado del papel reciclado.

El proceso de flotación utiliza las diferencias en las propiedades fisicoquímicas de las superficies de las partículas a separar, específicamente las diferencias en hidrofobicidad. Las burbujas inyectadas desde el fondo de la celda de flotación suben a través de una suspensión sólido-líquida heterogénea, captando a las partículas sólidas de interés, que debido a su hidrofobicidad se unen preferentemente a una burbuja formando los agregados partícula-burbuja, los cuales al poseer una baja densidad aparente respecto a la pulpa, flotan y ascienden a través de ésta. De esta manera, las partículas hidrofóbicas adheridas a las burbujas, son retiradas de la suspensión como concentrado. En la Figura 1 se presenta un esquema básico del proceso de flotación, donde se muestran las distintas corrientes de flujo que hay en una celda.

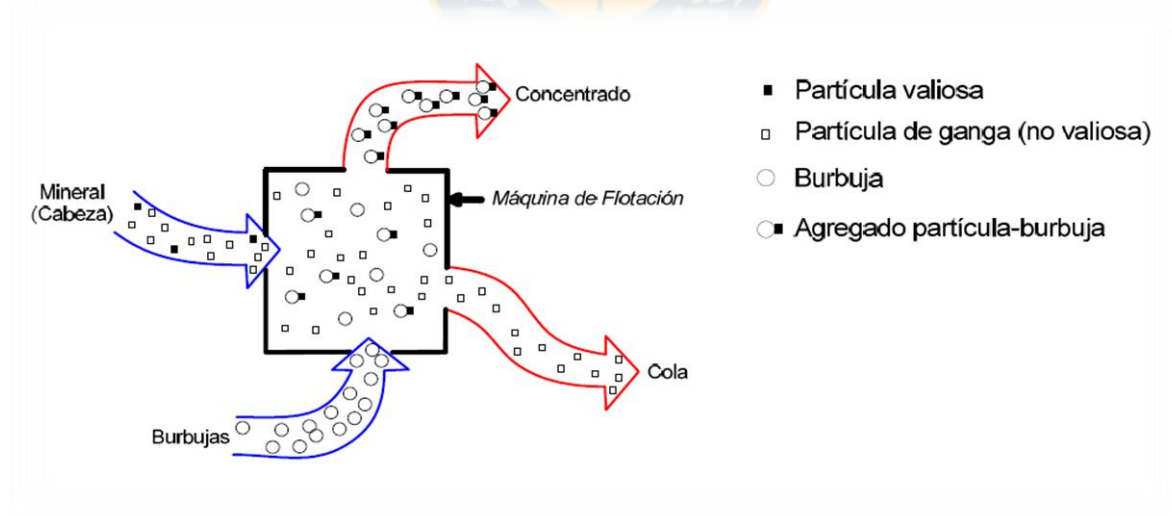


Figura 1. Esquema del proceso de flotación (Gutiérrez L, 2015).

La hidrofobicidad es una de las características más importantes en la flotación, debido a que es la fuerza impulsora del proceso. Esta se define como la capacidad que posee una superficie de impedir la interacción con las moléculas de agua, por lo que repele

o desplaza a éstas últimas y favorece la interacción con las burbujas de gas dentro de la celda. La hidrofobicidad de los minerales puede ser natural como en el caso de la molibdenita, talco, azufre, o bien inducida como en el caso de los sulfuros de cobre por la acción de colectores. En la Figura 2 se presenta una ilustración de la formación de los agregados partícula-burbuja.

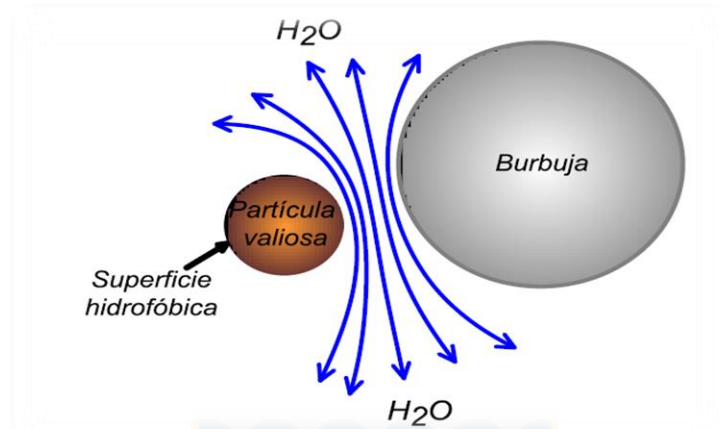


Figura 2. Adhesión partícula-burbuja (Gutiérrez L, 2015).

La flotación de una partícula, también se puede asumir como un fenómeno probabilístico, de esta manera la probabilidad de flotación considera cuan factible es que una partícula y una burbuja se adhieran y reporten a la espuma de la celda de flotación. Este concepto es de utilidad a la hora de analizar la probabilidad de flotar de algunas partículas, en especial, aquellas que se encuentra fuera del rango de tamaño óptimo de la flotación. La probabilidad de flotación ( $P_f$ ) se puede expresar matemáticamente de acuerdo a la siguiente expresión.

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

$P_c$ : Probabilidad de colisión = f (tamaño de partícula, tamaño de burbuja, flujo de aire, máquina de flotación, variables de pulpa, reología de suspensiones).

$P_a$ : Probabilidad de adhesión = f (tiempo de colisión, tiempo de inducción).

$P_s$ : Probabilidad de formación de un par estable = f (ángulo de contacto).

$P_d$ : Probabilidad de desadhesión = f (hidrodinámica).

## 2.2. Acondicionamiento en flotación

El proceso de acondicionamiento se realiza con el propósito de preparar la superficie de los minerales para la flotación. Para ello se adicionan los reactivos de flotación a utilizar en la pulpa, mezclándose en esta etapa, para provocar la diseminación uniforme de los reactivos a través de la pulpa, y con ello, alterar la hidrofobicidad natural de las superficies de los minerales de interés mediante la adsorción de estos. Por lo general, la superficie de un mineral de interés se hace hidrofóbica, mediante el uso de un colector, mientras la ganga no se altera o bien se hace hidrofílica, con el uso de un depresante. La superficie de un mineral también se puede alterar mediante variaciones en las condiciones fisicoquímicas de la pulpa, como por ejemplo el pH o potencial, induciendo cambios en la hidrofobicidad que permiten la posterior separación de las distintas especies mineralógicas presentes en una pulpa por medio de la flotación.

Como se mencionó anteriormente, el proceso de acondicionamiento consiste en alterar la hidrofobicidad de las superficies de los minerales. Por lo tanto, es importante comprender los fenómenos fisicoquímicos que producen cambios en las propiedades superficiales de las partículas por medio de la adsorción de un colector. A continuación, en la Figuras 3 se presenta el caso de un mineral hidrofílico, donde se puede apreciar como los iones libres presentes en la superficie del mineral interactúan con las moléculas polares de agua.

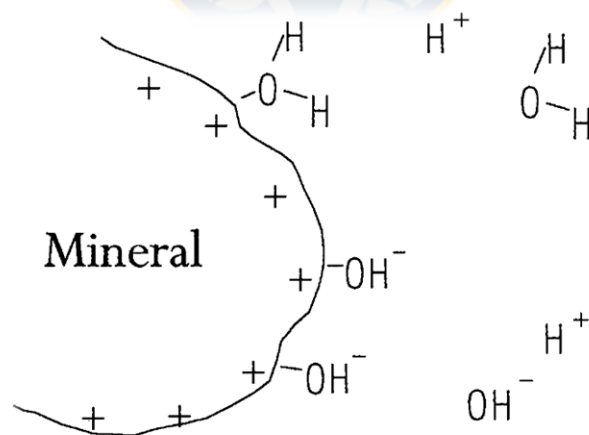


Figura 3. Mineral hidrofílico (Henwood D, 1994).

Por otro lado, en la Figura 4 se presenta el caso de un mineral hidrofobizado, donde se puede apreciar como las moléculas de agua se desplazan por la acción de las moléculas de colector, las cuales poseen un extremo polar que se une a la superficie y otro no polar que permite generar un recubrimiento hidrofóbico.

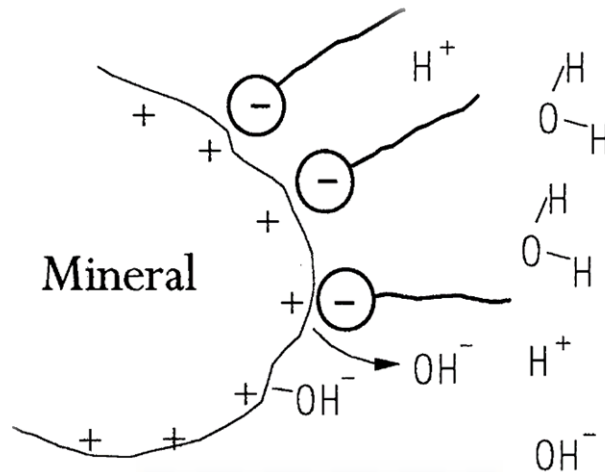


Figura 4. Mineral hidrofobizado por la adsorción de colector (Henwood D, 1994).

### 2.2.1. Etapas de control en el acondicionamiento

La adsorción de colector sobre la superficie de un mineral involucra dos mecanismos, difusión hacia la superficie del mineral y desplazamiento de agua (por la acción del colector), los cuales se ven a continuación

Difusión hacia la superficie del mineral: Este etapa se ilustra en la Figura 5, donde se puede ver cómo el colector difunde desde la fase líquida (pulpa) hasta la superficie de la partícula, a través de la capa de líquido estacionaria que envuelve la partícula. La fuerza impulsora de esto, es el gradiente de concentración del colector  $\Delta c/\Delta r$ , donde  $\Delta c$  es la diferencia de concentración de colector entre la superficie del mineral y la fase líquida, y  $\Delta r$  es la distancia que debe recorrer el colector para adsorberse en la superficie de la partícula de mineral.

La razón de difusión es proporcional al gradiente de concentración, por lo tanto, la tasa de difusión de colector hacia la superficie del mineral se puede incrementar de dos maneras, incrementando la concentración de colector en la fase líquida (pulpa) o bien reduciendo la distancia que el colector debe recorrer  $\Delta r$ , para lo cual se debe incrementar

la turbulencia mediante la agitación de la pulpa. Si esta etapa es el factor limitante de la adsorción, entonces la tasa de adsorción está controlada por difusión de colector.

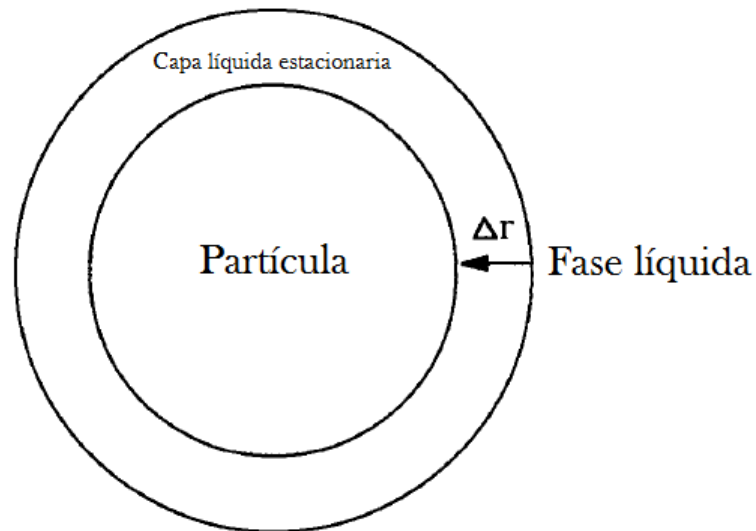


Figura 5. Fases líquidas que rodean la partícula (Henwood D, 1994).

Desplazamiento de agua: Esta etapa está determinada por la energía requerida para desplazar la delgada capa de líquido estacionaria que envuelve la partícula, y ésta es afectada por la polaridad y la fuerza de los enlaces. Este factor es en gran parte afectado por el pH, las propiedades fisicoquímicas de la superficie del mineral y la temperatura. Si esta etapa es el factor limitante de la adsorción, entonces la tasa de adsorción está controlada por la adsorción del colector.

### 2.2.2. Tasa de adsorción

En la práctica, el acondicionamiento se lleva a cabo en tanques de agitación por donde la pulpa fluye de manera continua, y una cantidad medida de reactivos es agregada (también de manera continua). Por lo tanto, se puede aplicar la teoría del reactor de tanque agitador. En la Figura 6 se puede ver un ejemplo de este tipo de tanques.



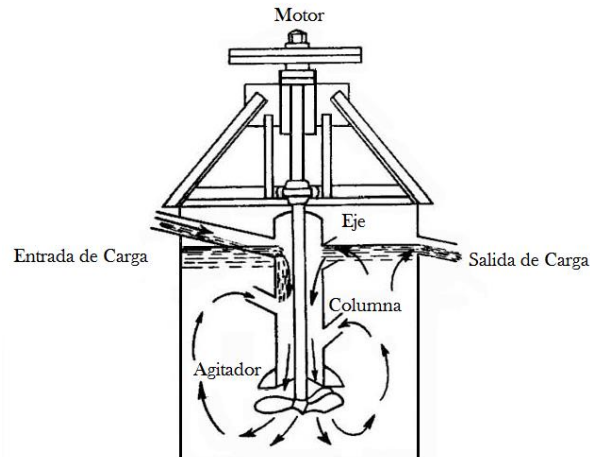


Figura 6. Tanque acondicionador (Bravo A, 1994).

De acuerdo con la teoría del tanque agitador, el aspecto más importante a determinar en el acondicionamiento, es ver cuál de las variables de acondicionamiento tiene el mayor efecto en el sistema, es decir, si el factor limitante es la difusión o adsorción de colector. En la Figura 7 muestra como la tasa de adsorción se relaciona con el nivel de agitación en un tanque de acondicionamiento. En esta figura también se puede ver, como inicialmente, con una baja agitación, la tasa de adsorción es baja. Esto se debe a que la capa de líquido estacionaria es más gruesa a una baja agitación y por lo tanto la difusión hacia la superficie limita la tasa de adsorción. A medida que se aumenta la agitación, la capa de líquido estacionaria se reduce y con ello la tasa de adsorción aumenta. Esto último ocurre hasta que se alcanza una etapa donde la difusión hacia la superficie tan rápida que cualquier colector adsorbido en la superficie del mineral es inmediatamente remplazado por un colector de la fase líquida (pulpa). De esta manera, el proceso de adsorción llega a ser controlado por la misma adsorción, y por ende, un aumento en la agitación no tiene efectos en la tasa de adsorción.

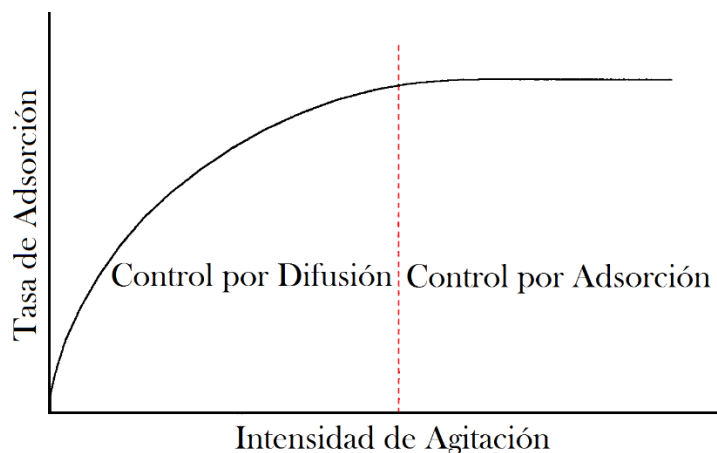


Figura 7. Control de la tasa de adsorción (Henwood D, 1994).

La agitación es probablemente la variable más importante en el proceso de acondicionamiento, pero además de esta, se tienen otras variables de distinta naturaleza que tienen un efecto significativo en la tasa de adsorción durante el acondicionamiento, las cuales se agrupan en tres categorías.

- I. Mineralógicas: Tipo de mineral, grado de liberación, tamaño de molienda, densidad de pulpa.
- II. Colector: tipo de colector (solubilidad, polaridad y tamaño de molécula), dosis, mecanismo de adsorción (adsorción física o química).
- III. Sistema: pH, tiempo, mezclado (potencia y turbulencia), método de agitación, temperatura, fuerza iónica.

### 2.2.3. Mecanismo de adsorción del colector

Los colectores son compuestos químicos orgánicos polares que permiten inducir hidrofobicidad en partículas de minerales en forma selectiva. Se componen de dos partes, una estructura polar, la que se adsorbe sobre la superficie de interés, y una parte apolar, que se orienta a la fase acuosa, generando un recubrimiento hidrofóbico sobre la superficie mineral que elimina los sitios iónicos que interactúan con el agua.

El mecanismo de adsorción del colector sobre la superficie del mineral está determinada por el equilibrio entre el colector en la solución y el colector de superficie. La Figura 8 muestra cómo la concentración del colector en solución se relaciona con las condiciones de la superficie del mineral. Inicialmente, las moléculas individuales del colector se unen a la superficie del mineral (A). Esto se debe a que hay mucha superficie mineral

disponible, y la adsorción ocurre fácilmente. A medida que se aumenta la dosis de colector, la adsorción aumenta y las moléculas de los colectores se unen y surgen las interacciones hidrofóbicas de sus colas que aumentan la estabilidad del colector adsorbido (B). Esta interacción se le conoce como formación hemi-micelar. De este modo la superficie se encuentra tan cubierta por el colector que las cargas superficiales están neutralizadas, y la disponibilidad de los sitios de adsorción es escasa, hasta que se llega al punto donde la superficie no puede aceptar más colectores (C). Una vez que se ha alcanzado el recubrimiento del mineral con una capa de colector. Cualquier aumento en la dosificación provoca la formación de micelas (D). Por encima de esta dosificación, la adsorción aumenta rápidamente como resultado que las moléculas de colector son atraídas hacia la superficie previamente cubierta por colector por medio de interacciones hidrofóbicas. De este modo, la hidrofobicidad disminuye significativamente cuando se produce la adsorción de una multicapa de colector.

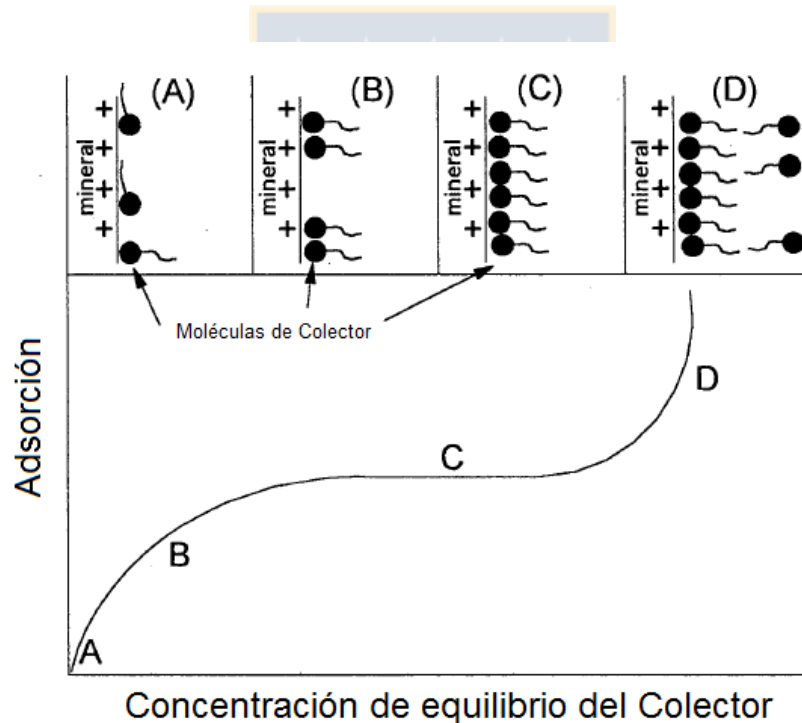


Figura 8. Relación entre la concentración de colector en la solución y la superficie (Henwood D, 1994).

### 2.3. Efecto del tamaño de partícula en la flotación

La granulometría es una de las variables que tiene mayor impacto en el proceso de flotación. En la práctica se ha observado que la eficiencia de la flotación en celdas convencionales disminuye cuando el tamaño de partícula es menor a 20  $\mu\text{m}$  y en el caso opuesto cuando el tamaño de partícula es mayor a 150  $\mu\text{m}$ , esto de acuerdo a (Bulatovic, 2007). De este modo, para flotar un mineral, se requiere una granulometría adecuada, esto se logra mediante sucesivas etapas de conminución tales como chancado y molienda, además de etapas intermedias de clasificación.

Una adecuada granulometría permite un mejor desempeño en la flotación, dado que se logra la liberación de los minerales de interés, de esta manera se deja expuesta la superficie del mineral a la acción de los reactivos, y con ello, se favorece la formación de los agregados partícula-burbuja.

En relación con la granulometría, las partículas finas poseen una baja eficiencia de flotación, esto se debe principalmente por la disminución en la probabilidad de colisión entre las partículas y burbujas de gas, esto de acuerdo a (Sutherland, 1948; Flint & Howarth, 1971). Otra característica de este tipo de partículas es la de poseer una mayor área superficial específica, que corresponde al área superficial por unidad de volumen, lo que implica la existencia de una mayor energía superficial. Por consiguiente, una mayor adsorción de colector y una menor selectividad en la adsorción de éste, según (Collins & Read, 1971).

Igualmente, debido a la mayor área superficial específica de las partículas finas con respecto a las gruesas. Ozgen y Sabah (2008) establecen que las partículas finas requieren una mayor concentración de colector para alcanzar cierto grado de hidrofobicidad. Por lo tanto, en un sistema de flotación en el que se encuentran partículas finas y gruesas, la mayor cantidad de colector agregado será adsorbido por la fracción de partículas finas, de esta manera las partículas gruesas no alcanzarán el nivel necesario de hidrofobicidad para flotar. Con el propósito de solucionar lo anterior, una opción sería aumentar la dosis de colector, pero según Bazin (2001), una excesiva dosificación de colector incrementaría el contenido de partículas finas en el concentrado, reduciendo de esta manera la eficiencia de la flotación. Por otro lado, Gen Huang, Hongxiang Xu, Liqiang Ma y Lun Wu (2016) propusieron la implementación de un acondicionamiento clasificado mediante la separación de partículas finas y gruesas. Esto último tuvo resultados significativamente mejores que realizar un acondicionamiento normal.

Otro aspecto relevante que tiene relación con las partículas finas, según Trahar (1981), es la ocurrencia de un gran arrastre mecánico en la recuperación de partículas muy finas, a diferencia de las partículas gruesas e intermedias en donde la recuperación ocurre por flotación genuina. Igualmente, Feng y Aldrich (1999) sostienen que en la flotación de partículas muy finas ocurre un arrastre mecánico no selectivo de partículas hidrofílicas, por lo que disminuye la ley de los concentrados.

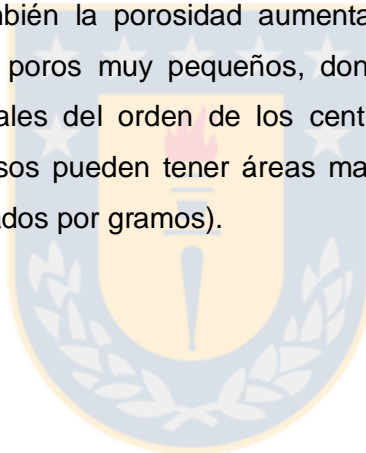
Con respecto a las partículas gruesas, éstas tienden a tener bajas recuperaciones debido a la baja liberación del mineral de interés. Además, Feng y Aldrich (1999) afirman que en la flotación de partículas gruesas, la estabilidad de la espuma es menor que el caso de la flotación de partículas finas. Por esta razón, los agregados partícula-burbuja tienden a romperse en la zona de turbulencia.



#### 2.4. Superficie específica

La superficie específica es una propiedad de los sólidos la cual corresponde a la relación entre el área superficial total y la masa del sólido o su volumen total, de esta manera, si se la define como área superficial dividida por masa, entonces sus unidades son  $\text{m}^2/\text{kg}$ , o área superficial dividida por el volumen, entonces sus unidades son  $\text{m}^2/\text{m}^3$  o  $\text{m}^{-1}$ . Es una magnitud que posee especial importancia en reacciones sobre superficies, catálisis heterogénea y adsorción. Por lo tanto, el análisis del área superficial específica de los minerales de una pulpa es de gran importancia para la flotación, y en especial para el proceso de acondicionamiento.

A medida que el tamaño de partícula disminuye, el área superficial por unidad de masas aumenta, esto último influye significativamente en el consumo de reactivos, en especial, en la adsorción de colector sobre las partículas de minerales, dado que es un fenómeno de superficie. También la porosidad aumenta aún más el área superficial, especialmente si se trata de poros muy pequeños, donde minerales molidos gruesos pueden tener áreas superficiales del orden de los centímetros cuadrados por gramo, mientras que materiales porosos pueden tener áreas mayores que un campo de fútbol (varios miles de metros cuadrados por gramos).



### 3. DESARROLLO EXPERIMENTAL

#### 3.1. Muestras y pruebas preliminares

##### 3.1.1. Muestras

Para llevar a cabo las diferentes pruebas de flotación, se utilizaron tres minerales sulfurados de cobre provenientes del norte de Chile. En la Tabla 1 se muestran los minerales con las respectivas masas utilizadas y lugar de procedencia.

Tabla 1. Muestras de minerales utilizados.

Mineral	Masa utilizada (Kg)	Mina
M1	20	Chuquicamata
M2	10	Chuquicamata
M3	20	Sierra Gorda

Previo a la homogeneización, estos minerales fueron reducidos de tamaño utilizando un chancador de rodillos para llegar a un producto de molienda de 100 % - #10. Sin embargo, esto se logró en el caso del mineral M3, en cambio para los minerales M1 y M2 se obtuvo un producto de molienda de 85 y 91% - #10 respectivamente. Luego, las muestras de mineral fueron roleadas, cuarteadas y separadas en bolsas plásticas para así, trabajar con muestras representativas de 500 gramos (M1 y M3) y 525 gramos (M2). Con el fin de caracterizar los minerales utilizados, se enviaron muestras de cabeza a análisis químico, además se midió la densidad utilizando la técnica de picnometría. Los resultados obtenidos se muestran a continuación en la Tabla 2.

Tabla 2. Análisis químico y densidades de las muestras.

Mineral	Ley de Cu (%)	Ley de Fe (%)	Ley de Mo (%)	Densidad g/cm <sup>3</sup>
M1	0.32	1.45	0.0008	2.72
M2	0.71	4.90	0.007	2.93
M3	1.59	2.54	0.061	2.78

##### 3.1.2. Cinética de molienda

Con el propósito de calcular el tiempo de molienda necesario para llegar a la granulometría requerida con un producto de molienda ( $P_{80}$ ) de 150 micrones (#100), se realizaron pruebas de cinética de molienda en un molino de bolas estándar de laboratorio Marcy. Para las pruebas llevadas a cabo con los minerales M1 y M3, se utilizaron 500 gramos de mineral y 246 mililitros de agua, mientras que para el mineral M2, se utilizaron 525 gramos y 255 mililitros de agua, lográndose así un 67% de sólido en masa en la etapa

de molienda. De los resultados obtenidos (anexo A1), se obtuvieron los siguientes tiempo de molienda de para los minerales usados, los cuales se presentan a continuación en la Tabla 3.

Tabla 3. Tiempo de molienda.

Mineral	Tiempo molienda
M1	8:51
M2	6:44
M3	7:19

Las curvas obtenidas se muestran a continuación en la Figura 9.

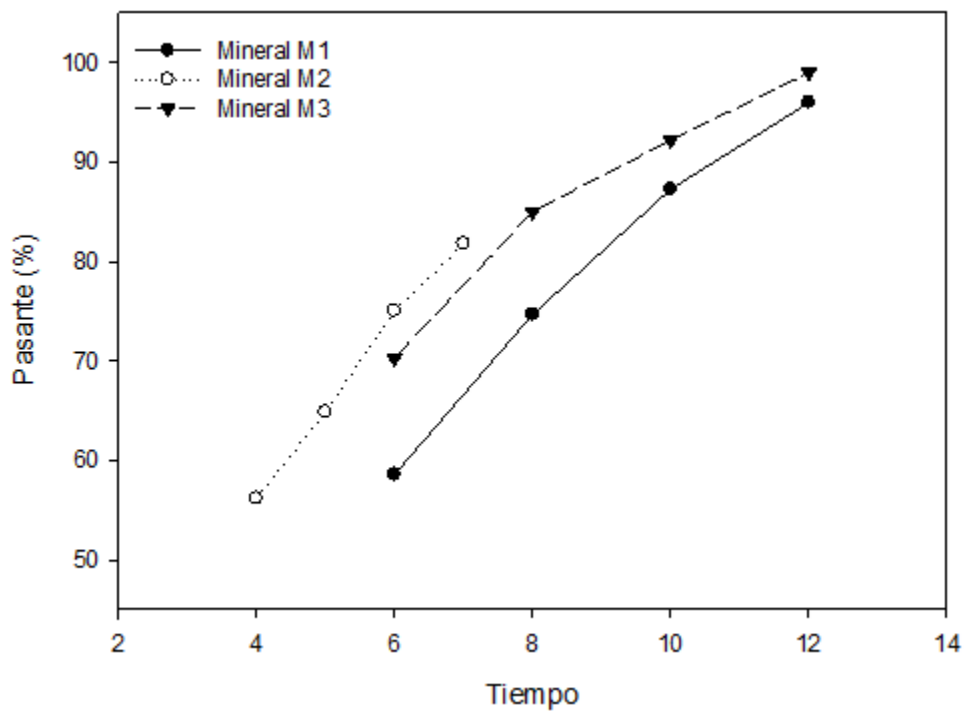


Figura 9. Cinética de molienda

### 3.1.3. Análisis granulométrico

Con el propósito de conocer el perfil granulométrico completo del producto de molienda que va a flotación de los distintos minerales empleados, se realizó un análisis granulométrico a cada una de las pulpas de los minerales que se descargaron del molino luego de una molienda de 8 minutos y 51 segundo, 6 minutos y 44 segundos, y 7 minutos y 19 segundos, para los minerales M1, M2 y M3 respectivamente. Las mallas empleadas en el tamizaje fueron #70, #80, #100, #140, #200, #270, #325, #400, donde el tamizaje con la malla 400 fue en húmedo, mientras los demás se realizaron en seco.



Las curvas obtenidas al graficar los resultados (anexo A2) se presentan a continuación en la Figura 10.

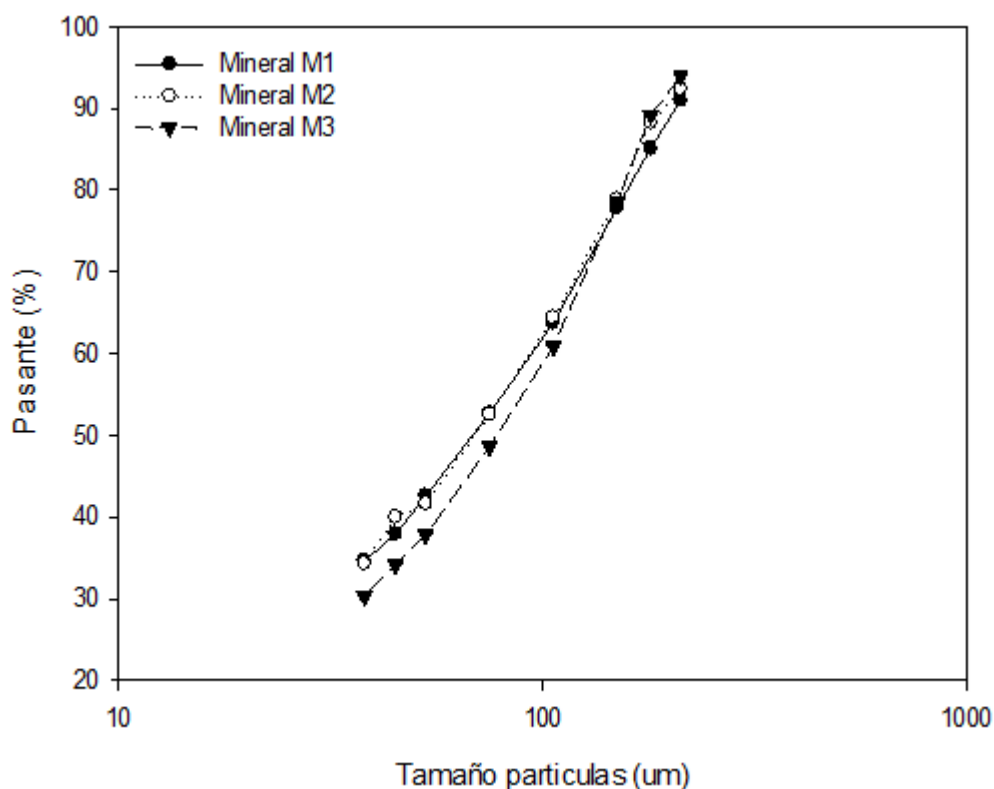


Figura 10. Perfil granulométrico minerales M1, M2 y M3.

### 3.2. Equipos e instrumentos

Entre los equipos e instrumentos de laboratorio utilizados para llevar a cabo las distintas pruebas realizadas, destacan aquellos empleados en las pruebas preliminares y posteriores a la flotación como lo son: molino de bolas, tamices, baldes, filtro a presión, pulverizador entre otros. Por otro lado, en las pruebas de flotación se utilizó una máquina de flotación batch de laboratorio EDEMET de 1.5 litros (Figura 11). Esta celda cuenta con 2 rotámetros para la lectura del flujo de aire, suministro interno de aire con ajuste electrónico, pantalla digital para indicar los parámetros ajustables y variables instantáneas como el tiempo de acondicionamiento, flotación, control de revoluciones por minuto del rotor, etc. También posee un controlador interno que permite manejar bombas y cuenta con accesorios como paletador automático y control de PH.



Figura 11. Celda EDEMET 1.5 litros.

Las partes que componen esta celda y que aparecen en la figura 18 corresponden a:

1. Rotómetros.
2. Medidor de pH.
3. Bomba nivel de llenado.
4. Paleteador automático.
5. Paleteador manual.

### 3.3. Reactivos y condiciones de operación

#### 3.3.1. Reactivos

Los reactivos de flotación utilizados para las pruebas de flotación base y con acondicionamiento por separado, fueron los siguientes:

- I. Colector: Xantato Isopropílico de Sodio (XIPS), Tionocarbamato.
- II. Espumante: Metil Isobutil Carbinol (MIBC).
- III. Modificador de pH: Óxido de calcio (Ca).

#### 3.3.2. Condiciones de operación y concentraciones elegidas

Una correcta evaluación del acondicionamiento por separado requiere que las pruebas de flotación a nivel de laboratorio se asemejen a las llevadas a cabo a nivel industrial, con este propósito, se realizaron algunas pruebas preliminares con el fin de alcanzar recuperaciones de cobre y molibdeno que fuesen representativas de las recuperaciones que se alcanzan en celdas de flotación empleadas en una planta concentradora. Las condiciones de operación y los reactivos empleados con sus respectivas concentraciones se detallan en las Tablas 4 y 5.

Tabla 4. Condiciones de operación.

Mineral	Condiciones de operación	Valor
M1	Agitación Flotación Agitación Acondicionamiento Flujo de Aire	1000 rpm 600 rpm 5.5 L/min
M2	Agitación Flotación Agitación Acondicionamiento Flujo de Aire	1000 rpm 600 rpm 5.5 L/min
M3	Agitación Flotación Agitación Acondicionamiento Flujo de Aire	900 rpm 600 rpm 4.5 L/min

Tabla 5. Concentración de reactivos.

Mineral	Reactivos	Concentración [g/t]
M1	Xantato Isopropílico de	30
	Sodio	30
	Tionocarbamato	30
	MIBC	-
	Cal	-
M2	Xantato Isopropílico de	30
	Sodio	30
	Tionocarbamato	30
	MIBC	-
	Cal	-
M3	Tionocarbamato	60
	MIBC	20
	Cal	-

### 3.4. Procedimientos

#### 3.4.1. Pruebas de flotación con acondicionamiento normal

Las pruebas de flotación caso base fueron realizadas para establecer las recuperaciones de cobre, molibdeno y hierro obtenidas bajo condiciones normales de acondicionamiento de la pulpa proveniente de la etapa de molienda de los tres minerales empleados.

##### **Protocolo flotación con acondicionamiento normal:**

Antes del inicio de cada prueba de flotación, se ordenó el lugar de trabajo, además de reunir todos los reactivos, muestras y elementos a utilizar. Una vez realizado lo anterior, se procedió a tomar la muestra a tratar y realizar la molienda a los tiempos (Tabla 3) y porcentajes de sólido establecidos anteriormente en la sección 3.1.2 para cada uno de los minerales empleados. Una vez terminada la reducción de tamaño, se procedió a trasladar la pulpa desde el molino hacia la celda EDEMET de 1.5 litros lavando bien las paredes, fondo y bolas del molino, utilizando cuidadosamente el agua para evitar el rebalse de la celda mediante el uso de un pulverizador de agua.

En el caso del mineral M1, el procedimiento anterior tuvo algunas modificaciones debido a la presencia de un 2% aproximadamente de sales solubles en el mineral, las cuales tienen efectos significativos en la flotación. Por otro lado, para realizar el acondicionamiento por separado de finos y gruesos es necesario tamizar, donde se ocupa un importante volumen de agua que posteriormente es removido, y con ello, las sales disueltas. Frente a esta situación, con el objetivo de que las pruebas con acondicionamiento

normal y por separado se realizaran bajo las mismas condiciones, se optó por remover las sales en las pruebas con acondicionamiento normal. Para la remoción de las sales, se pasó la pulpa del molino a un balde de 2.5 litros con agua, luego se agitó la pulpa y se esperó que sedimentara la mayor parte de los sólidos para posteriormente retirar el agua con una pequeña fracción de finos en suspensión y enviarla a un filtro a presión, de esta manera se removió las sales solubles presentes en la pulpa mientras los finos filtrados se reincorporaron a la pulpa, que luego se traspasó a la celda.

Una vez puesta la pulpa en la celda, se llevó a la máquina de flotación y se agregó el resto de agua para alcanzar un nivel de llenado adecuado para cada uno de los minerales utilizados, de esta manera se trabajó a distintos porcentajes de sólido en la flotación, los cuales se indican a continuación.

Tabla 6. Porcentaje de sólidos.

Mineral	Porcentaje (%)
M1	29.27
M2	31.25
M3	29.22

Posteriormente, se instaló el rotor, la bomba de nivel de llenado y el medidor de pH para el control de pH, con lo cual se ajustó este último a 9.5 agregando lechada de cal. Luego, se adicionó los reactivos con sus dosificaciones indicadas en 3.3.2 para cada mineral y se dio inicio al acondicionamiento por 2 minutos.

Previo al comienzo de la etapa de flotación, se colocó una bandeja de vidrio bajo el labio de la celda para recolectar el concentrado obtenido. Esta etapa se inicia con la inyección de aire controlada por el rotámetro cuyos valores para cada mineral están especificadas en 3.3.2 junto a las otras variables de operación como la velocidad de rotación del rotor en la flotación y el paletado que para los tres minerales empleados fue de forma manual cada 15 segundos, también se puso en funcionamiento la bomba de control de llenado (o nivel) para evitar que bajara el nivel de llenado de la celda. Además, se reguló el pH con cal mediante un gotario durante todo el periodo de flotación que fue de 10 minutos.

Terminado el tiempo de flotación, la celda cortó automáticamente el ingreso de aire y se detuvo el rotor. El concentrado obtenido fue recolectado en una bandeja como se puede apreciar en la Figura 12, y de ahí llevado a un horno para secarse por 24 horas, la cola que quedó en la celda fue vaciada en un filtro a presión para eliminar la mayor cantidad

de agua, resultando un queque como se puede ver en la Figura 13. Luego fue llevado al horno para completar su secado por 24 horas. Una vez secos la cola y el concentrado, se masaron y se tomó una muestra representativa de ambos para ser enviados a análisis químico.

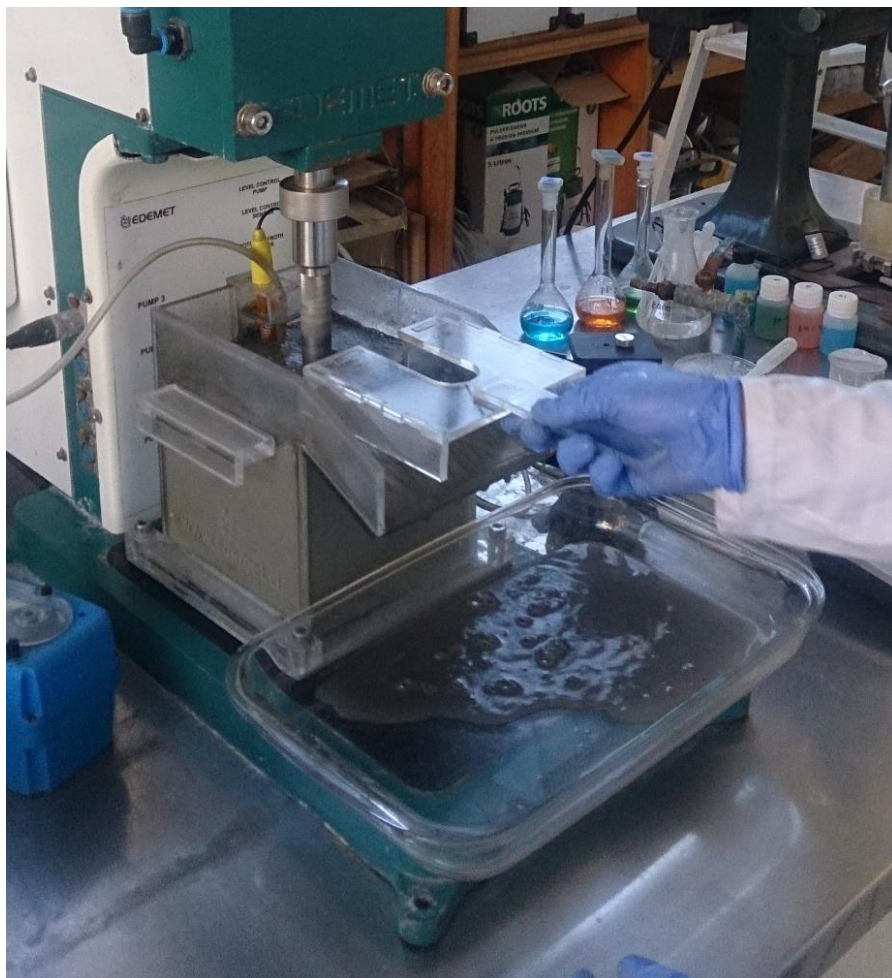


Figura 12. Concentrado y Cola resultante.



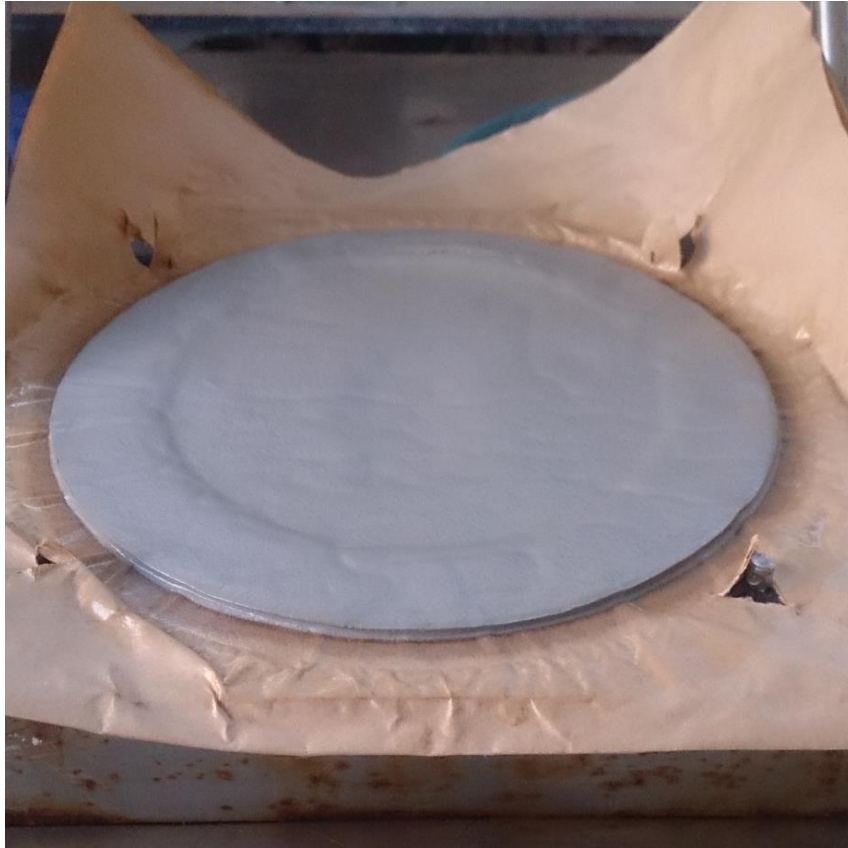


Figura 13. Queque obtenido del filtrado.

### 3.4.2. Pruebas de flotación con acondicionamiento por separado

Estas pruebas fueron realizadas para evaluar el efecto en la recuperación de cobre, molibdeno y hierro, al realizar un acondicionamiento por separado de las partículas gruesas y finas, previo a la flotación. Para llevar a cabo esto, la pulpa proveniente de la molienda de cada uno de los minerales empleados fue dividida por medio de mallas con distintos tamaños de aberturas. Los tamaños de las mallas seleccionados corresponden a un tamaño aproximado del  $P_{50}$ ,  $0.75 \cdot P_{50}$  y  $1.25 \cdot P_{50}$ , donde el tamaño  $P_{50}$  fue obtenido del análisis granulométrico de cada mineral presentado en la Figura 15. El número de mallas utilizadas para los minerales M1 y M3 fue 3, mientras sólo se ocupó una para el mineral M2 debido a la poca disponibilidad de este mineral para realizar más pruebas. Las mallas de corte utilizadas junto a las masas retenida y pasante obtenidas, además de sus respectivos porcentajes se muestran en la Tabla 7.

Tabla 7. Mallas de corte y masas obtenidas del tamizaje.

Mineral	Masa Total (g)	Tamaño de corte	Masa fracción gruesa (g)	Masa fracción fina (g)	Retenido (%)	Pasante (%)
M2	500	# 140 (106 $\mu\text{m}$ )	176.90	323.10	35.38	64.62
		# 200 (75 $\mu\text{m}$ )	230.60	269.40	46.12	53.88
		# 325 (45 $\mu\text{m}$ )	302.60	197.40	60.52	39.48
M2	525	# 200 (75 $\mu\text{m}$ )	247.39	277.61	47.12	52.88
M3	500	# 140 (106 $\mu\text{m}$ )	191.28	308.72	38.26	61.74
		# 200 (75 $\mu\text{m}$ )	250.73	249.27	50.15	49.85
		# 270 (53 $\mu\text{m}$ )	303.68	196.32	60.74	39.26

En cuanto a la dosis de reactivos de flotación para cada fracción, se distribuyó en razones de dosificación 1:1, 1:2, 1:3 y 1:4 (dosis fracción gruesa:dosis fracción fina), manteniendo una dosis global (dosis fracción gruesa más dosis fracción fina) igual a la dosis aplicada en las pruebas con acondicionamiento normal para cada mineral empleado. En las ecuaciones 2 y 3, se muestra la manera como se calculó las dosis de reactivo para cada fracción.

$$Dg = \frac{Ct * Mt}{(N + 1)} \quad (2)$$

$$Df = N * \frac{Ct * Mt}{(N + 1)} \quad (3)$$

Donde,

*Dg*: Dosis de reactivo fracción gruesa (g).

*Df*: Dosis de reactivo fracción fina (g).

*Ct*: Concentración de reactivo total o global (g/t).

*Mt*: masa total de la muestra (t).

*N*: 1, 2, 3 o 4, depende de la razón de dosificación a utilizar.



A continuación en la Tabla 8, se muestran las distintas razones de dosificación aplicadas para cada uno de los minerales empleados.

Tabla 8. Mallas de corte y razones de dosificación utilizadas en cada prueba.

Mineral	Tamaño de corte	Razón de dosificación (dosis fracción gruesa : dosis fracción fina)
M1	# 140 (106 $\mu\text{m}$ )	1:1
		1:2
		1:3
		1:4
	# 200 (75 $\mu\text{m}$ )	1:1
		1:2
		1:3
		1:4
	# 325 (45 $\mu\text{m}$ )	1:1
1:2		
1:3		
1:4		
M2	# 200 (75 $\mu\text{m}$ )	1:1
1:2		
1:3		
1:4		
M3	# 140 (106 $\mu\text{m}$ )	1:1
		1:2
		1:3
		1:4
	# 200 (75 $\mu\text{m}$ )	1:1
		1:2
		1:3
		1:4
	# 270 (53 $\mu\text{m}$ )	1:1
1:2		
1:3		
1:4		

Con respecto a las concentraciones de las fracciones gruesa y fina de cada una de las pruebas realizadas, se determinan de acuerdo a las ecuaciones 4 y 5. Los resultados obtenidos se detallan en anexos A3.

$$C_g = \frac{Dt * Mt}{(N + 1) * Mg} \quad (4)$$

$$C_f = N * \frac{Dt * Mt}{(N + 1) * Mf} \quad (5)$$

Donde,

$C_g$ : Concentración de reactivo fracción gruesa (g/t).

$C_f$ : Concentración de reactivo de la fracción fina (g/t).

$Dt$ : dosis de reactivo total o global (g/t).

$Mt$ : masa total de la muestra (g).

$Mg$ : masa de la fracción gruesa(g).

$Mf$ : masa de la fracción fina (g).

$N$ : 1, 2, 3 o 4, depende de la razón de dosificación a utilizar.

**Protocolo de flotación con acondicionamiento por separado:**

El procedimiento inicial del acondicionamiento por separado es el mismo que del acondicionamiento normal, para ello, se procedió a tomar la muestra a tratar y realizar la molienda a los tiempos y porcentajes de sólido establecidos anteriormente en las secciones 3.1.2 y 3.4.1 respectivamente, para cada uno de los minerales empleados. Una vez terminada la reducción de tamaño, se procedió a trasladar la pulpa desde el molino hacia un balde de 2.5 litros, lavando bien las paredes, fondo y bolas del molino.

Una vez que la pulpa se encontraba en el balde, se agitó por 10 segundos y se pasó parte de ella (fracción más fina en suspensión) a través del tamiz previamente seleccionado, colocando otro balde de 20 litros bajo éste, para recibir el bajo tamaño como se muestra en la Figura 14, mientras en sobre tamaño se recolectó en otro balde de 2.5 litros.



Figura 14. Tamizaje de la pulpa.

Posteriormente, utilizando un vaso precipitado de 500 cm<sup>3</sup> se agregó agua a la pulpa y se volvió a repetir el procedimiento anterior una vez más. Después de que se retiró en su mayoría la fracción de finos de la pulpa, con la ayuda de una cuchara y un pulverizador de agua, se fue tamizando el resto de mineral hasta terminar por completo el tamizado.

Al finalizar la separación, se obtuvo una fracción gruesa en un balde de 2.5 litros y una fracción fina en un balde de 20 litros, por lo que fue necesario eliminar el exceso de agua en esta última fracción. Para ello, se esperó que sedimentara un poco la fracción de

finos por un periodo de 30 minutos y luego se vertió el exceso de agua en un filtro a presión para eliminar ésta, quedando en el balde un lecho de finos con un poco de agua para evitar la oxidación del mineral. Una vez terminada la filtración, se obtuvo un lecho muy delgado de finos adherido al papel filtro que se agregó al lecho del balde con la ayuda del pulverizador de agua. Luego, se vaciaron ambos baldes que contenían la fracción de finos y gruesos en dos celdas EDEMET de 1.5 litros distintas. Posteriormente, se reguló el nivel de llenado en las celdas, adicionando o extrayendo agua, de modo que ambas tuviesen la mitad del volumen (Figura 15).

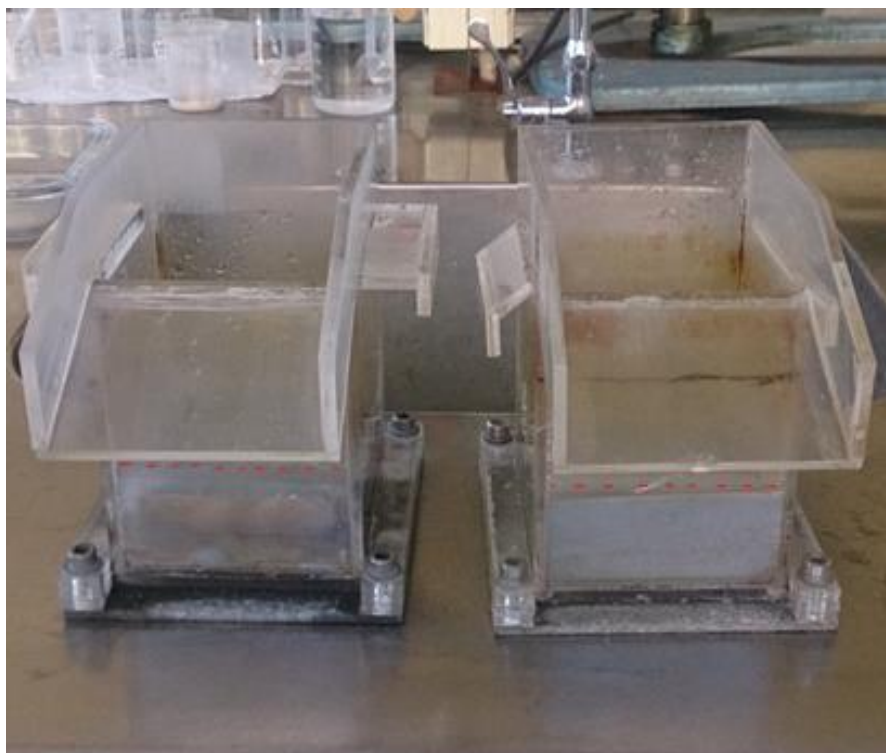


Figura 15. Acondicionamiento por separado.

Luego, se llevó la celda que contenía los finos a la máquina de flotación, se instaló el rotor, se ajustó el pH, se agregaron los reactivos y se dio inicio al acondicionamiento por 2 minutos. Transcurrido el tiempo anterior, se sacó la celda de la máquina de flotación para repetir el mismo procedimiento con la celda que contenía la fracción de gruesos.

Finalizado el acondicionamiento de ambas fracciones, se vació la celda que contenía la fracción de finos sobre la que poseía los gruesos. Luego, se reincorporo la celda a la máquina de flotación, se instaló el rotor, la bomba de nivel de llenado y un electrodo para el control del pH. De este modo, se dio inicio a la flotación por un periodo de 10 minutos

bajo las mismas condiciones de paleteo e inyección de aire indicadas en el protocolo de flotación con acondicionamiento normal de la sección 3.4.1.

Finalmente, transcurridos los 10 minutos, la celda cortó de manera automática el flujo de aire y se detuvo el rotor. El concentrado obtenido, se recolectó en una bandeja colocada bajo el labio de la celda, posteriormente éste fue llevado a un horno para secarse por 24 horas. Por otro lado, la cola resultante que quedó en la celda se vertió a un filtro a presión para eliminar la mayor cantidad de agua y de ese modo obtener un queque que fue llevado al horno para ser secado durante 24 horas.

Una vez secos, se masaron la cola y el concentrado obtenidos, y se tomaron muestras representativas de ambos para ser enviadas a análisis químico.

A continuación, en la Figura 16 se presenta un esquema de procesos descrito anteriormente.

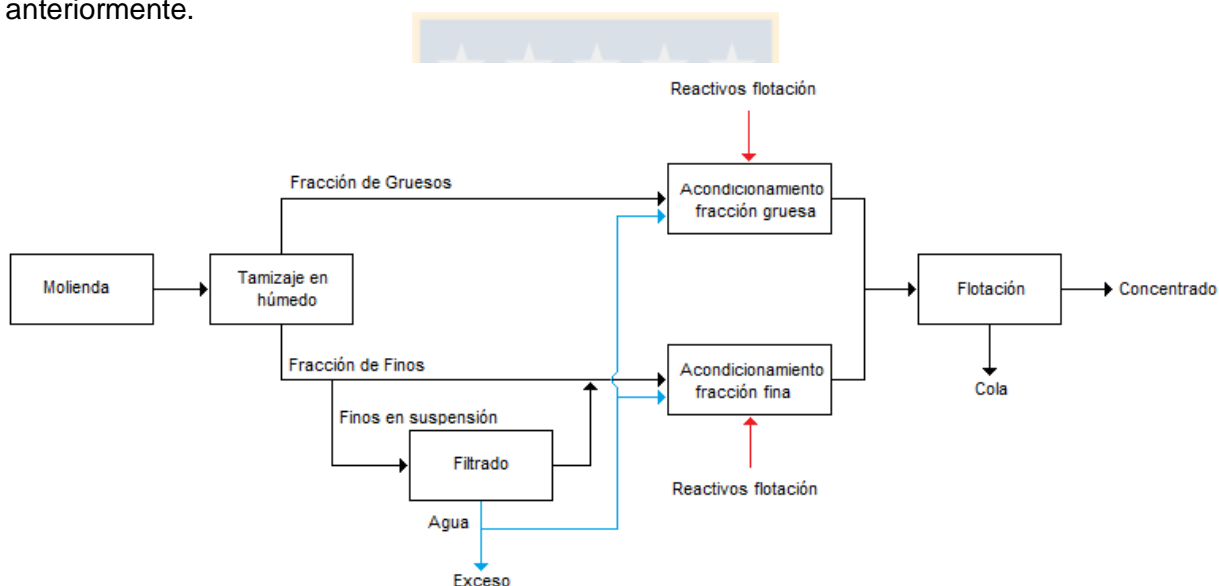


Figura 16. Esquema de flotación con acondicionamiento por separado de finos y gruesos.

## 4. RESULTADOS Y DISCUSIONES

### 4.1. Prueba de flotación con acondicionamiento normal

Las pruebas de flotación con acondicionamiento normal fueron realizadas con el fin de establecer las recuperaciones de cobre, molibdeno y hierro alcanzadas bajo condiciones de acondicionamiento normales. Estas pruebas se usaron como base comparación de las pruebas de flotación con acondicionamiento por separado. Las pruebas fueron realizadas en duplicado, donde se observó una desviación estándar menor a 1 punto porcentual (anexo A5).

#### 4.1.1. Mineral M1

En las Figuras 17 y 18 se presentan las recuperaciones y leyes de cobre, molibdeno y hierro obtenidas del concentrado de mineral M1 respectivamente. Las dos pruebas de flotación fueron realizadas con un acondicionamiento normal.

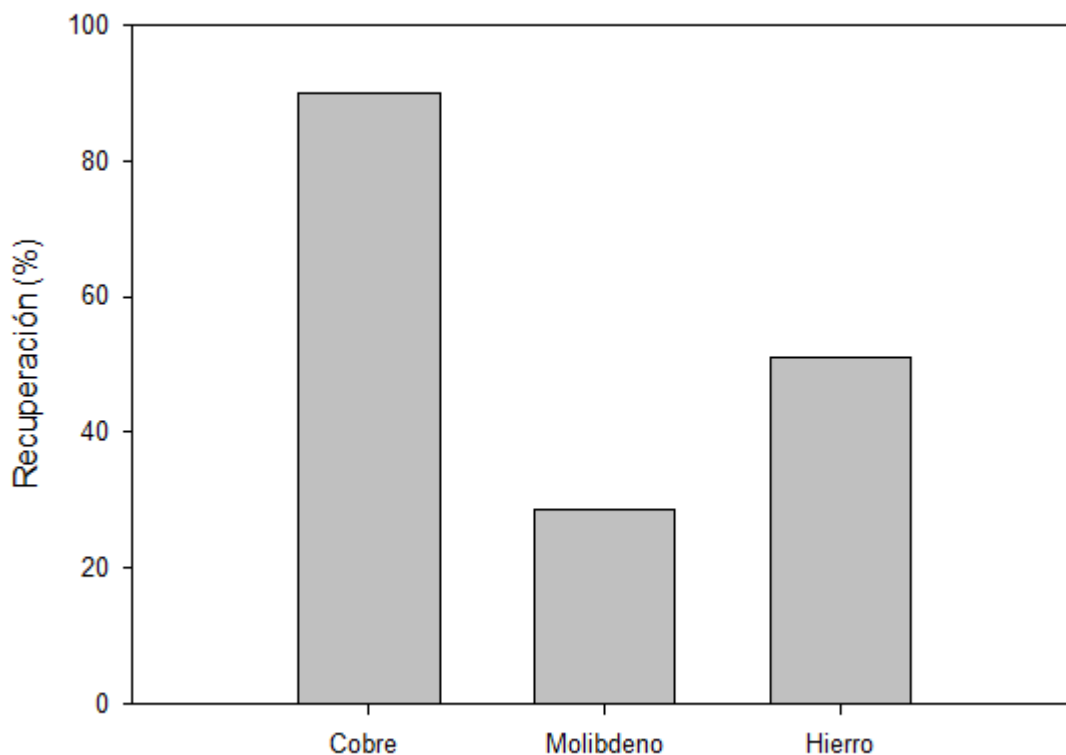


Figura 17. Recuperaciones en flotación con acondicionamiento normal mineral M1.

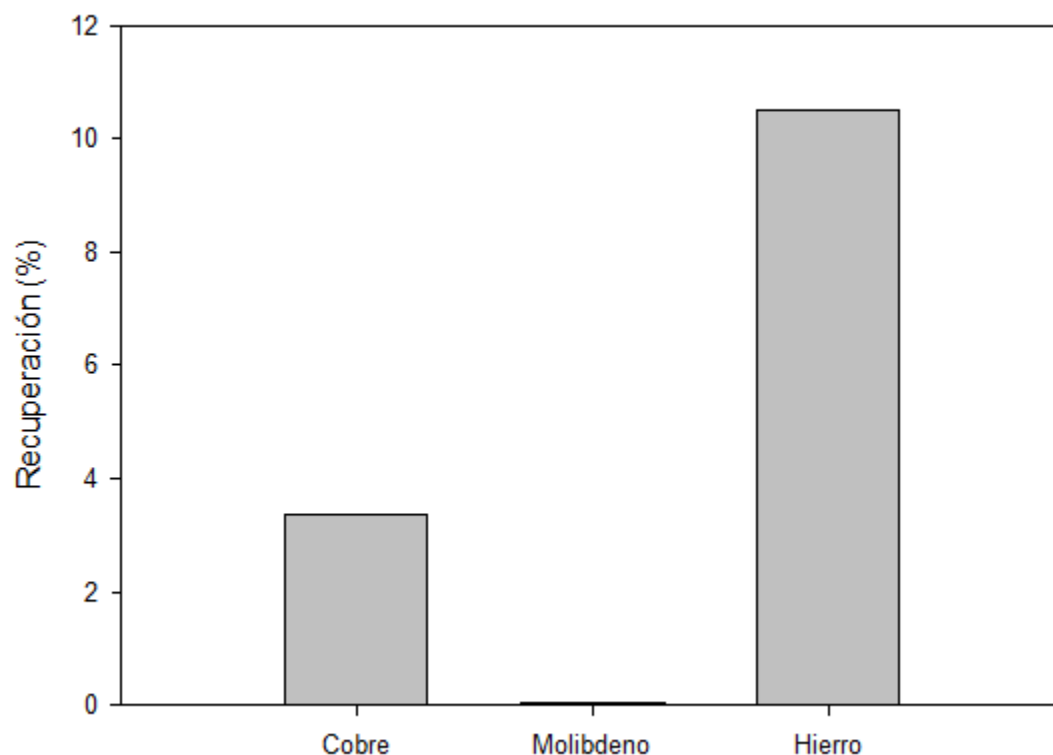


Figura 18. Leyes de concentrados de flotación con acondicionamiento normal mineral M1.

Como se puede observar en la Figura 17, las recuperaciones de cobre, molibdeno y hierro que se obtuvieron fueron de 89.94, 28.76 y 50.95% respectivamente. Es posible apreciar una alta recuperación de cobre, en primer lugar, debido a que se ajustaron algunas variables de operación con el objetivo de maximizar la recuperación de cobre, con un porcentaje cercano o mayor a 90%. Además se trabajó con una granulometría de cabeza que se encuentra dentro de un rango óptimo de operación, la cual fue de un  $P_{80} = 150$  micrones. Esto último garantizó una adecuada liberación de las partículas de interés (sulfuros de cobre), lo que garantizó a la vez que la superficie de éstas quedaran expuestas a la acción de los reactivos, permitiendo así una adecuada adsorción de colector para generar el recubrimiento hidrofóbico. Además, el xantato al oxidarse a dixantógeno (aceite de alta insolubilidad e hidrofobicidad), se mejoró la hidrofobicidad y con ello la flotabilidad de las partículas de sulfuros de cobre.

En el caso del molibdeno, se obtuvo una recuperación baja de 28,74%, lo cual se podría deber a una sobre molienda de las partículas de molibdenita, ya que, estas son más blandas que otros minerales como por ejemplo sulfuros de cobre. También a medida que se reduce el tamaño de partícula, se reduce la relación cara/borde de ésta, y con ello, las partículas pierden su hidrofobicidad, lo que provoca que tengan menos probabilidades de flotar. Otro factor a considerar es la presencia de especies de calcio debido a la adición de cal con el propósito de depresar pirita, en particular los iones  $\text{CaOH}^+$ , los cuales tienen una gran afinidad por los bordes aumentando el potencial zeta de la molibdenita especialmente a valores de pH sobre 9 donde la concentración de iones de  $\text{CaOH}^+$  es mayor (Madrid Ortega, 2005), formando molibdato de calcio en los bordes, y aumentan la capa de hidratación, con la cual se afecta el tiempo de inducción en la interacción entre las partículas y burbujas de aire, y por lo tanto, se disminuye las probabilidades de adhesión y flotabilidad de molibdenita. En relación a lo anterior, un nivel de molienda y condiciones de flotación adecuadas para obtener una alta recuperación de cobre, no son necesariamente condiciones adecuadas para obtener una alta recuperación de molibdeno, especialmente si se opera con productos de molienda finos y condiciones de pH alcalinas.

En lo que respecta al hierro, se observa una alta recuperación de 50.95% por sobre los valores usuales de una etapa rougher, considerando que se trabajó a un pH de 9.5 mediante la adición de lechada de cal. Esta alta recuperación de hierro se puede explicar por la presencia de iones  $\text{Cu}^{2+}$ ,  $\text{Pb}^{2+}$  y  $\text{Fe}^{2+}$  en la pulpa, los cuales se originan de la disolución parcial de los minerales que contienen estos elementos en su composición, tales como la calcopirita y la galena. En el caso de los iones de hierro, estos se relacionan al desgaste que sufren los medios de molienda empleados en la reducción de tamaño. Por otro lado, óxidos de cobre que pudiesen estar presentes en el mineral M1 son otra fuente de iones divalentes de cobre. Los iones  $\text{Cu}^{2+}$  son los principales responsables de la activación de la pirita (Voig, 1994), propiciando las condiciones para que el colector se adsorba en su superficie y de esta manera logre flotar en condiciones de pH alcalino. Otro factor a considerar es la alta concentración de xantato, ya que las pruebas de flotación se con una dosis de 60 g/t de colector de los cuales 30 g/t corresponde a xantato isobutílico de sodio (xips), lo que equivale a una concentración de  $9.25 \times 10^{-5}$  M lo suficientemente alta para provocar la recuperación de pirita, incluso a un pH de 9.5.



Con respecto a las leyes del concentrado, en la Figura 18 se muestran los resultados de cobre, molibdeno y hierro, que fueron 3.37, 0.002 y 10.52% respectivamente. Estos valores están dentro de lo esperado puesto que la ley de cabeza del mineral M1 es de 0.32, 0.0008 y 1.45% para el cobre, molibdeno y hierro respectivamente.

#### 4.1.2. Mineral M2

En las Figuras 19 y 20 se presentan las recuperaciones y leyes de cobre, molibdeno y hierro obtenidas del concentrado de mineral M2 respectivamente. Las dos pruebas de flotación fueron realizadas con un acondicionamiento normal.

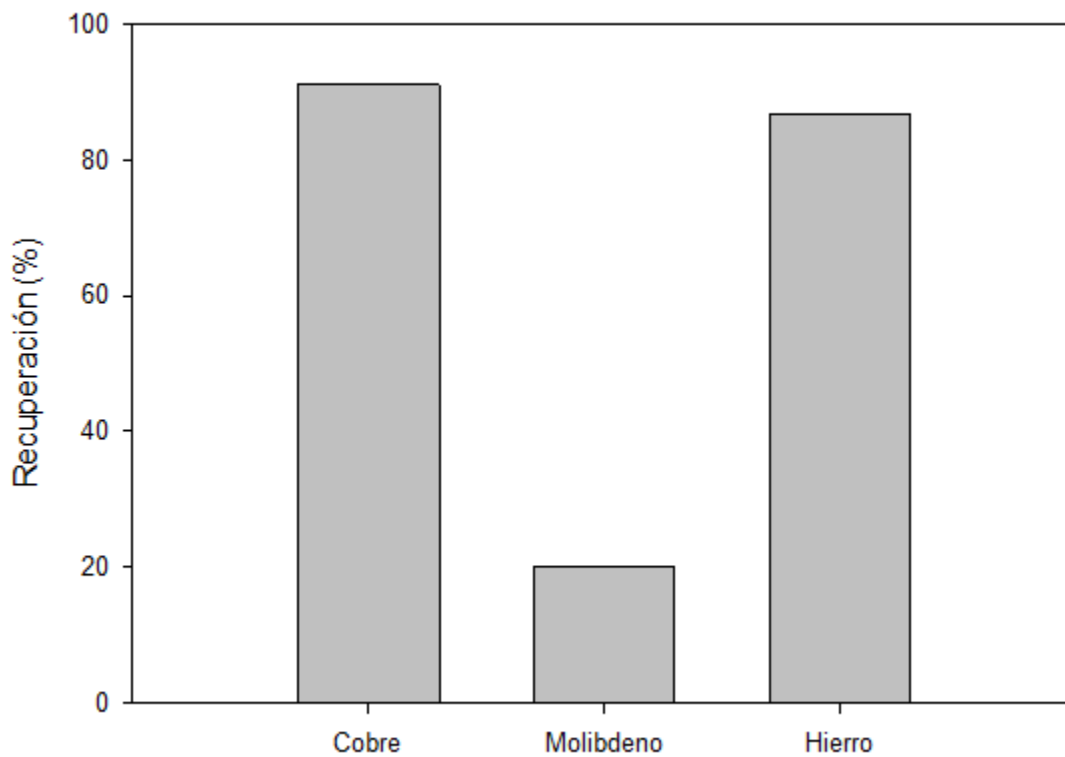


Figura 19. Recuperaciones en flotación con acondicionamiento normal mineral M2.

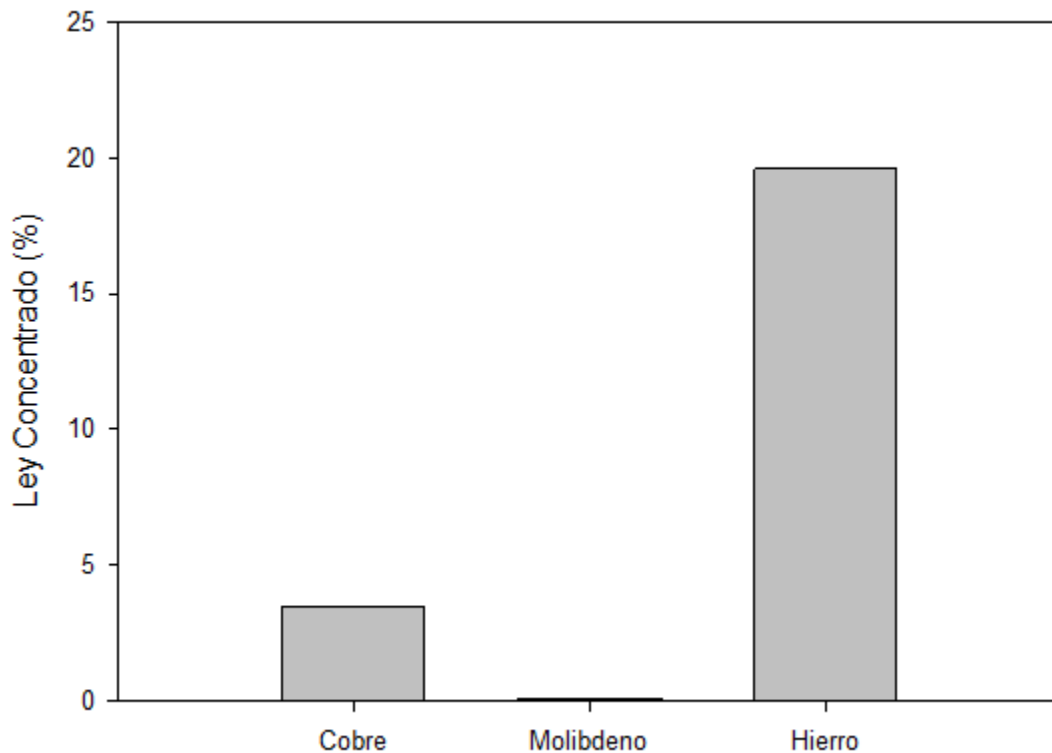


Figura 20. Leyes de concentrados de flotación con acondicionamiento normal mineral M2.

Como se puede observar en la Figura 19, las recuperaciones de cobre, molibdeno y hierro que se obtuvieron fueron de 91.05, 19.93 y 86.78% respectivamente. También se observa una alta recuperación de cobre, dado que, se ajustaron algunas variables de operación con el objetivo de maximizarla, de igual manera como se hizo con el mineral M1. En el caso de la granulometría de cabeza, se trabajó con un  $P_{80} = 150$  micrones con el propósito de asegurar una adecuada liberación de las partículas.

En el caso del molibdeno, se obtuvo una recuperación baja de 19.93%, lo cual podría ser probablemente a una sobre molienda de las partículas de molibdenita y a la presencia de iones de  $\text{CaOH}^+$  originados de la adición de cal al igual como en el caso del mineral M1.

Con respecto al hierro, se observa una alta recuperación de 86.78%, lo que corresponde a valores muy superiores a los usuales de una etapa rougher, considerando que se trabajó a un pH de 9.5 mediante la adición de lechada de cal. Este resultado podría deberse a una suma de múltiples factores que influyeron en la flotabilidad de la pirita. Entre

los factores, a los ya mencionados anteriormente en el mineral M1, estarían la asociación mineral que se presenta entre la pirita y calcopirita, en la cual, los minerales antes mencionados se encuentran en contacto físico de manera que la eficiencia de la liberación del mineral de interés (calcopirita) en el proceso de molienda se ve afectada y en consecuencia la obtención de un concentrado con un bajo contenido de pirita, como es el caso del mineral M2. Este tipo de asociación se hace más frecuente en ciertas zonas de mineralización de un pórfido cuprífero.

Por último, uno de los factores que probablemente pudo haber influido más es una dosificación alta de colector, ya que en las pruebas realizadas con este mineral, se utilizó una mezcla de colectores con una dosis de 30 g/t de tionocarbamato y 30 g/t de xantato isobutílico de sodio (xips), donde este último tiene la desventaja de ser poco específico. Por lo tanto, una elevada dosis de colector genera un aumento de la recuperación de pirita, en especial si la concentración de xantatos es alta, con mínimas ganancias desde el punto de vista de minerales de cobre. Esto al final, genera concentrados con alto contenido de pirita como es el caso del concentrado del mineral M2.

Con respecto a las leyes del concentrado, en la Figura 20 se muestra los resultados de cobre, molibdeno y hierro que fueron 3.48, 0.0065 y 20.17% respectivamente. Estos valores están dentro de lo esperado puesto que la ley de cabeza del mineral M2 es de 0.71, 0.007 y 4.90% para cobre, hierro y molibdeno respectivamente.

#### 4.1.3. Mineral M3

En las Figuras 21 y 22 se presentan las recuperaciones y leyes de cobre, molibdeno y hierro obtenidas del concentrado del mineral M3 respectivamente. Las dos pruebas de flotación fueron realizadas con un acondicionamiento normal.

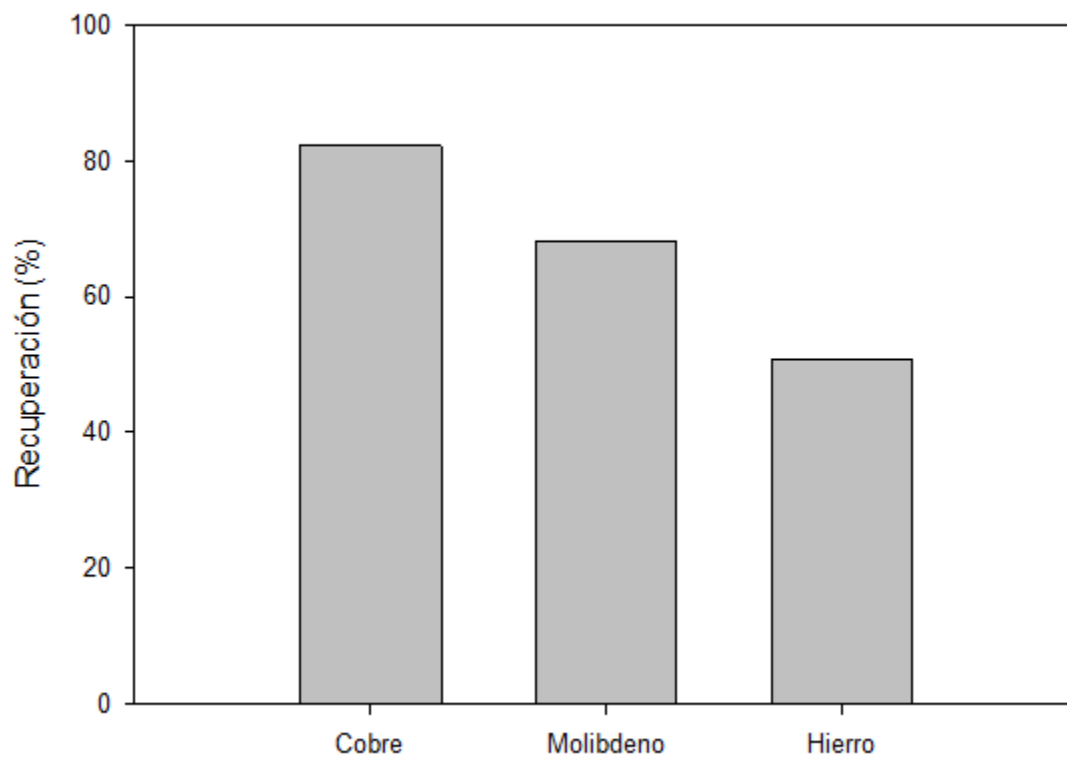


Figura 21. Recuperaciones en flotación con acondicionamiento normal mineral M3.

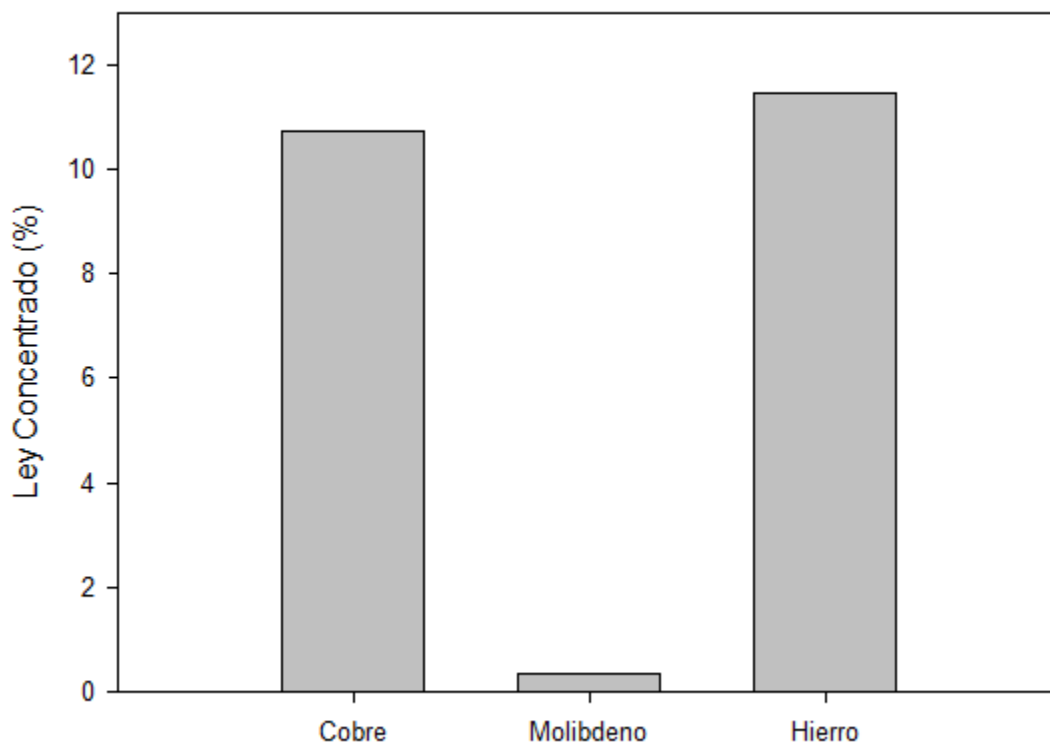


Figura 22. Leyes de concentrados de flotación con acondicionamiento normal mineral M3.

Como se puede observar en la figura 26 la recuperaciones de cobre, molibdeno y hierro fueron de 82.17, 67.99 y 50.82% respectivamente. En este caso la recuperación de cobre fue menor que en los otros minerales, sin embargo, sigue siendo un valor representativo de una etapa rougher de planta. Al igual que los otros minerales se ajustaron algunas variables de operación con el objetivo de maximizar la recuperación de cobre y se trabajó con una granulometría de cabeza que fue de un  $P_{80}=150$  micrones.

La recuperación de la molibdeno fue de 67.99% (Figura 21), lo cual es un valor alto en relación a la recuperaciones promedio de molibdeno en planta. Esta alta recuperación se debería a una distribución de tamaño con una mayor presencia de partículas gruesas de molibdenita. Estas características ayudarían a su flotabilidad principalmente por el hecho de encontrar partículas con mayor tamaño, y por consiguiente, una relación cara/borde mayor que determina la hidrofobicidad natural de las partículas de molibdenita: además debido a esta característica, el efecto de los iones de  $\text{CaOH}^+$  sería menor.

En relación al hierro, se observa una alta recuperación de 50.82%, con valores superiores a los de una etapa rougher al igual que en los minerales vistos anteriormente. Esta recuperación se debería a múltiples factores, los cuales se discutieron anteriormente.

Finalmente las leyes del concentrado (Figura 22) fueron 10.78, 0.37 y 11.47% para cobre, molibdeno y hierro respectivamente. Estos valores están dentro de un rango esperado puesto que la ley de cabeza del mineral M3 es de 1.69, 1.54 y 0.061 para cobre, hierro y molibdeno respectivamente.



## 4.2. Flotación con acondicionamiento por separado

Como se mencionó anteriormente, estas pruebas fueron llevadas a cabo para evaluar el efecto del acondicionamiento por separado de partículas gruesas y finas. Las pruebas que se realizaron con las razones de dosificación 1:2 y 1:3, y malla 200# fueron realizadas en duplicado en los tres minerales empleados, obteniéndose una desviación estándar para la recuperación menor a 1 punto porcentual en los duplicados realizados (anexo A5).

### 4.2.1. Mineral M1

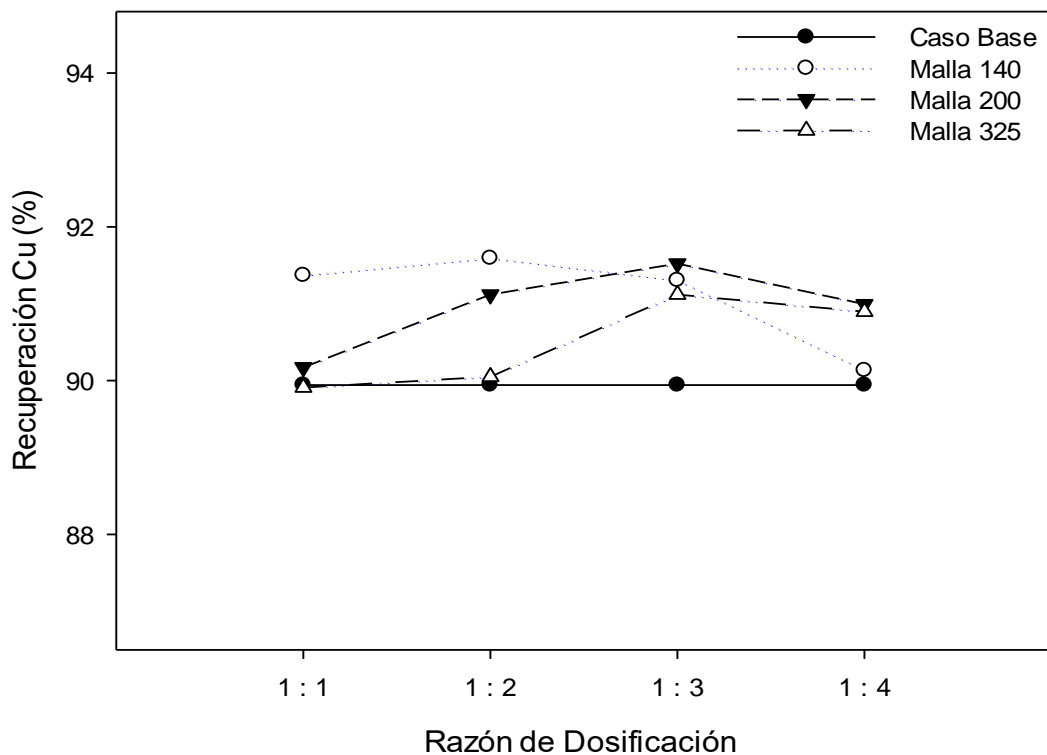


Figura 23. Recuperación de cobre mineral M1.

Como se puede apreciar en la Figura 23, al llevar a cabo las pruebas de flotación mediante un acondicionamiento por separado, la recuperación de cobre se ve claramente beneficiada al realizar el procedimiento anterior, en especial, con las mallas 140 y 200, donde al realizar este tipo de acondicionamiento con la misma dosificación (1:1) para la fracción gruesa y fina, ocurre un aumento de 1.43 y 0.23 puntos porcentuales respectivamente. Luego a medida que se aumentó la dosis de la fracción fina, se ve un

aumento en la recuperación de cobre, hasta alcanzar un máximo en la razón de dosificación grueso:fino de (1:3), para las tres mallas usadas, en particular con la malla 140, en la cual se presentó un mejor desempeño con una recuperación máxima de cobre de 91.59%. El hecho de agregar una mayor dosis de reactivo a la fracción fina y obtener un aumento en la recuperación de cobre, se explica fundamentalmente a que las partículas finas de sulfuros de cobre poseen una mayor área específica y, por lo tanto, requieren de una mayor dosis de colector para alcanzar un grado adecuado de hidrofobicidad para flotar. Por otro lado, al realizar este tipo de acondicionamiento, se permite que las partículas gruesas de sulfuros de cobre adsorban una cantidad adecuada de colector necesaria para generar el recubrimiento hidrofóbico, que de lo contrario, sería adsorbida principalmente por la fracción fina. De este modo, se logra hidrofobizar ambos tipos de partículas, en especial, las gruesas que corresponde a la fracción que más se beneficia con el acondicionamiento por separado, lo que concuerda con lo observado por Huang et al (2016) para la flotación de carbón.

En cuanto al tamaño de corte, de la Figura 23, se aprecia una disminución en la recuperación de cobre a medida que éste disminuye. Esto se debería principalmente a una dosificación deficiente por parte de la fracción gruesa que aumenta en masa con el uso de una malla masa fina, llegando a ser más del 62% de la masa al tamizar con la malla 325 (ver análisis granulométrico) con menos del 50% de la dosis de reactivo.



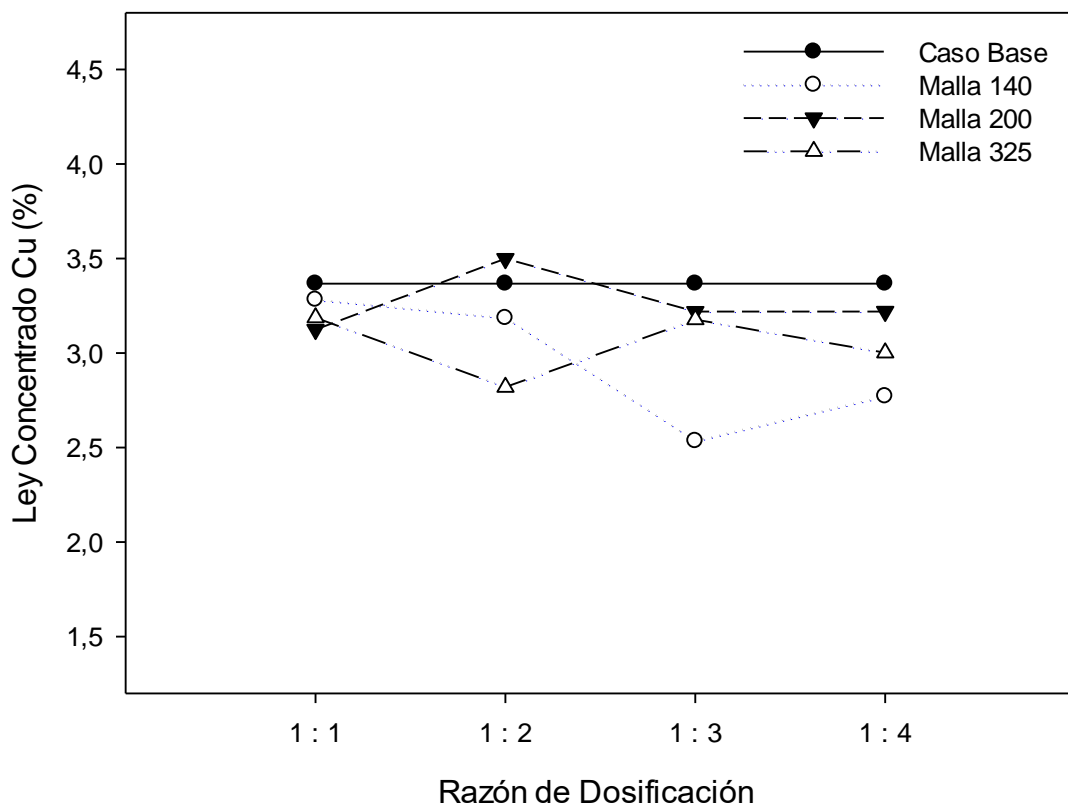


Figura 24. Ley de cobre concentrado mineral M1.

Con respecto a la ley de cobre del concentrado, tal como se muestra en la Figura 24, en general existe una disminución de la ley de cobre al realizar el acondicionamiento por separado en comparación con el caso base. Esta disminución se generó por el arrastre de ganga al inicio de la etapa de flotación en las pruebas con acondicionamiento por separado cuando se inyectaba el aire, puesto que, al inyectar aire a la pulpa en estado estacionario (sin movimiento rotatorio) provocó que una pequeña cantidad de ésta rebalsara producto del empuje del aire, y de esta manera, se contaminó el concentrado.

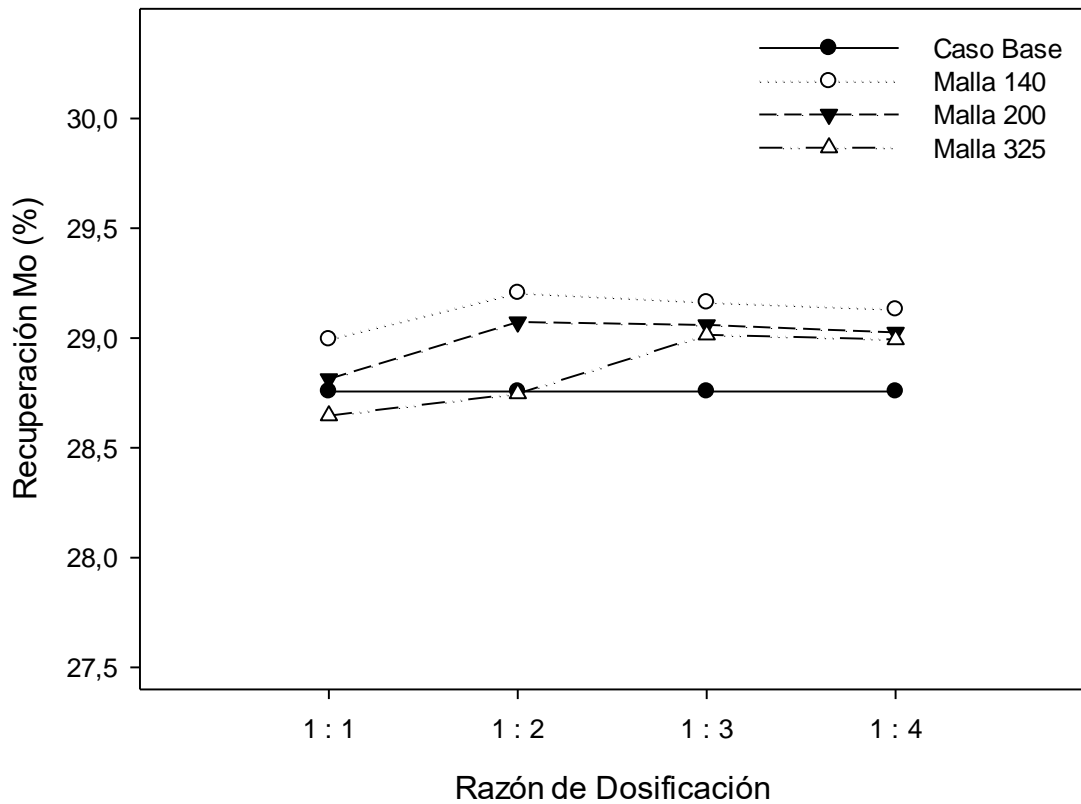


Figura 25. Recuperación molibdeno mineral M1.

En relación a la recuperación de molibdeno (Figura 25), se puede observar en general un aumento de ésta al aplicar una mayor dosis a la fracción de finos para los tres tamaños de corte, alcanzando la máxima recuperación de 29.21% con la malla 140 para una razón de dosificación grueso:fino de 1:2. Este aumento de 0.45% con respecto a la flotación con acondicionamiento normal se debería al hecho de la mayor proporción de la molibdenita se encuentra en la fracción fina dado que es un mineral blando (1-1.5 escala de Mohs), por lo tanto, al dosificar mayormente la fracción, se induce hidrofobicidad a un grupo de partículas finas que pierden ésta ya que la relación cara/borde disminuye y con ello la hidrofobicidad (Madrid Ortega, 2005). Por otro lado, es importante señalar que habría un grupo considerable de partículas finas de molibdenita que al adicionarles colector se hidrofobizarían, pero por condiciones fluidodinámicas del proceso de flotación no lograrían flotar ya que las probabilidades de colisión y adhesión serían muy bajas para este grupo de partículas, por lo cual un aumento en la razón de dosificación de la fracción no tiene efectos significativos en la recuperación de molibdeno como se aprecia en la figura anterior.

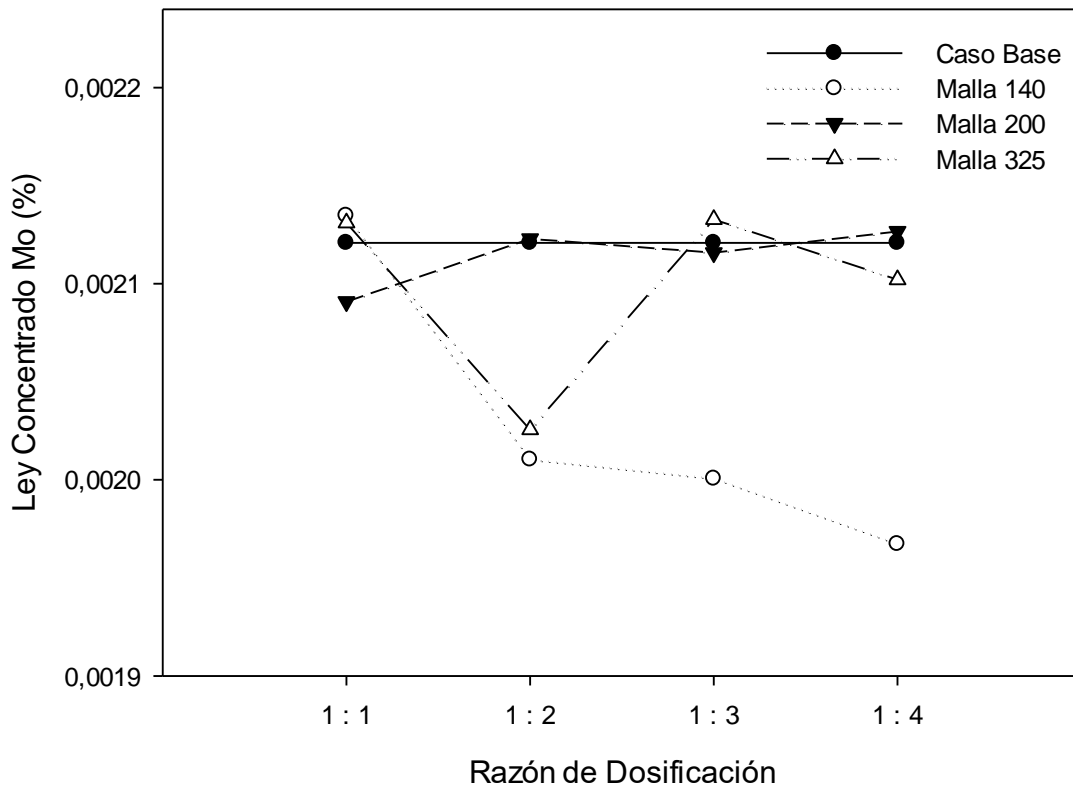


Figura 26. Ley de molibdeno concentrado mineral M1.

Con respecto a la ley de molibdeno del concentrado, se puede ver (Figura 26) que tiende a ser menor a la ley del caso base básicamente por el arrastre de ganga al inicio de la etapa de flotación en las pruebas llevadas a cabo con el uso del mineral M1.

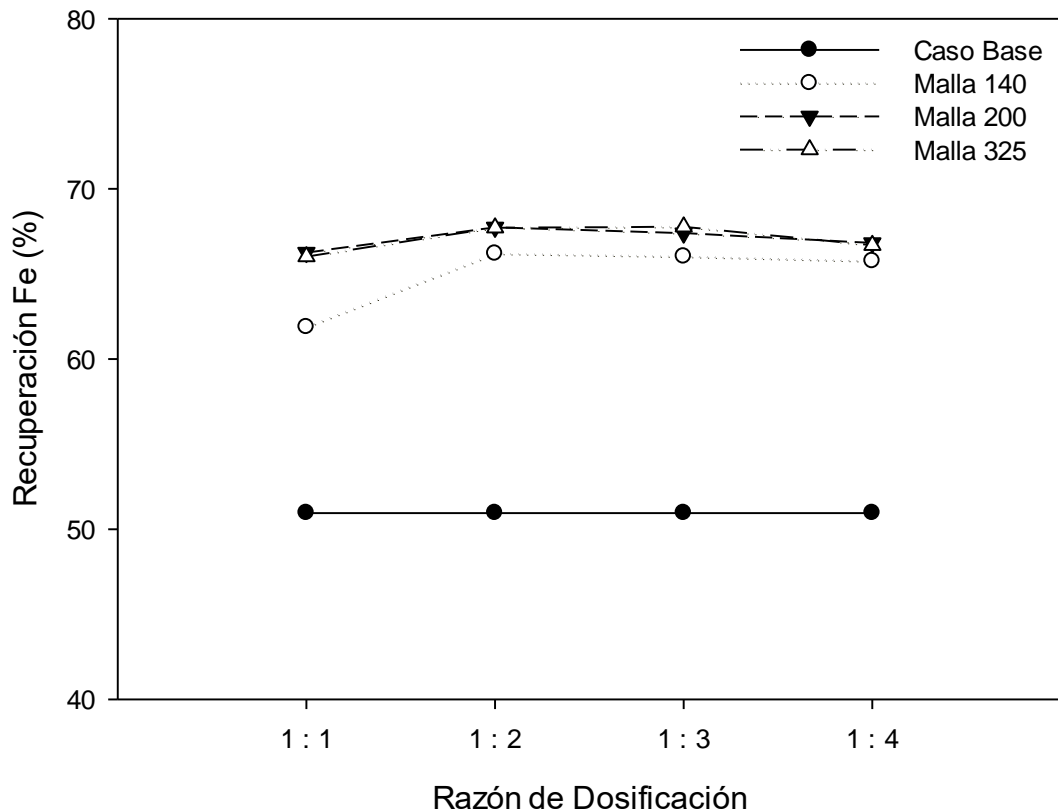


Figura 27. Recuperación hierro mineral M1.

En el caso del hierro (Figura 27) se puede apreciar un gran aumento en la recuperación al realizar un acondicionamiento por separado. Esta gran diferencia se podría deber a que la mayor parte del hierro se encontraba como partículas de mineral gruesas y en granos gruesos de asociaciones minerales (calcopirita/pirita) que se encontraban en un rango de tamaño comprendido entre los 150 micrones (#100) y 38 micrones (#400), que corresponde al intervalo de tamaños con mejor desempeño en el proceso de flotación (Trahar W.J., 1981). También, como se mencionó anteriormente, las partículas gruesas serían las que más se benefician con un acondicionamiento por separados. De este modo, al separar la fracción fina de la gruesa y acondicionarlas separadas, se conseguiría que las partículas gruesas de sulfuros que contienen hierro como la calcopirita y pirita adquieran el suficiente grado de hidrofobicidad para flotar.

También es importante considerar la dureza de los minerales, en particular el de la pirita, la cual es un mineral duro, y por lo tanto, es de esperar que una importante proporción de pirita se encuentre en la fracción gruesa.

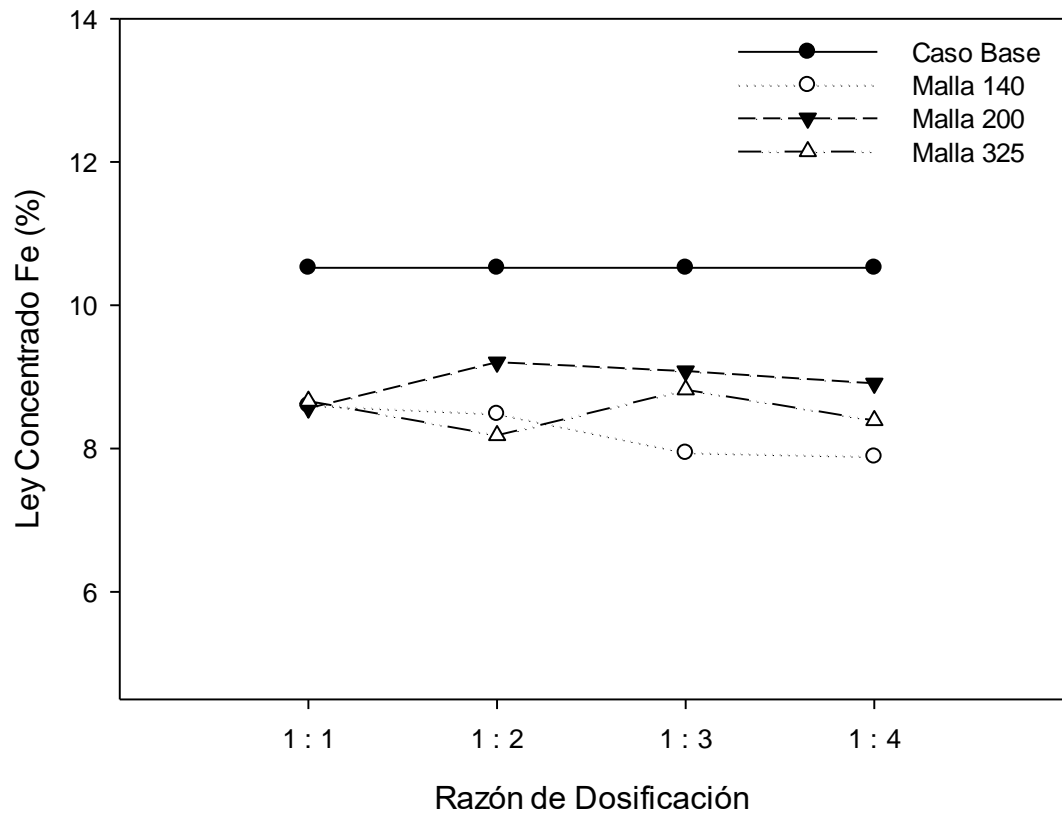


Figura 28. Ley de hierro concentrado mineral M1.

En la Figura 28, se muestra la ley de concentrado de las distintas pruebas con acondicionamiento por separado en comparación con la prueba base, donde es posible observar una disminución en la ley de hierro a causa del arrastre de ganga que se dio en las pruebas con este tipo de acondicionamiento. No obstante, la mayor ley se alcanza en general con la malla 200 con una razón de dosificación grueso:fino de 1:2, mientras la menor ley se registró con la malla 140 para una razón de dosificación grueso:fino de 1:3.

#### 4.2.2. Mineral M2

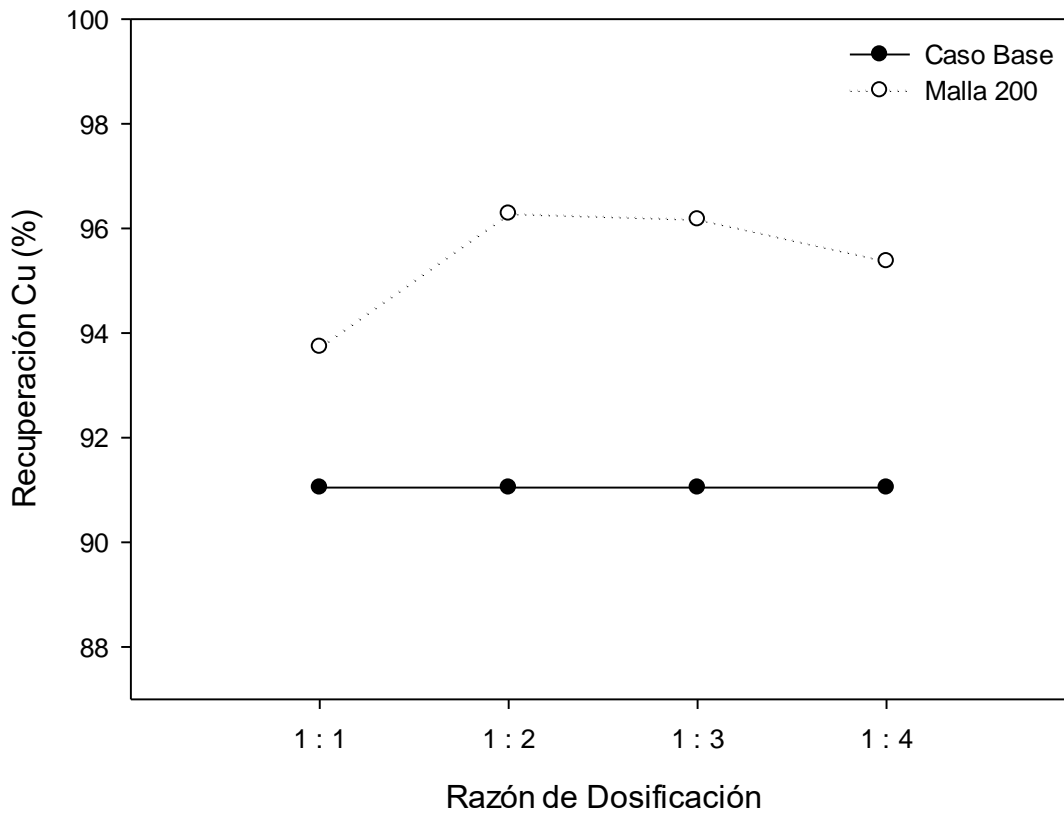


Figura 29. Recuperación cobre mineral M2.

En la Figura 29, se puede observar que al realizar la flotación con un acondicionamiento por separado se obtiene una recuperación considerablemente mayor que al realizarla con un acondicionamiento normal. Los resultados muestran que al acondicionar con la misma dosis (1:1) las fracciones gruesa y fina ocurre un aumento de 2.69 puntos porcentuales, después al aplicar una razón de dosificación grueso:fino de 1:2 se alcanzó la máxima recuperación de 96.26% con una diferencia de 5.22 puntos porcentuales con respecto al caso base (flotación con acondicionamiento normal) que fue de 91.05%. Este aumento se debería principalmente a que tanto las partículas gruesas y finas de sulfuros de cobre adquirieron un grado adecuado de hidrofobicidad para flotar, para lo cual, se aplicó una mayor dosis a la fracción fina ya que esta posee la mayor área superficial específica. También los resultados muestran que al aumentar la dosis de la fracción fina por sobre una razón de dosificación grueso:fino de 1:2, la recuperación de cobre comienza a disminuir. Esta disminución en la recuperación obedecería a un déficit en

la dosificación de la fracción gruesa de sulfuros de cobre que corresponde al grupo de partículas en las cuales el acondicionamiento por separado tendría mayor efecto.

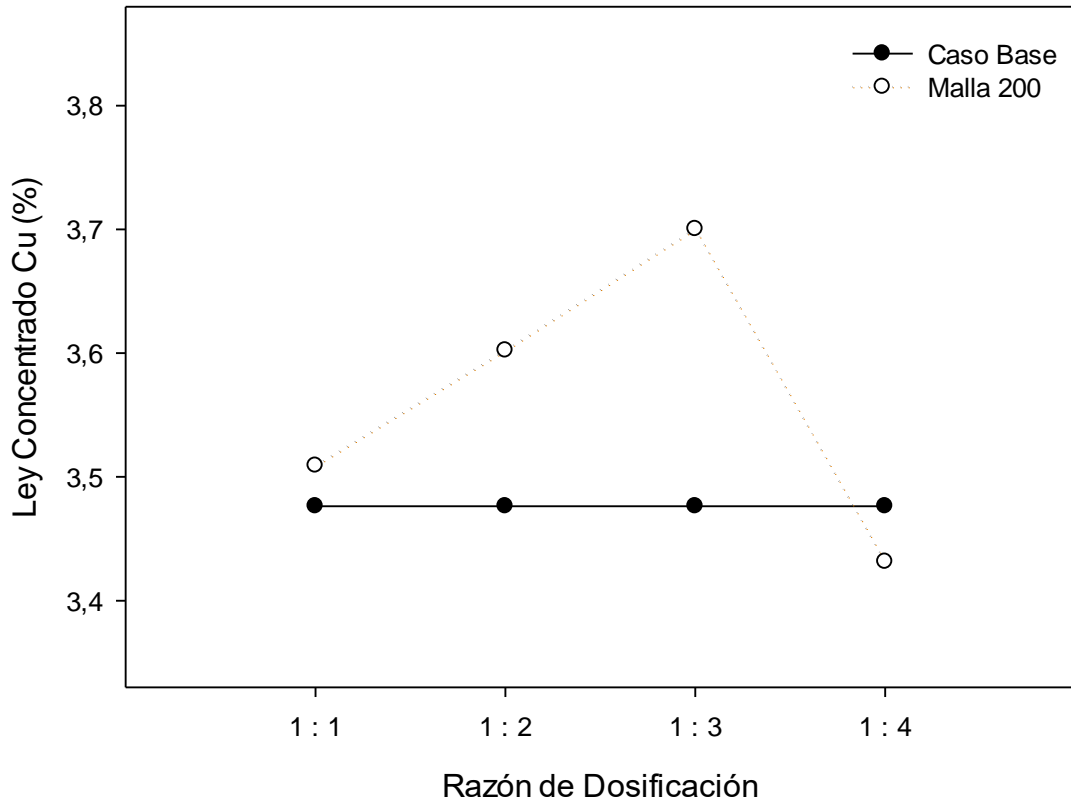


Figura 30. Ley de cobre concentrado mineral M2.

En cuanto a la ley del concentrado, tal como se puede observar en la Figura 30, en general existe un aumento de la ley de cobre del concentrado obtenido de las pruebas de flotación con acondicionamiento por separado, donde la máxima ley (3.70%) se alcanza para un razón de dosificación grueso:fino de 1:3. Este aumento se debe a dos factores, en primer lugar a una mayor flotabilidad de cobre, y en segundo lugar, a cambio leve en el procedimiento del acondicionamiento. Para ello, una vez que se hicieron los acondicionamientos de cada fracción y luego que se juntaran ambas, se procedió a dar 5 segundos adicionales de acondicionamiento de modo que la inyección del aire no fuera violenta, y así evitar el rebalse de pulpa de la celda, y por lo tanto, el arrastre de ganga hacía el concentrado.

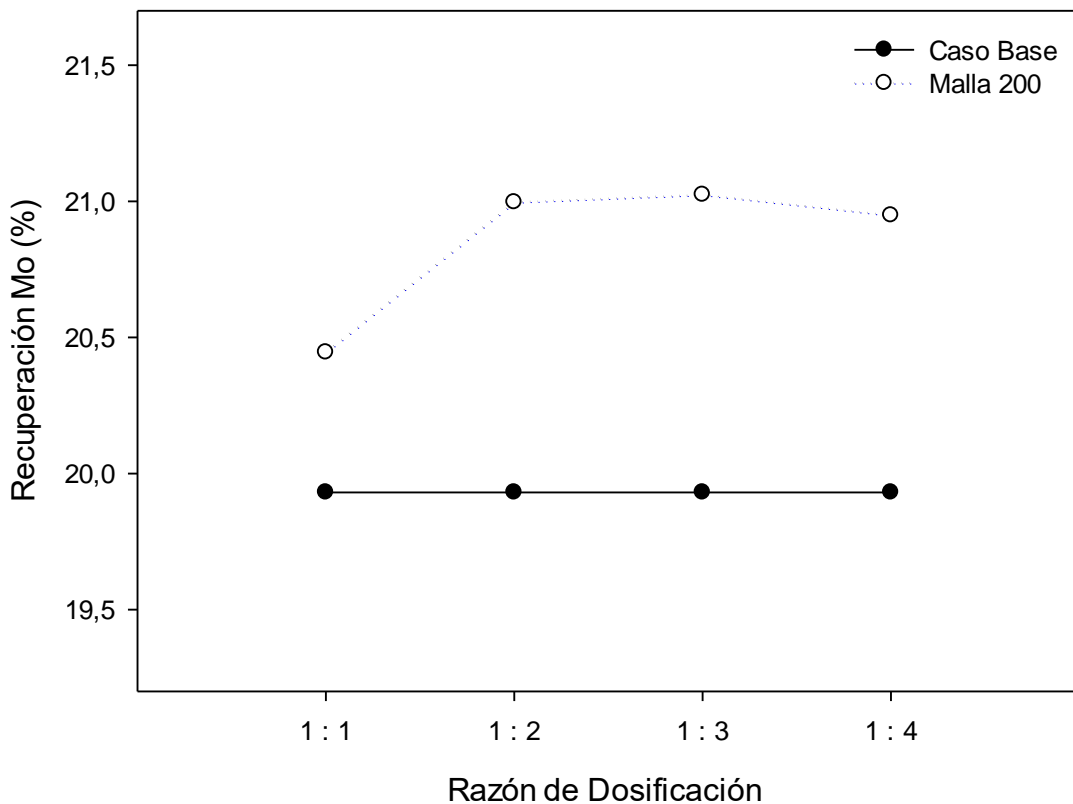


Figura 31. Recuperación molibdeno mineral M2.

En lo que respecta a la recuperación de molibdeno del mineral M2 (Figura 31), se observa un claro aumento de ésta con respecto al caso base. La máxima recuperación que se obtiene es de 21.02%, la cual se logra con una razón de dosificación de 1:3, luego al aumentar la dosificación de la fracción fina, la recuperación disminuye levemente. El aumento de 1.09 puntos porcentuales en la recuperación se debería probablemente a las mismas causas que influyeron en el mineral M1.



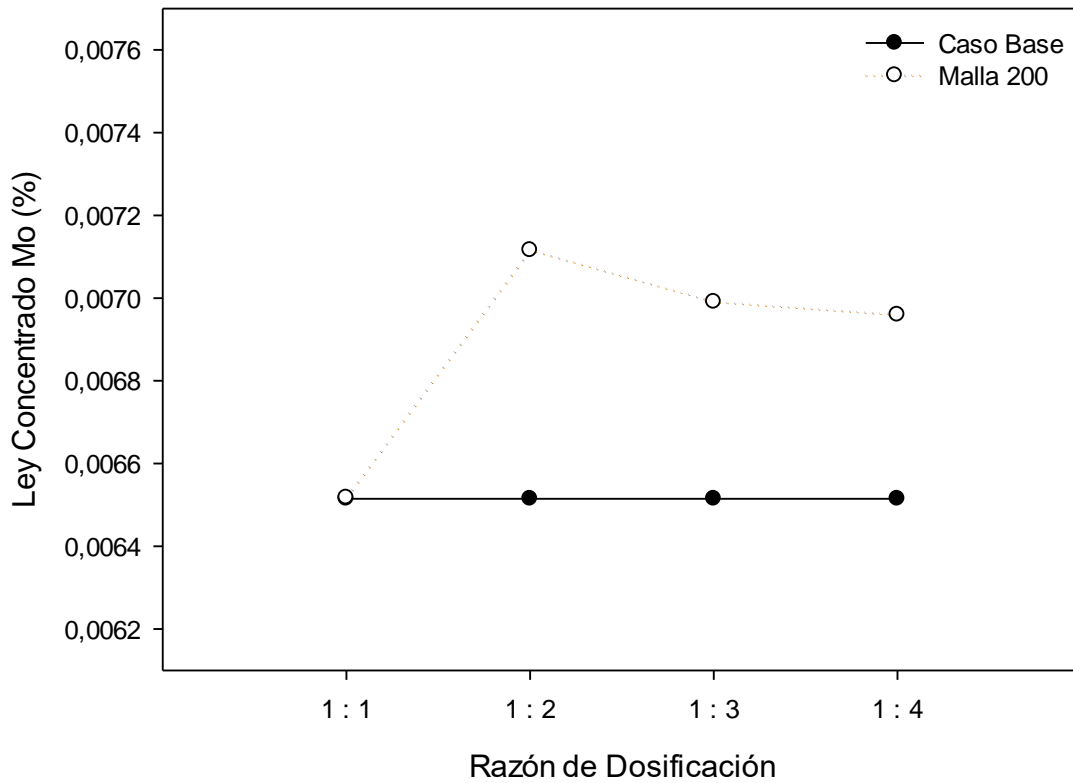


Figura 32. Ley de molibdeno concentrado mineral M2.

De la Figura 32, se puede ver que la ley de molibdeno en el concentrado aumenta a medida que se aumenta la dosis de la fracción fina, lo cual tiene directa relación con el aumento en la recuperación que se obtuvo por medio del acondicionamiento por separado.

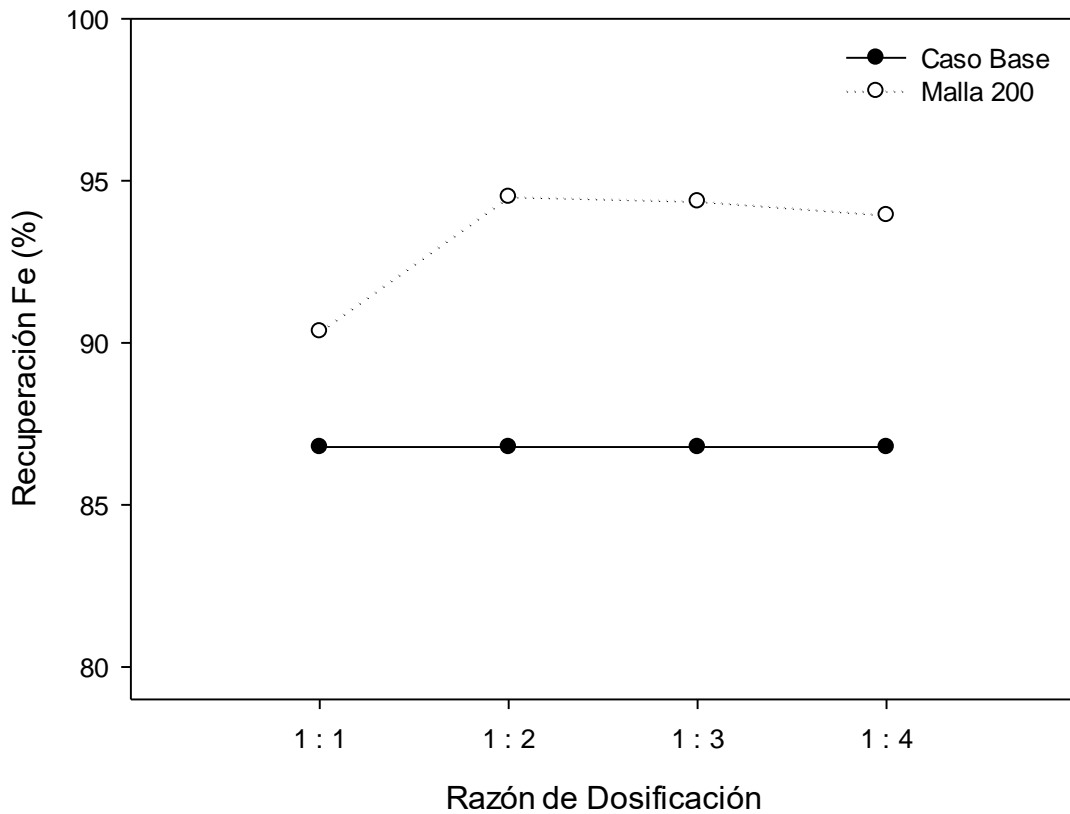


Figura 33. Recuperación hierro mineral M2.

De la Figura 33, se puede apreciar un comportamiento similar en la recuperación de hierro con respecto a la del cobre, donde al realizar este tipo de acondicionamiento a cada fracción separadamente, se alcanzó un notorio aumento en la recuperación, llegando a su máximo para la razón de dosificación grueso:fino de 1:2 con un 94.45%. Luego la recuperación disminuyó levemente a medida que se aumentó la dosis de la fracción fina.

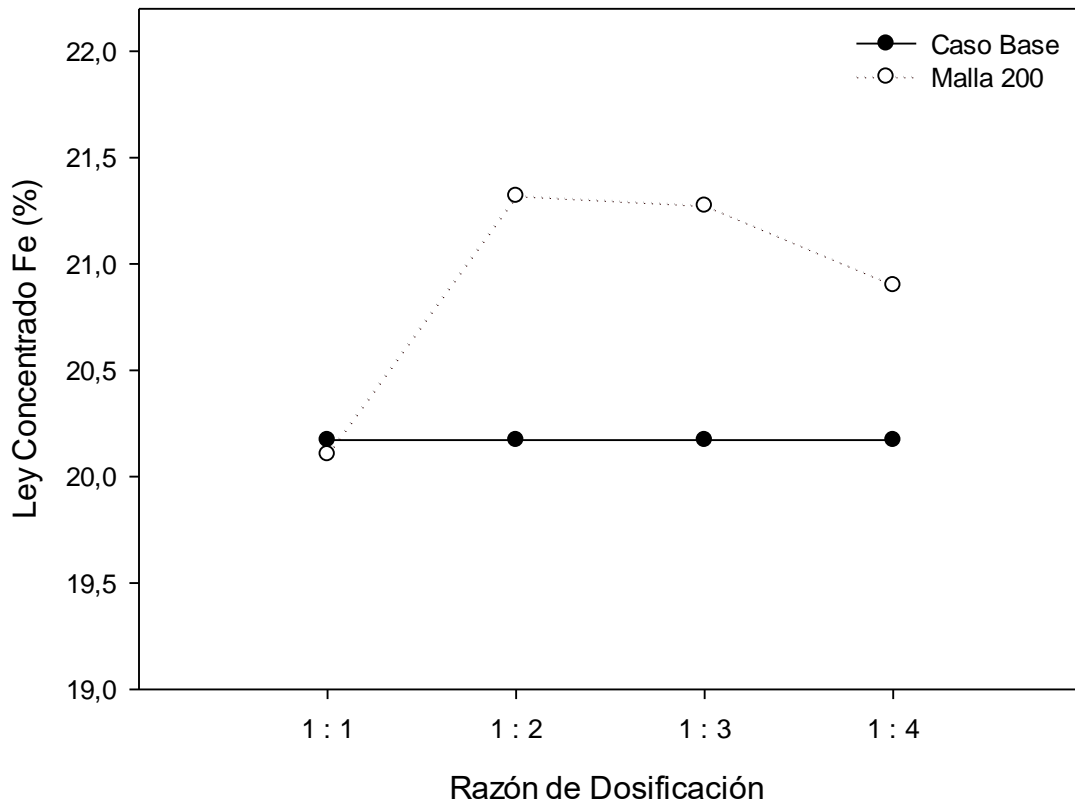


Figura 34. Ley de hierro concentrado mineral M2.

Tal como se observa en la Figura 34, las leyes de los concentrados que se realizaron con un acondicionamiento por separado son mayores al valor del caso base que fue de 20.17%, en particular las pruebas que se llevaron a cabo con una razón de dosificación 1:2 y 1:3, donde las leyes fueron 21.32% y 21.27% respectivamente.

### 4.2.3. Mineral M3

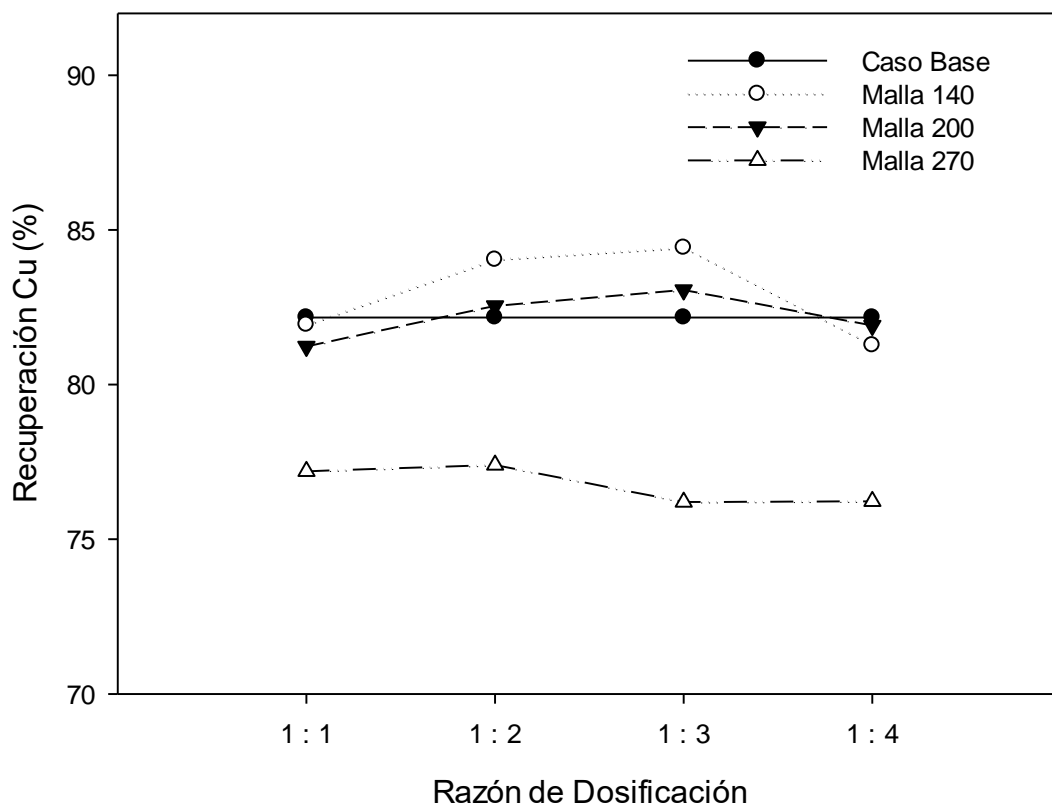


Figura 35. Recuperación cobre mineral M3.

De Figura 35, se puede ver que se alcanza una mayor recuperación de cobre con un acondicionamiento por separado de gruesos y finos, en particular con las mallas 140 y 200, donde se obtiene una recuperación de 84.42 y 83.08% respectivamente para una razón de dosificación 1:3. Este aumento se explica por lo anteriormente mencionados de dosificar de manera separada ambas fracciones con una mayor dosis para la fracción fina ya que esta es la que posee la mayor área superficial específica, pero a la vez dosificando la fracción gruesa con una dosis adecuada de modo que ambas fracciones adquieran un grado adecuado de hidrofobicidad.

Al analizar la recuperación en función del tamaño de corte, se puede ver claramente que hay una disminución de ésta a medida que se disminuye éste (aumento en el número del tamiz). Los valores más bajos de recuperación se registraron con la malla 270, esto se

explicaría por el hecho de aplicar la mayor dosis de reactivos a la fracción fina y con ello dejar sin la dosis requerida a la fracción gruesa.

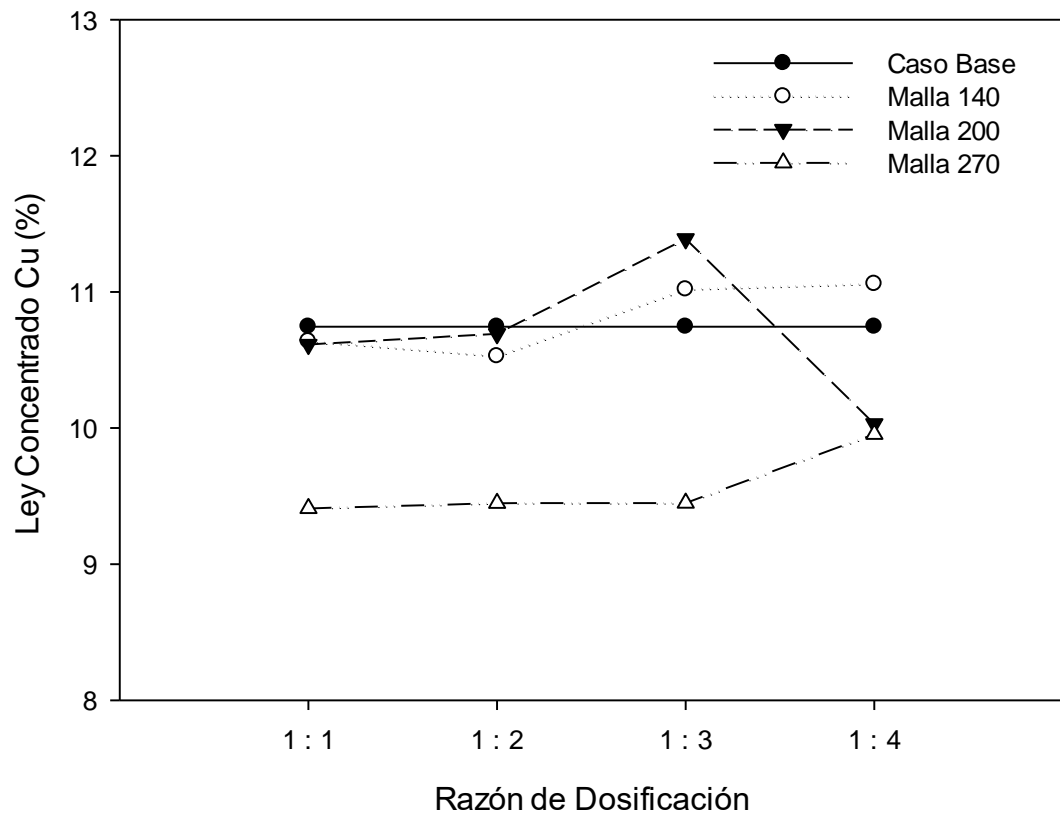


Figura 36. Ley de cobre concentrado mineral M3.

Las leyes de cobre más altas (Figura 36) se obtuvieron en los concentrados de las pruebas hechas con las mallas 140 y 200 para las razones de dosificación grueso:fino de 1:3 y 1:4. Por otro lado, las leyes más bajas que se registraron en los concentrados de las pruebas hechas con la malla 270.

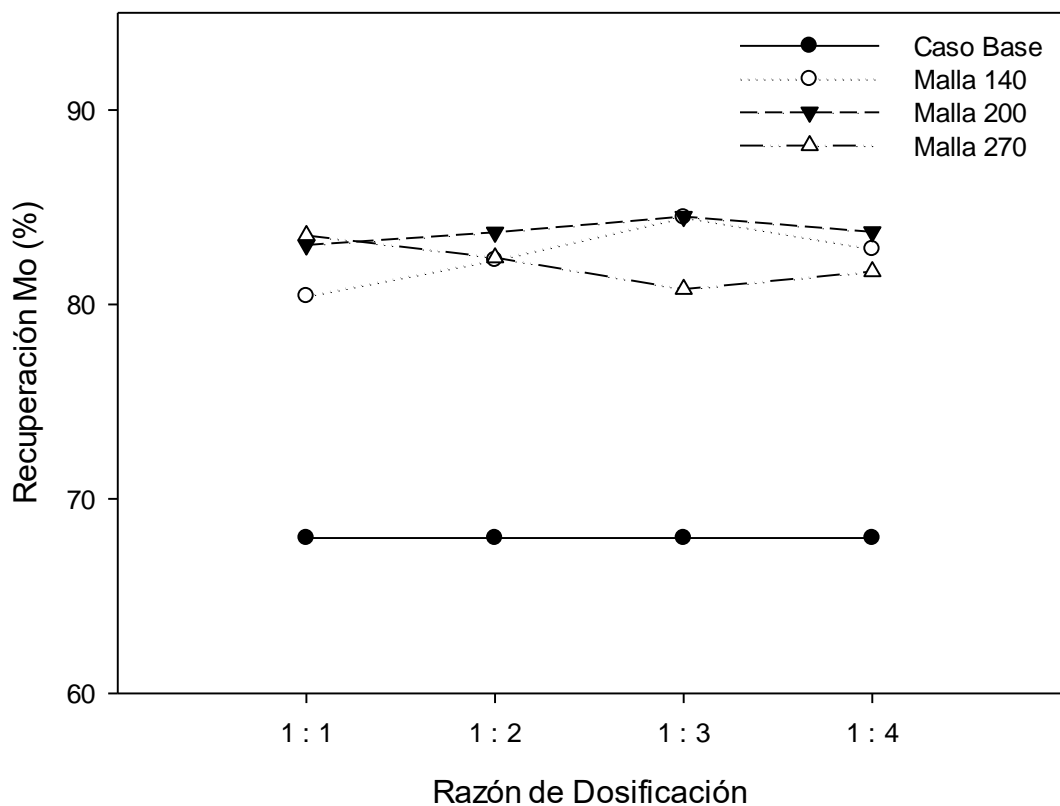


Figura 37. Recuperación molibdeno mineral M3.

Los resultados arrojados de las pruebas de flotación hechas con un acondicionamiento por separado en el mineral M3 (Figura 37) muestran que las recuperaciones bajo este tipo de acondicionamiento son mucho mayores al caso base (flotación con acondicionamiento normal), generando una diferencia de 16.52 puntos porcentuales entre la flotación base y la máxima recuperación, que se alcanzó con la maya 200 a una razón de dosificación de 1:3, la cual fue de 84.51%. Este gran aumento en la recuperación de molibdeno se debería a un aumento en la recuperación de molibdenita fina principalmente, lo cual se explicaría por un aumento en la frecuencia de colisión entre las partículas finas de molibdenita y las burbujas de tionocarbamato generadas por la agitación.

Para aumentar la frecuencia de colisión entre las partículas finas de molibdenita y las burbujas de tionocarbamato es necesario disminuir el tamaño de las burbujas, esto último se logra aumentando la agitación de la pulpa, o también disminuyendo el volumen de la pulpa con los reactivos. En el caso de este trabajo, al separar las fracciones fina y gruesa, y luego acondicionarlas por separado se aumentó la potencia transferida a la pulpa

al disminuir su volumen y mantener la agitación con las mismas revoluciones por minuto, E. Matiolo et al (2007). Esto tiene efectos positivos en colectores oleosos como el tionocarbamato, puesto que al disminuir el tamaño de las burbujas aumenta la frecuencia de colisión entre las burbujas y las partículas de molibdenita, y con eso las posibilidades que el tionocarbamato se adsorba en los bordes de la molibdenita, G. Huang et al (2016).

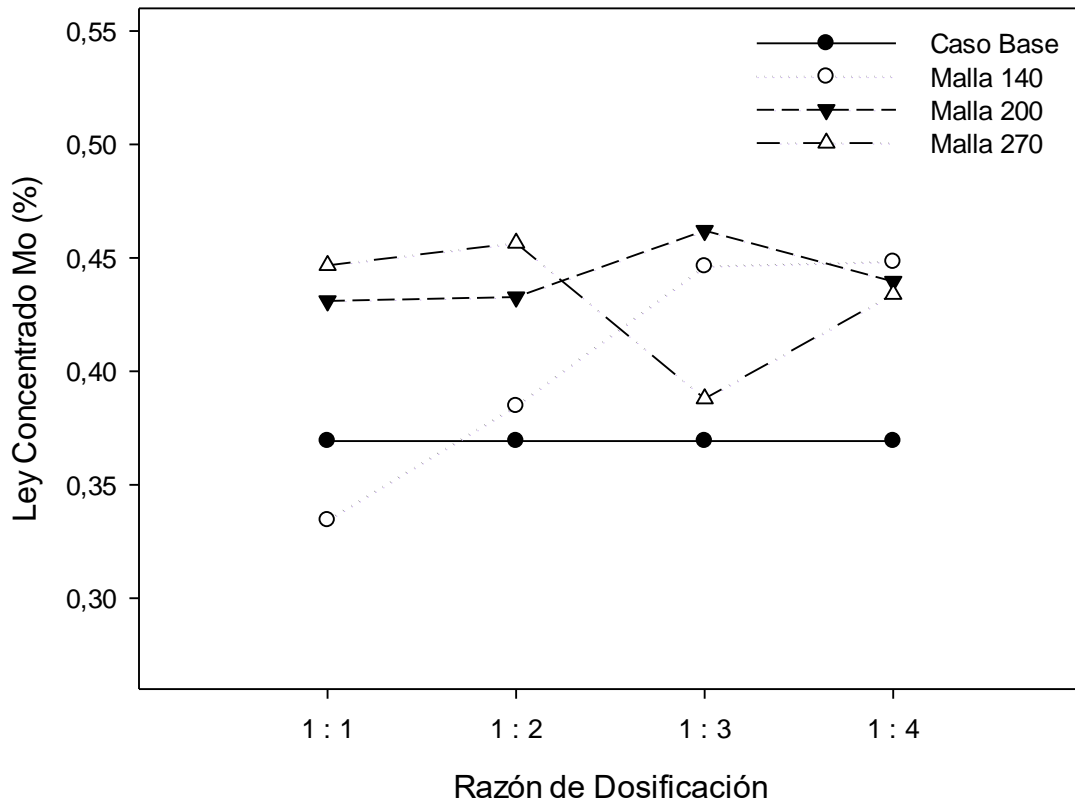


Figura 38. Ley de molibdeno concentrado M3.

Con respecto a las leyes de los concentrados obtenidos del mineral M3 mediante el acondicionamiento por separado (Figura 38) son bastante mayores a la del caso base, lo cual se debe fundamentalmente a una mayor recuperación de molibdeno. La ley más alta que se alcanzó fue de 0.46% con la malla 200 a una razón de dosificación 1:3.

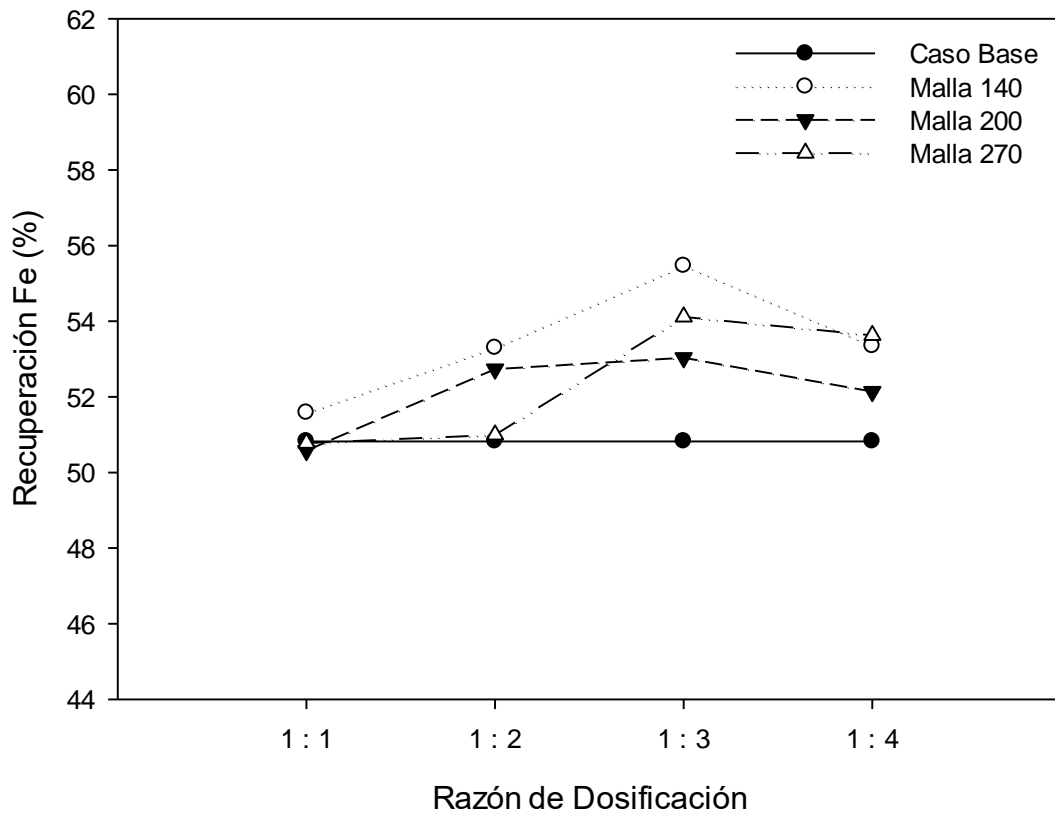


Figura 39. Recuperación hierro mineral M3.

En relación con la recuperación de hierro en el mineral M3 (Figura 39) se alcanzan valores considerablemente mayores en comparación con el caso base (flotación con acondicionamiento normal) al igual que en los otros dos minerales analizados en este trabajo. Las máximas recuperaciones que se alcanzaron fueron de 55.46 y 54.11% con las mallas 140 y 270 respectivamente, en ambos casos se aplicó una razón de dosificación de 1:3 a las fracciones grueso:fino.



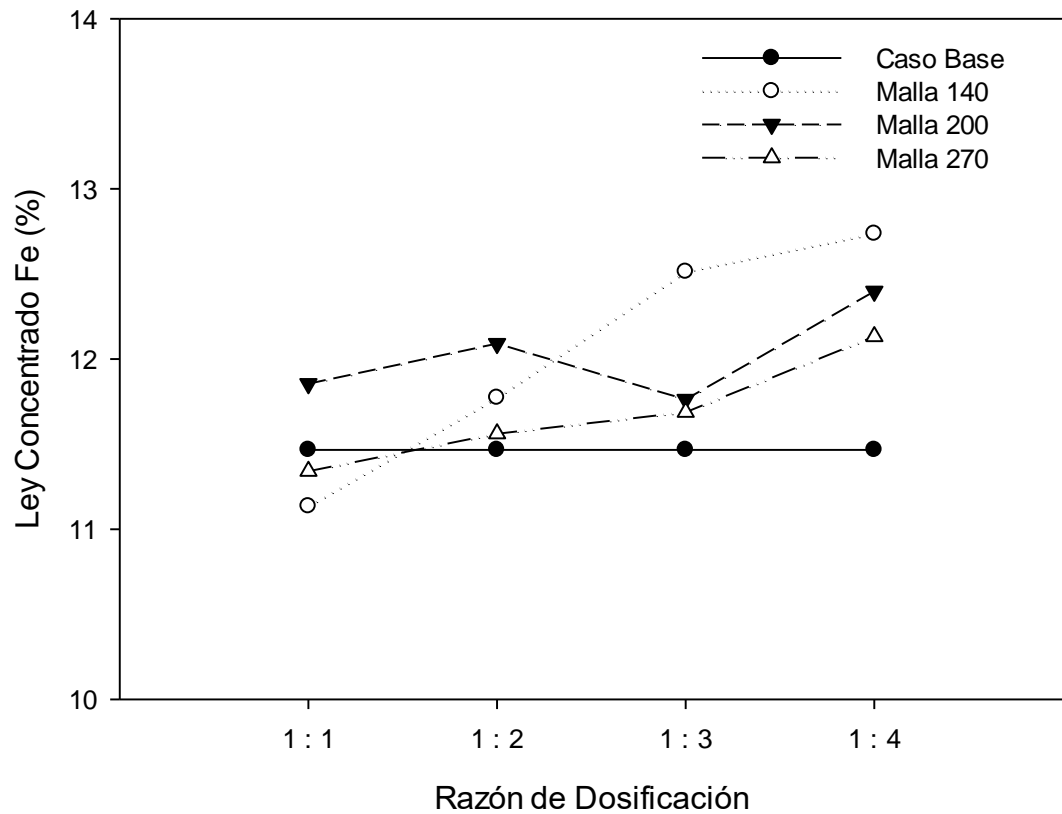


Figura 40. Ley de hierro concentrado M3.

En cuanto a las leyes de hierro de los concentrados obtenidos del mineral M3 (Figura 40) se aprecia un aumento en las leyes a medida que se aumenta la dosis de la facción fina, en especial, en las pruebas llevadas a cabo con la malla 140, donde se alcanza la mayor ley de 12.74% para una razón de dosificación 1:4.

## 5. CONCLUSIONES

A partir de los resultados de las pruebas de flotación con acondicionamiento por separado realizadas con tres minerales sulfurados de cobre a escala de laboratorio, se presentan las siguientes conclusiones:

- En los tres minerales usados existe un aumento significativo en la recuperación de cobre y Molibdeno al realizar el acondicionamiento por separado con razones de dosificación 1:2 o 1:3 grueso:fino principalmente con respecto al caso base. Por lo tanto se puede ratificar que este tipo de procedimiento genera beneficios en la flotación.
- Con respecto al caso del tamaño de corte, se observó un aumento en la recuperación de cobre y molibdeno a medida que se aumenta el tamaño de corte en los dos minerales analizados (M1 y M3), donde las máximas recuperaciones se alcanzaron con el uso de la malla 140, lo cual se explicaría por el aumento de la flotabilidad de partículas gruesas principalmente.
- De un análisis global de la gráfica de los resultado obtenidos, se observó un patrón de curvas (Recuperación (%) v/s Razón de dosificación) repetitivo, en la que se distinguen 3 zonas. La primera zona va desde una razón de dosificación de 1:1 a 1:2 es donde la recuperación aumenta, la segunda que va desde 1:2 a 1:3 es donde se alcanzan las máximas recuperaciones y la tercera que va desde 1:3 a 1:4 donde la recuperación tiende a disminuir.
- El aumento en la recuperación de molibdeno fue menor en los minerales M1 y M2, por otro, el aumento en la recuperación de molibdeno en el mineral M3 de 16.52 puntos porcentuales al realizar el acondicionamiento por separado fue la mayor diferencia registrada.
- Con respecto a las leyes de los concentrados obtenidos de las pruebas de flotación con acondicionamiento por separado. Para el mineral M1, se registraron algunas leyes menores a las del caso base por el efecto del arrastre de ganga al inicio de la etapa de flotación, no obstante, se obtuvieron las leyes mayores para los casos donde se alcanzaron las mayores recuperaciones. Por otro lado, las leyes obtenidas de los concentrados de los mineral M2 y M3 presentaron valores parecidos y superiores a las leyes de los caso base, en especial en aquellas pruebas donde se registraron las mayores recuperaciones.

## 6. RECOMENDACIONES

El desarrollo de esta memoria de título plantea algunos desafíos para la continuidad en el avance de la investigación del acondicionamiento separado de partículas, lo que se relaciona con mejoras de los procedimientos y técnicas efectuados para obtener los resultados. De esta manera, las siguientes iniciativas serán un aporte a este trabajo realizado:

- Probar el efecto del acondicionamiento por separado de partículas gruesas y finas a escala piloto con el fin de poder corroborar los resultados obtenidos a nivel de laboratorio.
- Diseñar un equipo que permita el acondicionamiento de las fracciones fina y gruesa de una pulpa.
- Elabora un estudio económico en una planta concentradora que involucre las inversiones requeridas en infraestructura para la implementación de este procedimiento junto a las mejoras conseguidas en cuanto a recuperación y ley de concentrado.



## 7. REFERENCIAS

Bulatovic, S. M. (2007). Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice: volumen 1: flotation of sulfide ores. Elsevier.

Feng, D. & Adrich, C. (1999). Effect of particle size on flotation performance of complex sulphide ores. Minerals Engineering, 12(7), 721-731.

Henwood, D. (1994). The effect of conditioning on froth flotation. Thesis submitted to the University of Cape Town (Master of Science in Engineering).

Huang, G., Xu, H., Ma, L. & Wu, L. (2016). Improving coal flotation by classified conditioning. School of Chemical and Environmental Engineering. China University of Mining and Technology (Beijing).

Matiolo, E., Capponi, F., Rodrigues, R., & Rubio, J., (2007). Técnicas no convencionales de flotación de partículas finas de sulfuro de cobre y molibdeno.

Mena, J. C., (2016). Efecto del acondicionamiento por separado de partículas finas y gruesas en la flotación rougher de un mineral sulfurado de cobre. Memoria de Título (Ingeniería Civil Metalúrgica). Universidad de Concepción. Facultad de Ingeniería. Departamento de Ingeniería Metalúrgica. Concepción. Chile.

Sun, W., Z. J. Xie, Y. H. Hu, M. J. Deng, L. Yi, and G. Y. He. 2008. Effect of high intensity conditioning on aggregate size of fine sphalerite. Transactions of Nonferrous Metals Society of China 18:438-443.

Trahar, W.J. (1981). A rational interpretation of role of particle size in flotation. International Journal of Mineral Processing, vol 2.

## ANEXO

### A.1 Cinética de molienda

Tabla 9. Resultados pruebas de cinética de molienda mineral M1.

Masa inicial (min)	Tiempo (min)	Masa retenida (g)	Masa pasante (g)	% Pasante #100
500	6	207.15	292.85	58.57
500	8	126.73	373.27	74.65
500	10	63.78	436.22	87.24
500	12	20.20	479.80	95.96

Tabla 10. Resultados pruebas de cinética de molienda mineral M2.

Masa inicial (min)	Tiempo (min)	Masa retenida (g)	Masa pasante (g)	% Pasante #100
525	4	230.06	294.94	56.18
525	5	184.40	340.60	64.88
525	6	131.15	393.85	75.02
525	7	95.71	429.29	81.77

Tabla 11. Resultados pruebas de cinética de molienda mineral M3.

Masa inicial (min)	Tiempo (min)	Masa retenida (g)	Masa pasante (g)	% Pasante #100
500	6	148.59	351.41	70.28
500	8	75.15	424.85	84.97
500	10	39.04	460.96	92.19
500	12	5.09	494.91	98.98

## A.2 Análisis granulométrico

Tabla 12. Análisis granulométrico mineral M1.

Malla	Micrones	Masa retenida (g)	Masa acumulada (g)	Masa pasante (g)	% Pasante
#70	212	44.10	44.10	443.30	90.95
#80	180	28.70	72.80	414.60	85.06
#100	150	35.30	108.10	379.30	77.82
#140	106	68.80	176.90	310.50	63.71
#200	75	53.70	230.60	256.80	52.69
#270	53	49.40	280.00	207.40	42.55
#325	45	22.60	302.60	184.80	37.92
#400	38	15.90	318.50	168.90	34.65

Tabla 13. Análisis granulométrico mineral M2.

Malla	Micrones	Masa retenida (g)	Masa acumulada (g)	Masa pasante (g)	% Pasante
#70	212	40.10	40.10	481.09	92.31
#80	180	21.31	61.41	459.78	88.22
#100	150	48.86	110.27	410.92	78.84
#140	106	75.20	185.47	335.72	64.41
#200	75	61.92	247.39	273.80	52.53
#270	53	57.03	304.42	216.77	41.59
#325	45	8.41	312.83	208.36	39.98
#400	38	29.61	342.44	178.75	34.30

Tabla 14. Análisis granulométrico mineral M3.

Malla	Micrones	Masa retenida (g)	Masa acumulada (g)	Masa pasante (g)	% Pasante
#70	212	29.78	29.78	458.26	93.90
#80	180	23.28	53.06	434.98	89.13
#100	150	51.96	105.02	383.02	78.48
#140	106	86.26	191.28	296.76	60.81
#200	75	59.45	250.73	237.31	48.63
#270	53	52.95	303.68	184.36	37.78
#325	45	17.97	321.65	166.39	34.09
#400	38	18.43	340.08	147.96	30.32

### A.3 Concentraciones obtenidas

Tabla 15. Concentraciones obtenidas mineral M1.

Mineral	Tamaño de corte	Razón de dosificación	Concentración fracción gruesa			Concentración fracción fina		
			Xips (g/t)	Tionocarbamato (g/t)	MIBC (g/t)	Xips (g/t)	Tionocarbamato (g/t)	MIBC (g/t)
M1	# 140	1 : 1	42.40	42.40	42.40	23.21	23.21	23.21
		1 : 2	28.26	28.26	28.26	30.95	30.95	30.95
		1 : 3	21.20	21.20	21.20	34.82	34.82	34.82
		1 : 4	16.96	16.96	16.96	37.14	37.14	37.14
	# 200	1 : 1	32.52	32.52	32.52	27.84	27.84	27.84
		1 : 2	21.68	21.68	21.68	37.12	37.12	37.12
		1 : 3	16.26	16.26	16.26	41.76	41.76	41.76
		1 : 4	13.01	13.01	13.01	44.54	44.54	44.54
	# 325	1 : 1	24.79	24.79	24.79	37.99	37.99	37.99
		1 : 2	16.52	20.21	16.52	50.66	50.66	50.66
		1 : 3	12.39	19.60	12.39	56.99	56.99	56.99
		1 : 4	9.91	11.97	9.91	60.79	60.79	60.79

Tabla 16. Concentraciones obtenidas mineral M2.

Mineral	Tamaño de corte	Razón de dosificación	Concentración fracción gruesa			Concentración fracción fina		
			Xips (g/t)	Tionocarbamato (g/t)	MIBC (g/t)	Xips (g/t)	Tionocarbamato (g/t)	MIBC (g/t)
M2	# 200	1 : 1	31.83	31.83	31.83	28.37	28.37	28.37
		1 : 2	21.22	21.22	21.22	37.82	37.82	37.82
		1 : 3	15.92	15.92	15.92	42.55	42.55	42.55
		1 : 4	12.73	12.73	12.73	45.39	45.39	45.39

Tabla 17. Concentraciones obtenidas mineral M3.

Mineral	Tamaño de corte	Razón de dosificación	Concentración fracción gruesa			Concentración fracción fina		
			Xips (g/t)	Tionocarbamato (g/t)	MIBC (g/t)	Xips (g/t)	Tionocarbamato (g/t)	MIBC (g/t)
M3	# 140	1 : 1	-	78.42	26.14	-	48.59	16.20
		1 : 2	-	52.28	17.43	-	64.78	21.59
		1 : 3	-	39.21	13.07	-	72.88	24.29
		1 : 4	-	31.37	10.46	-	77.74	25.91
	# 200	1 : 1	-	59.83	19.94	-	60.18	20.06
		1 : 2	-	39.88	13.29	-	80.23	26.74
		1 : 3	-	29.91	9.97	-	90.26	30.09
		1 : 4	-	23.93	7.98	-	96.28	32.09
	# 270	1 : 1	-	49.39	16.46	-	76.41	25.47
		1 : 2	-	32.93	10.98	-	101.87	33.96
		1 : 3	-	24.70	8.23	-	114.61	38.20
		1 : 4	-	19.76	6.59	-	122.25	40.75



#### A.4 Resultados pruebas de flotación

Tabla 18. Resultados recuperación de cobre mineral M1.

Prueba de flotación	Razón de Dosificación	Masa (g)	Ley rec. (%)	Masa conc. (g)	Ley conc. (%)	Masa cola (g)	Ley cola (%)	Rec. Peso (%)	Rec. Finos (%)
Caso Base 1	-	490.15	0.38	51.78	3.30	438.37	0.04	10.56	90.65
Caso Base 2	-	489.70	0.40	51.26	3.43	438.44	0.05	10.47	89.23
Separación # 140 1:1	1 : 1	488.43	0.36	49.22	3.28	439.21	0.03	10.08	91.37
Separación # 140 1:2	1 : 2	488.27	0.39	54.07	3.18	434.20	0.04	11.07	91.59
Separación # 140 1:3	1 : 3	488.30	0.32	55.95	2.53	432.35	0.03	11.46	91.30
Separación # 140 1:4	1 : 4	488.54	0.35	55.88	2.77	432.66	0.04	11.44	90.13
Separación # 200 1:1	1 : 1	488.17	0.36	51.43	3.12	436.74	0.04	10.54	90.17
Separación # 200 1:2	1 : 2	488.60	0.40	50.45	3.52	438.15	0.04	10.33	90.95
Separación # 200 1:2	1 : 2	489.27	0.41	52.42	3.48	436.85	0.04	10.71	91.29
Separación # 200 1:3	1 : 3	489.53	0.38	52.13	3.28	437.40	0.04	10.65	91.69
Separación # 200 1:3	1 : 3	489.54	0.36	51.13	3.16	438.41	0.03	10.44	91.35
Separación # 200 1:4	1 : 4	489.77	0.38	52.10	3.22	437.67	0.04	10.64	90.99
Separación # 325 1:1	1 : 1	488.09	0.36	50.13	3.19	437.96	0.04	10.27	89.91
Separación # 325 1:2	1 : 2	489.86	0.35	55.17	2.82	434.69	0.04	11.26	90.05
Separación # 325 1:3	1 : 3	487.91	0.36	50.30	3.18	437.61	0.04	10.31	91.12
Separación # 325 1:4	1 : 4	488.74	0.35	52.44	3.00	436.30	0.04	10.73	90.90

Tabla 19. Resultados recuperación de molibdeno mineral M1.

Prueba de flotación	Razón de Dosificación	Masa (g)	Ley rec (%)	Masa conc. (g)	Ley conc. (%)	Masa cola (g)	Ley cola (%)	Rec. Peso (%)	Rec. Finos (%)
Caso Base 1	-	490.15	0.0007	51.78	0.0020	438.37	0.0006	10.56	28.78
Caso Base 2	-	489.70	0.0008	51.26	0.0022	438.44	0.0006	10.47	28.73
Separación # 140 1:1	1 : 1	488.43	0.0007	49.22	0.0021	439.21	0.0006	10.08	28.99
Separación # 140 1:2	1 : 2	488.27	0.0008	54.07	0.0020	434.20	0.0006	11.07	29.21
Separación # 140 1:3	1 : 3	488.30	0.0008	55.95	0.0020	432.35	0.0006	11.46	29.16
Separación # 140 1:4	1 : 4	488.54	0.0008	55.88	0.0020	432.66	0.0006	11.44	29.13
Separación # 200 1:1	1 : 1	488.17	0.0008	51.43	0.0021	436.74	0.0006	10.54	28.81
Separación # 200 1:2	1 : 2	488.60	0.0008	50.45	0.0021	438.15	0.0006	10.33	29.01
Separación # 200 1:2	1 : 2	489.27	0.0008	52.42	0.0021	436.85	0.0006	10.71	29.13
Separación # 200 1:3	1 : 3	489.53	0.0008	52.13	0.0021	437.40	0.0006	10.65	28.95
Separación # 200 1:3	1 : 3	489.54	0.0008	51.13	0.0021	438.41	0.0006	10.44	29.17
Separación # 200 1:4	1 : 4	489.77	0.0008	52.10	0.0021	437.67	0.0006	10.64	29.03
Separación # 325 1:1	1 : 1	488.09	0.0008	50.13	0.0021	437.96	0.0006	10.27	28.65
Separación # 325 1:2	1 : 2	489.86	0.0008	55.17	0.0020	434.69	0.0006	11.26	28.75
Separación # 325 1:3	1 : 3	487.91	0.0008	50.30	0.0021	437.61	0.0006	10.31	29.01
Separación # 325 1:4	1 : 4	488.74	0.0008	52.44	0.0021	436.30	0.0006	10.73	28.99

Tabla 20. Resultados recuperación de hierro mineral M1.

Prueba de flotación	Razón de Dosificación	Masa (g)	Ley rec (%)	Masa conc. (g)	Ley conc. (%)	Masa cola (g)	Ley cola (%)	Rec. Peso (%)	Rec. Finos (%)
Caso Base 1	-	490.15	1.52	51.78	7.35	438.37	0.83	10.56	51.09
Caso Base 2	-	489.70	1.49	51.26	7.40	438.44	0.80	10.47	51.89
Separación # 140 1:1	1 : 1	488.43	1.40	49.22	8.60	439.21	0.59	10.08	61.88
Separación # 140 1:2	1 : 2	488.27	1.42	54.07	8.48	434.20	0.54	11.07	66.19
Separación # 140 1:3	1 : 3	488.30	1.38	55.95	7.94	432.35	0.53	11.46	66.02
Separación # 140 1:4	1 : 4	488.54	1.37	55.88	7.89	432.66	0.53	11.44	65.74
Separación # 200 1:1	1 : 1	488.17	1.36	51.43	8.56	436.74	0.51	10.54	66.25
Separación # 200 1:2	1 : 2	488.60	1.40	50.45	9.13	438.15	0.51	10.33	67.27
Separación # 200 1:2	1 : 2	489.27	1.46	52.42	9.28	436.85	0.52	10.71	68.21
Separación # 200 1:3	1 : 3	489.53	1.44	52.13	9.16	437.40	0.52	10.65	67.87
Separación # 200 1:3	1 : 3	489.54	1.41	51.13	9.01	438.41	0.52	10.44	66.92
Separación # 200 1:4	1 : 4	489.77	1.42	52.10	8.91	437.67	0.53	10.64	66.82
Separación # 325 1:1	1 : 1	488.09	1.35	50.13	8.66	437.96	0.51	10.27	66.02
Separación # 325 1:2	1 : 2	489.86	1.36	55.17	8.18	434.69	0.50	11.26	67.71
Separación # 325 1:3	1 : 3	487.91	1.34	50.30	8.82	437.61	0.48	10.31	67.76
Separación # 325 1:4	1 : 4	488.74	1.35	52.44	8.39	436.30	0.50	10.73	66.68

Tabla 21. Resultados recuperación de cobre mineral M2.

Prueba de flotación	Razón de Dosificación	Masa (g)	Ley rec (%)	Masa conc. (g)	Ley conc. (%)	Masa cola (g)	Ley cola (%)	Rec. Peso (%)	Rec. Finos (%)
Caso Base 1	-	523.15	0.87	110.64	3.72	412.51	0.11	21.15	90.28
Caso Base 2	-	522.87	0.78	115.51	3.23	407.36	0.08	22.09	91.81
Separación # 200 1:1	1 : 1	522.49	0.81	113.27	3.51	409.22	0.06	21.68	93.73
Separación # 200 1:2	1 : 2	522.47	0.75	110.09	3.41	412.38	0.04	21.07	96.03
Separación # 200 1:2	1 : 2	522.29	0.82	109.11	3.79	413.18	0.04	20.89	96.53
Separación # 200 1:3	1 : 3	522.71	0.82	109.65	3.77	413.06	0.04	20.98	96.32
Separación # 200 1:3	1 : 3	522.20	0.78	107.71	3.63	414.49	0.04	20.63	96.02
Separación # 200 1:4	1 : 4	523.02	0.78	113.03	3.43	409.99	0.05	21.61	95.37

Tabla 22. Resultados recuperación de molibdeno mineral M2.

Prueba de flotación	Razón de Dosificación	Masa (g)	Ley rec (%)	Masa conc. (g)	Ley conc. (%)	Masa cola (g)	Ley cola (%)	Rec. Peso (%)	Rec. Finos (%)
Caso Base 1	-	523.15	0.0067	110,64	0.0066	412.51	0.0068	21.15	20.73
Caso Base 2	-	522.87	0.0074	115,51	0.0064	407.36	0.0077	22.09	19.13
Separación # 200 1:1	1 : 1	522.49	0.0069	113,27	0.0065	409.22	0.0070	21.68	20.45
Separación # 200 1:2	1 : 2	522.47	0.0072	110,09	0.0071	412.38	0.0072	21.07	20.91
Separación # 200 1:2	1 : 2	522.29	0.0071	109,11	0.0071	413.18	0.0070	20.89	21.09
Separación # 200 1:3	1 : 3	522.71	0.0068	109,65	0.0068	413.06	0.0068	20.98	21.06
Separación # 200 1:3	1 : 3	522.20	0.0071	107,71	0.0072	414.49	0.0070	20.63	20.98
Separación # 200 1:4	1 : 4	523.02	0.0072	113,03	0.0070	409.99	0.0072	21.61	20.95

Tabla 23. Resultados recuperación de hierro mineral M2.

Prueba de flotación	Razón de Dosificación	Masa (g)	Ley rec (%)	Masa conc. (g)	Ley conc. (%)	Masa cola (g)	Ley cola (%)	Rec. Peso (%)	Rec. Finos (%)
Caso Base 1	-	523.15	4.85	110.64	19.74	412.51	0.86	21.15	86.05
Caso Base 2	-	522.87	4.90	115.51	19.42	407.36	0.78	22.09	87.55
Separación # 200 1:1	1 : 1	522.49	4.82	113.27	20.10	409.22	0.59	21.68	90.35
Separación # 200 1:2	1 : 2	522.47	4.69	110.09	20.98	412.38	0.34	21.07	94.33
Separación # 200 1:2	1 : 2	522.29	4.78	109.11	21.66	413.18	0.32	20.89	94.67
Separación # 200 1:3	1 : 3	522.71	4.75	109.65	21.42	413.06	0.33	20.98	94.56
Separación # 200 1:3	1 : 3	522.20	4.63	107.71	21.12	414.49	0.34	20.63	94.17
Separación # 200 1:4	1 : 4	523.02	4.81	113.03	20.90	409.99	0.37	21.61	93.94



Tabla 24. Resultados recuperación de cobre mineral M3.

Prueba de flotación	Razón de Dosificación	Masa (g)	Ley rec (%)	Masa conc. (g)	Ley conc. (%)	Masa cola (g)	Ley cola (%)	Rec. Peso (%)	Rec. Finos (%)
Caso Base 1	-	491.68	1.44	53.85	10.85	437.83	0.28	10.95	82.70
Caso Base 2	-	489.75	1.41	52.96	10.64	436.79	0.29	10.81	81.63
Separación # 140 1:1	1 : 1	491.25	1.44	54.56	10.64	436.69	0.29	11.11	81.93
Separación # 140 1:2	1 : 2	490.51	1.39	54.47	10.53	436.04	0.25	11.10	84.04
Separación # 140 1:3	1 : 3	491.07	1.44	54.01	11.02	437.06	0.25	11.00	84.42
Separación # 140 1:4	1 : 4	490.36	1.44	51.80	11.06	438.56	0.30	10.56	81.27
Separación # 200 1:1	1 : 1	490.49	1.38	51.75	10.61	438.74	0.29	10.55	81.23
Separación # 200 1:2	1 : 2	490.17	1.40	53.46	10.62	436.71	0.27	10.91	82.69
Separación # 200 1:2	1 : 2	488.86	1.41	52.69	10.77	436.17	0.28	10.78	82.39
Separación # 200 1:3	1 : 3	489.58	1.43	52.51	10.94	437.07	0.28	10.73	82.36
Separación # 200 1:3	1 : 3	489.30	1.51	52.37	11.83	436.93	0.28	10.70	83.75
Separación # 200 1:4	1 : 4	491.11	1.31	52.57	10.03	438.54	0.27	10.70	81.91
Separación # 270 1:1	1 : 1	490.63	1.31	52.58	9.41	438.05	0.33	10.72	77.19
Separación # 270 1:2	1 : 2	490.77	1.32	52.88	9.45	437.89	0.33	10.77	77.40
Separación # 270 1:3	1 : 3	490.34	1.38	54.51	9.45	435.83	0.37	11.12	76.20
Separación # 270 1:4	1 : 4	490.97	1.38	51.80	9.95	439.17	0.37	10.55	76.22

Tabla 25. Resultados recuperación de molibdeno mineral M3.

Prueba de flotación	Razón de Dosificación	Masa (g)	Ley rec (%)	Masa conc. (g)	Ley conc. (%)	Masa cola (g)	Ley cola (%)	Rec. Peso (%)	Rec. Finos (%)
Caso Base 1	-	491.68	0.058	53.85	0.33	437.83	0.024	10.95	62.88
Caso Base 2	-	489.75	0.060	52.96	0.41	436.79	0.018	10.81	73.10
Separación # 140 1:1	1 : 1	491.25	0.046	54.56	0.33	436.69	0.010	11.11	80.42
Separación # 140 1:2	1 : 2	490.51	0.052	54.47	0.38	436.04	0.010	11.10	82.28
Separación # 140 1:3	1 : 3	491.07	0.058	54.01	0.45	437.06	0.010	11.00	84.48
Separación # 140 1:4	1 : 4	490.36	0.057	51.80	0.45	438.56	0.011	10.56	82.84
Separación # 200 1:1	1 : 1	490.49	0.055	51.75	0.43	438.74	0.010	10.55	83.05
Separación # 200 1:2	1 : 2	490.17	0.057	53.46	0.44	436.71	0.010	10.91	83.92
Separación # 200 1:2	1 : 2	488.86	0.055	52.69	0.43	436.17	0.010	10.78	83.48
Separación # 200 1:3	1 : 3	489.58	0.058	52.51	0.46	437.07	0.010	10.73	84.42
Separación # 200 1:3	1 : 3	489.30	0.059	52.37	0.47	436.93	0.010	10.70	84.61
Separación # 200 1:4	1 : 4	491.11	0.056	52.57	0.44	438.54	0.010	10.70	83.72
Separación # 270 1:1	1 : 1	490.63	0.057	52.58	0.45	438.05	0.011	10.72	83.55
Separación # 270 1:2	1 : 2	490.77	0.060	52.88	0.46	437.89	0.012	10.77	82.40
Separación # 270 1:3	1 : 3	490.34	0.053	54.51	0.39	435.83	0.012	11.12	80.78
Separación # 270 1:4	1 : 4	490.97	0.056	51.80	0.43	439.17	0.011	10.55	81.69

Tabla 26. Resultados recuperación de hierro mineral M3.

Prueba de flotación	Razón de Dosificación	Masa (g)	Ley rec (%)	Masa conc. (g)	Ley conc. (%)	Masa cola (g)	Ley cola (%)	Rec. Peso (%)	Rec. Finos (%)
Caso Base 1	-	491.68	2.56	53.85	11.99	437.83	1.40	10.95	51.33
Caso Base 2	-	489.75	2.35	52.96	10.95	436.79	1.31	10.81	50.31
Separación # 140 1:1	1 : 1	491.25	2.40	54.56	11.13	436.69	1.31	11.11	51.58
Separación # 140 1:2	1 : 2	490.51	2.45	54.47	11.77	436.04	1.29	11.10	53.29
Separación # 140 1:3	1 : 3	491.07	2.48	54.01	12.51	437.06	1.24	11.00	55.46
Separación # 140 1:4	1 : 4	490.36	2.52	51.80	12.74	438.56	1.32	10.56	53.34
Separación # 200 1:1	1 : 1	490.49	2.47	51.75	11.85	438.74	1.37	10.55	50.58
Separación # 200 1:2	1 : 2	490.17	2.50	53.46	12.23	436.71	1.31	10.91	53.41
Separación # 200 1:2	1 : 2	488.86	2.47	52.69	11.95	436.17	1.33	10.78	52.05
Separación # 200 1:3	1 : 3	489.58	2.36	52.51	11.50	437.07	1.26	10.73	52.24
Separación # 200 1:3	1 : 3	489.30	2.39	52.37	12.02	436.93	1.24	10.70	53.82
Separación # 200 1:4	1 : 4	491.11	2.55	52.57	12.40	438.54	1.36	10.70	52.14
Separación # 270 1:1	1 : 1	490.63	2.39	52.58	11.34	438.05	1.32	10.72	50.78
Separación # 270 1:2	1 : 2	490.77	2.44	52.88	11.56	437.89	1.34	10.77	50.99
Separación # 270 1:3	1 : 3	492.34	2.39	54.51	11.69	437.83	1.23	11.07	54.11
Separación # 270 1:4	1 : 4	490.97	2.39	51.80	12.13	439.17	1.24	10.55	53.62



### A.5 Duplicado de pruebas de flotación

Tabla 27. Duplicado mineral M1.

Mineral M1	Cobre	Hierro	Molibdeno
Rec. (%) Caso base (1)	90.65	51.09	28.78
Rec. (%) Caso base (2)	89.23	51.89	28.73
Promedio Recuperación	89.94	51.49	28.76
Desviación Estándar	1.00	0.56	0.04
Separación # 200 1:2 (1)	90.95	67.27	29.01
Separación # 200 1:2 (2)	91.29	68.21	29.13
Promedio Recuperación	91.12	67.74	29.07
Desviación Estándar	0.25	0.66	0.09
Separación # 200 1:3 (1)	91.69	67.87	28.95
Separación # 200 1:3 (2)	91.35	66.92	29.17
Promedio Recuperación	91.52	67.40	29.06
Desviación Estándar	0.24	0.67	0.16

Tabla 28. Duplicado mineral M2.

Mineral M2	Cobre	Hierro	Molibdeno
Rec. (%) Caso base (1)	90.28	86.05	20.73
Rec. (%) Caso base (2)	91.81	87.55	19.13
Promedio Recuperación	91.05	86.80	19.93
Desviación Estándar	1.08	1.06	1.13
Separación # 200 1:2 (1)	96.03	94.33	20.91
Separación # 200 1:2 (2)	96.53	94.67	21.09
Promedio Recuperación	96.28	94.50	21.00
Desviación Estándar	0.35	0.24	0.13
Separación # 200 1:3 (1)	96.32	94.56	21.06
Separación # 200 1:3 (2)	96.02	94.17	20.98
Promedio Recuperación	96.17	94.37	21.02
Desviación Estándar	0.21	0.27	0.06

Tabla 29. Duplicado mineral M3.

Mineral M3	Cobre	Hierro	Molibdeno
Rec. (%) Caso base (1)	82.70	51.33	62.88
Rec. (%) Caso base (2)	81.63	50.31	73.10
Promedio Recuperación	82.17	50.82	67.99
Desviación Estándar	0.75	0.73	7.23
Separación # 200 1:2 (1)	82.69	53.41	83.92
Separación # 200 1:2 (2)	82.39	52.05	83.48
Promedio Recuperación	82.54	52.73	83.70
Desviación Estándar	0.21	0.96	0.31
Separación # 200 1:3 (1)	82.36	52.24	84.42
Separación # 200 1:3 (2)	83.75	53.82	84.61
Promedio Recuperación	83.06	53.03	84.51
Desviación Estándar	0.98	1.12	0.13



**UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN – FACULTAD DE INGENIERÍA**  
**Departamento de Ingeniería Metalúrgica**  
 Hoja Resumen Memoria de Título

**Título: Evaluación del acondicionamiento por separado de partículas gruesas y finas en la flotación rougher de tres minerales sulfurados de cobre.**

**Nombre Memorista: Martín Andrés Santos Medina**

<b>Modalidad</b>		<b>Profesor(es) Patrocinante(s)</b>
<b>Concepto</b>		
<b>Calificación</b>		
<b>Fecha</b>	<b>02-04-2018</b>	
Prof. Eugenia Araneda H.		<b>Prof. Leopoldo Gutiérrez B.</b>
		<b>Ingeniero Supervisor: Sr.</b>
		<b>Institución: Universidad de Concepción</b>

**Comisión (Nombre y Firma)**

Prof. Jaime Álvarez M.	Prof. Fernando Betancourt C.
------------------------	------------------------------

**Resumen**

El objetivo principal del presente trabajo es evaluar el acondicionamiento por separado de partículas gruesas y finas en la flotación rougher de tres minerales sulfurados de cobre con el propósito de aumentar las recuperaciones de cobre y molibdeno. Para analizar el efecto de un acondicionamiento por separado de las fracciones finas y gruesas se utilizaron tres mallas de corte para los minerales M1 y M3, y una para el mineral M2, las cuales se escogieron de acuerdo al P<sub>50</sub> obtenido del análisis granulométrico de cada uno de los minerales empleados en el presente trabajo. De este modo, una vez terminada la molienda, se separó la pulpa mediante los tamices seleccionados en dos fracciones, una gruesa y otra fina, para luego realizar el acondicionamiento por separado de ambas fracciones, agregando los reactivos de flotación también de manera fraccionada a razones de dosificación 1:1, 1:2, 1:3 y 1:4 (dosis fracción gruesa:dosis fracción fina), y a la vez, manteniendo la dosis global (dosis fracción gruesa más dosis fracción fina) de reactivos igual a la dosis aplicadas en las pruebas realizadas bajo un acondicionamiento normal para cada mineral empleado. Las pruebas de flotación realizadas bajo este tipo de acondicionamiento arrojaron que en los tres minerales usados existe un aumento significativo en la recuperación de cobre y molibdeno al realizar el acondicionamiento por separado con razones de dosificación de 1:2 o 1:3 (dosis fracción grueso:dosis fracción fina) principalmente, con respecto al acondicionamiento normal. Con respecto al tamaño de corte, se observó un aumento en la recuperación de cobre y molibdeno a medida que se aumenta el tamaño de corte (minerales M1 y M3), donde las máximas recuperaciones se alcanzaron con el uso de la malla 140.