



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA  
DE MÉXICO**

**FACULTAD DE QUÍMICA**

**DISEÑO DE UN ESQUEMA DE REACTIVOS PARA  
OPTIMIZAR LA FLOTACIÓN DE MINERALES DE COBRE Y  
MOLIBDENO DE UN DEPÓSITO PÓRFIDO DE COBRE**

**T E S I S**

**QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:  
INGENIERO QUÍMICO METALÚRGICO**

**P R E S E N T A:**

**LILIA GARDUÑO HERNÁNDEZ**



**MEXICO, D.F.**

**2015**



Universidad Nacional  
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

**Biblioteca Central**



**UNAM – Dirección General de Bibliotecas**  
**Tesis Digitales**  
**Restricciones de uso**

**DERECHOS RESERVADOS ©**  
**PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

**Jurado asignado:**

Presidente: Profesor Alberto Ingalls Cruz

Vocal: Profesor Antonio Huerta Cerdán

Secretario: Profesor Rosa Elva Rivera Santillán

1er. Suplente: Profesor Juan Manuel De La Rosa Canales

2do. Suplente: Profesor Juan Solórzano López

**Sitio donde se desarrolló el tema:**

**QUÍMICA TEUTÓN S.A. DE C.V.**

**Laboratorio Metalúrgico**

Cefeo 5541, Col. Arboledas  
Zapopan, Jalisco.

Asesor del tema:

---

M. en C. Alberto Ingalls Cruz

Sustentante:

---

Lilia Garduño Hernández

# Índice

	Página
Resumen	1
Capítulo 1	2
1 Introducción	2
1.1. Objetivos	4
1.2. Material de estudio	4
1.3. Reactivos químicos para flotación	5
1.4. Antecedentes	6
1.5. Justificación	7
1.6. Definición del problema	8
1.7. Planteamiento de la Hipótesis	8
Capítulo 2	9
2 Marco Teórico	9
2.1. Depósitos de cobre y su mineralogía	9
2.2. Procesos de separación y concentración de minerales	10
2.3. Clasificación de los reactivos químicos para flotación	13
2.3.1. Colectores	14
2.3.2. Espumantes	21
2.3.3. Agentes Modificadores	23
2.4. Propiedades de flotación de minerales de cobre individualmente y sulfuros asociados	25
2.5. Flotación de minerales de depósitos pórfidos de cobre	29
2.6. Efecto de la molienda sobre la metalurgia.	30
2.7. Esquema de reactivos en la flotación de cobre pórfido	30
2.7.1. Elección del modificador	30
2.7.2. Elección de los colectores	32
2.7.3. Elección del espumante	33
2.8. Flotación de molibdeno	34
2.9. Flotación para el beneficio de minerales de óxido de cobre	34
Capítulo 3	36
3 Diseño metodológico	36
3.1. Muestra mineral	37
3.2. Preparación de muestra	37
3.3. Metodología de la investigación	38
3.4. Equipo Experimental	41
3.5. Validación de pruebas por el método de cabeza calculada	42
Capítulo 4	45
4 Resultados y Discusión	45
4.1. Etapa I	46
4.2. Etapa II	50
4.3. Etapa III	57

4.4.	Etapa IV	65
	Capítulo 5	78
5	Conclusiones	78
5.1.	Recomendaciones	79
5.2.	Bibliografía	80
	Capítulo 6	81
6	Anexos	81

## Resumen

En esta investigación metalúrgica se trabajó con una mena de cobre tipo pórfido, que contiene 11.4% de minerales de óxido de cobre, por lo que se considera de difícil tratamiento. Se plantearon alternativas válidas técnicamente en lo que se refiere a reactivos de flotación para optimizar la calidad y recuperación de cobre y molibdeno en el concentrado primario.

Se realizaron 53 pruebas de flotación primaria, de las cuales 22 de ellas fueron tipo cinética y el resto con un solo concentrado primario. Estas últimas se utilizaron para evaluar diversas combinaciones de productos y las cinéticas para confirmar detalladamente los resultados alcanzados.

El común denominador de las mejores pruebas fue el uso del modificador de superficie T-609 y el colector de óxidos RO2 juntos y adicionales a los colectores que ya usan para el procesamiento de esta mena (prueba 45). Otorgando de manera comprobada hasta 2.8 unidades porcentuales más de recuperación de cobre y 7 de molibdeno (prueba 46), con respecto a la prueba estándar (prueba 43). El T-609 limpió la superficie de los minerales intemperizados y el RO2 aportó la acción colectora de los materiales difíciles, mejorando los resultados metalúrgicos de recuperación de cobre y molibdeno en un material alterado.

La máxima recuperación de cobre (90.33%), se alcanzó usando XIPS-STD, T-1004, diésel, M-91, T-609 y RO2 a un pH de 10.31 (prueba 48). El colector secundario T-156 provee selectividad al sistema de flotación. Con el esquema de reactivos que incluye los productos T-156, XIPS-STD, diésel, M-91, T-609 mas RO2 se maximizó la recuperación y el grado de cobre al mismo tiempo en el concentrado primario.

# CAPÍTULO 1

---

## 1. Introducción

Actualmente el proceso de flotación es uno de los principales métodos de concentración de minerales. Es un fenómeno que involucra la presencia de tres fases (sólido, líquido y gas), ocurre cuando las partículas minerales se unen a la fase gaseosa, formando un agregado partícula-burbuja lo suficientemente estable como para ascender a través de una fase líquida hacia la superficie y emerger como concentrado.

Es un proceso complejo que involucra la interacción entre factores físicos, químicos, mecánicos y de dinámica de fluidos. Sin menospreciar las interacciones flujo-mecánicas, en la práctica la atención se centra en la modificación de variables físico-químicas y operacionales para lograr los objetivos de recuperación y calidad en los concentrados finales. Entre estas variables se encuentran: la composición y dosis de los reactivos, el pH del sistema, el tamaño de las partículas, el porcentaje de sólidos en la pulpa, la rapidez de agitación y el flujo de aire. La físico-química interfacial es determinante en la flotación, se enfoca en la respuesta de la superficie de los minerales en función del pH, colectores, activadores o depresores.

Cuando en metalurgia extractiva se estudia el comportamiento de un mineral frente al proceso de flotación, el propósito es encontrar las condiciones que hagan factible un alto grado de extracción y una óptima recuperación. No cabe duda entonces que se trata de un proceso de optimización. El primer paso en la optimización de un proceso de flotación es la caracterización del mineral con el que se va trabajar, en la naturaleza existe gran diversidad de minerales, algunos son considerados valiosos y otros no deseados. Estos términos son relativos dependen de los precios de los metales, los minerales asociados, ubicación y otras circunstancias que enfrente un yacimiento específico.

Los sulfuros de cobre son especies fácilmente flotables, gran parte de la producción de cobre en el mundo se genera a partir del proceso de concentración de éstos. Los minerales de óxido de cobre por lo regular no responden a los métodos tradicionales de concentración, su recuperación por el método de flotación requiere de un tratamiento especial, al igual que las especies alteradas o intemperizadas.

La mayoría de las plantas que producen concentrado de cobre son grandes, procesan entre 20,000 y 150,000 toneladas de mineral por día. El diseño de un circuito de molienda está dictado por la dureza del mineral, y la reducción del consumo de energía. La dureza de los minerales de cobre varía considerablemente y su índice de trabajo es mucho mayor que el de minerales polimetálicos, por lo tanto, la tendencia es moler más grueso. [1]

No hay colector diseñado para las partículas gruesas. Sin embargo, las condiciones para tal objetivo se pueden crear, con combinaciones de reactivos, la selección apropiada de modificador, colector, espumante, así como parámetros de operación (pH, densidad de pulpa, flujo de aire, agitación, etc.) son la clave para generar un proceso de concentración de minerales eficiente.

Los esquemas de reactivos que se utilizan para flotar minerales de cobre y molibdeno son relativamente simples y por lo general involucran cal como un modificador de pH, diésel para colectar minerales de molibdeno, xantato como colector principal para minerales de cobre, un colector secundario éste último varía incluyendo ditiofosfatos, tionocarbamatos, formiatos, xantógenos, mercaptanos, etc., y finalmente un espumante, muchos son mezclas de alcoholes y glicoles. Al elegir los reactivos es útil tomar en cuenta la razón de calcopirita respecto a la calcosita, covelita, bornita, etc., la cantidad de sulfuros de fierro (pirita marcasita y pirrotita), la presencia de óxidos de cobre, minerales alterados, lamas primarias, como arcillas u otros minerales tipo talco, el grado de liberación de los minerales valiosos y la ganga.



## **1.1. Objetivos**

### **1.1.1. Objetivo general**

Diseñar un esquema de reactivos que permita aumentar la recuperación de minerales de cobre y molibdeno en el concentrado primario a partir de pruebas metalúrgicas de flotación primaria a nivel laboratorio.

### **1.1.2. Objetivos específicos**

Cuantificar el efecto sobre los parámetros de recuperación y grado al:

- Adicionar o sustituir los siguientes productos en el esquema de reactivos estándar: modificador de superficie T-609, colector de óxidos RO<sub>2</sub>, colectores de cobre T-156, T-1004, T-1034, T-1035, T-1036, xantato isopropílico de sodio XIPS-T, Flex-xantato isopropílico de sodio Flex-31, xantato Isobutílico de sodio XIBS-T, colector de molibdeno T-1018, espumante M-91.
- Incrementar el pH de 9.5 a 10.3 en el sistema de flotación
- Cambiar el p80 de 250 a 280µm.

## **1.4. Material de estudio**

Mineral pórfido de cobre que actualmente se procesa por el método de flotación en una planta de beneficio de minerales en Sudamérica.

El estudio se llevó a cabo en el Laboratorio de Investigación Metalúrgica de Química Teutón, ubicado en calle Benito Juárez No. 250, Carretera San Isidro Cofradía, Cofradía, Jalisco.

Química Teutón es una empresa líder 100% mexicana, cuenta con aplicaciones de productos específicos para las operaciones unitarias de molienda, flotación, espesamiento, filtrado,

tratamiento de aguas y supresores de polvo, además, ofrece sus servicios profesionales de apoyo técnico e investigación metalúrgica.

### 1.3. Reactivos químicos para flotación

En la experimentación se usarón productos de Química Teutón, son reactivos conocidos y probados satisfactoriamente en plantas que procesan pórfidos de cobre en México. (Tabla 1)

Tabla 1. Descripción de los reactivos de flotación para la experimentación.

<b>Productos de Química Teutón</b>		
<b>Producto</b>	<b>Función</b>	<b>Descripción</b>
T-609	Modificador de superficie	Contiene aditivos especiales derivados de compuestos oxálicos y amoniacales
RO2	Colector de óxidos	Colector de óxidos formulado
T-156	Colector de Cu	Colectores de especialidad, formulados específicamente para optimizar las mejores características de los colectores primarios y sacar provecho de su actuación sinérgica una diversa línea de aditivos.
T-1004	Colector de Cu	
T-1034	Colector de Cu	
T-1035	Colector de Cu	
T-1036	Colector de Cu	
T-1018	Colector de Mo	
XIPS-T	Colector de Cu	Xantato isopropílico de sodio
Flex-31	Colector de Cu	Xantato isopropílico de sodio mejorado
XIBS-T	Colector de Cu	Xantato isobutílico de sodio
M-91	Espumante	Mezcla de alcoholes
<b>Productos de Sudamerica</b>		
<b>Producto</b>	<b>Función</b>	<b>Descripción</b>
M-D50	Colector de Cu	Reactivo formulado
Diésel	Colector de Mo	Genérico
XIPS-STD	Colector de Cu	Xantato isopropílico de sodio
DVS4U014	Espumante	Mezcla de alcoholes

## 1.4. Antecedentes

El mineral problema es una muestra representativa de un material que actualmente se procesa con el esquema de reactivos que se describe a continuación: 5g/T de Xantato Isopropílico de Sodio (XIPS STD) como colector primario, 9g/T de Matcol D-50 (M-D50) como colector secundario, 7g/T de diésel como colector de molibdeno, los tres dosificados en la etapa de molienda, espumante DVS4U014 y como agente modificador de pH (9.5) óxido de calcio (CaO).

Como antecedente para el desarrollo de esta investigación también se consideraron las ventajas metalúrgicas que se han obtenido al usar productos formulados de Química Teutón, en complejos mineros que procesan sistemas de pórfido de cobre.

El uso de un circuito alcalino es prácticamente universal en la flotación bulk de minerales de cobre. La alcalinidad se mantiene generalmente en un intervalo de pH entre 9.5 y 11.5 en el circuito de flotación primaria, elevándose hasta 12 en el circuito de limpieza. El pH básico sirve para deprimir los minerales de sulfuro de fierro, también influye en las características de la espuma y en la flotabilidad de los minerales de cobre. Los espumantes de Química Teutón M-91 y 100-50, permiten trabajar en dicho intervalo de pH sin afectar la cama de espuma o la flotabilidad de las especies presentes. Cuando se requiere usar un tionocarbamato y un xantato isopropílico de sodio para colectar cobre, los reactivos T-156, XIPS-T y Flex-31, son productos probados con buenos resultados en lo que se refiere a selectividad con respecto a la pirita y pirrotita, rápida cinética de flotación, especialmente de gruesos asociados.

El modificador de superficie T-609 proporciona valiosa ayuda metalúrgica en la flotación de porfidos de cobre que tienen origen en rocas alteradas y con alta proporción de minerales oxidados. Tiene la capacidad de solubilizar una capa superficial que recubre a los minerales valiosos e impide la adecuada adsorción de los colectores de cobre, molibdeno y óxidos de cobre.

Se ha logrado desplazar al Diésel por el reactivo T-1018 que es un colector de molibdeno muy eficiente. Genera sinergia con los colectores de cobre logrando una significativa reducción en el consumo de éstos, sin afectar el desempeño de los espumantes.

Los diagramas de flujo empleados en la flotación de pórfidos de cobre son relativamente simples en comparación con los diagramas de flujo utilizados en la flotación de sulfuros masivos.

La selección del esquema de reactivos y la técnica de procesamiento depende del origen del yacimiento y su mineralogía, por lo tanto el mineral problema deberá ser estudiado para generar una estrategia metalúrgica que permita obtener valores de recuperación y calidad rentables.

## **1.5. Justificación**

Los minerales pórfidos de cobre son muy abundantes, la mayor parte de cobre producido en el mundo es a partir de éstos, a menudo contienen molibdeno, que se recupera como un subproducto, su geología es compleja y varía considerablemente dentro del yacimiento.

Con el paso del tiempo, ha sido evidente el cambio en la mineralogía de muchos depósitos alrededor del mundo. La disminución en la ley de los minerales, un aumento de especies oxidadas y la alteración o intemperización de especies que se ubican en la superficie de los depósitos, son ejemplos de estos cambios.

Ante esta situación, que se vuelve cada vez más problemática, se deben realizar estudios enfocados al tratamiento de especies de difícil flotación, en busca de alternativas en los reactivos químicos formulados para flotación de minerales, siempre y cuando la presencia de estas especies haga factible económicamente su recuperación.

## **1.6. Definición del problema**

Para maximizar la recuperación de los minerales de interés económico, se requiere diseñar una estrategia metalúrgica basada en un esquema de reactivos enfocado al procesamiento del mineral en estudio, con el fin de lograr la flotación selectiva de los minerales de cobre y molibdeno.

La ley del mineral problema es: 0.588%Cu, 0.067%CuO, 0.023%Mo, 2.012%Fe.

A partir de los valores de ensaye se deduce que los minerales de mayor valor comercial son de cobre, debido a su alta presencia, por lo tanto éstos determinan la prioridad en la estrategia de recuperación de valores. Se sabe que el 11.39% del cobre se encuentra como óxido y la principal impureza que se tiene es el fierro.

## **1.7. Planteamiento de la Hipótesis**

Mediante pruebas de flotación a nivel laboratorio se puede diseñar un esquema de reactivos para optimizar las recuperaciones de los minerales de interés económico.

# CAPÍTULO 2

---

## 2. Marco Teórico

### 2.1. Depósitos de cobre y su mineralogía

Se conocen más de 170 minerales que contienen cobre. Los más importantes económicamente son calcopirita, calcosita, bornita y covelita. En la tabla 2 se enlistan por su valor económico.

Tabla 2. Minerales de sulfuro de cobre con valor económico.[1]

Mineral	Formula química	Contenido de cobre (%)	Gravedad específica (g/cm <sup>3</sup> )
Cobre Nativo	Cu	100	8.8
Bornita	Cu <sub>5</sub> FeS <sub>4</sub>	63.3	5.0
Calcosita	Cu <sub>2</sub> S	79.8	5.7
Calcopirita	CuFeS <sub>2</sub>	34.6	4.2
Covelita	CuS	66.4	4.6
Digenita	Cu <sub>2</sub> S	79.8	5.7
Enargita	Cu <sub>3</sub> AsS <sub>4</sub>	48.3	4.4
Tenacita	3Cu <sub>2</sub> S·As <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	57.5	4.4
Tetrahedrita	3Cu <sub>2</sub> S·Sb <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	52.1	4.8

Desde el punto de vista de procesamiento, las menas sulfuradas de cobre pueden dividirse en:

- Sulfuros de cobre: que de acuerdo con las composiciones minerales, éstos se pueden subdividir en tres grupos, (a) Minerales de cobre y oro, (b) Minerales de sulfuro de cobre con contenido de piritita moderada y (c) Minerales de cobre de sulfuros masivos.
- Pórfidos de cobre: son los más abundantes, más del 60 % de la producción de cobre en el mundo es a partir de éstos. A menudo contienen molibdeno, que se recupera como subproducto. Hay yacimientos importantes donde ocurre esta mineralización, conocidos

como cinturones de cobre. (Región de pórfidos de Chile incluyendo Perú, el cinturón de cobre de Zambia, Región cuenca del Pacífico, el cinturón de cobre de Congo, Región de cobre de América del Norte con sede en Arizona (EE.UU.) y la Columbia Británica (Canadá), Región de cobre de Europa, las regiones de cobre de Australia). [1]

Las operaciones de pórfidos de cobre dependen fuertemente de la geología del yacimiento. El minado necesariamente comienza en las zonas superiores, donde la ley de cobre en el mineral es alta, y la mineralogía permite la producción de concentrados de mayor calidad y recuperación rentable. Conforme el minado avanza disminuye la ley de cobre por lo tanto se necesita aumentar la capacidad de procesamiento para mantener la producción. El uso de reactivos y diagramas de flujo a menudo tienen que ser adaptados para dar cabida a estos cambios en mineralogía.

Aunque el minado y el procesamiento de pórfidos de cobre es a gran escala, la concentración del mineral es bastante sencilla, debido a la alta eficiencia de flotación de algunas especies, y al hecho de que la rotura de la mena se produce preferentemente en las zonas de fractura que contienen los sulfuros de cobre, esto significa que la molienda relativamente gruesa produce partículas con gran parte valiosa expuesta. Los subproductos son importantes para la economía de las operaciones de pórfidos de cobre, el más importante en América del Norte y del Sur es el molibdeno. La molibdenita es un mineral altamente flotable, que es separado de los minerales de cobre después de la limpieza de los concentrados primarios.[2]

## **2.2. Procesos de separación y concentración de minerales**

Con frecuencia surge la necesidad de separar los componentes de una mezcla en fracciones individuales. Las fracciones pueden ser partículas diferentes unas de otras en tamaño, en fase, o en su composición química. Un gran número de métodos se han desarrollado para llevar a cabo tales separaciones y varias operaciones unitarias están dedicadas a esto. En la práctica, se encuentran muchos problemas en los procesos de separación. En lo que se refiere a la industria

minera, una vez que se completa el proceso de trituración las operaciones posteriores para el procesamiento de un mineral se conocen como separación. Independientemente del método o métodos utilizados, el objetivo es siempre el mismo, tomar un agregado natural de minerales y separarlos en dos o más productos. En general, los productos de separación son el concentrado que contiene los minerales valiosos, y los residuos que contienen principalmente materiales de poco o ningún valor.

Una característica común de todos los procesos de separación es que no son perfectos, algunos de los materiales sin valor contaminan el concentrado hasta cierto punto, y algunos de los minerales de valor están siempre presentes en los residuos en pequeñas cantidades.

A continuación se mencionan algunos parámetros que califican a un método de separación en el procesamiento de minerales:

- **Recuperación:** se refiere al porcentaje total de metal contenido en el mineral que se recupera en el concentrado. El cálculo de la recuperación se utiliza para determinar la distribución del valor del metal contenido en la alimentación entre los diversos productos de las operaciones de separación.
- **Relación de concentración:** es la relación del peso de la alimentación con el peso de los concentrados obtenidos. Por lo tanto, si 1 kg de concentrado se obtuvo a partir de 50 kg de mineral, la relación de concentración es de 50 a 1, es la medida de la eficiencia de concentración que está relacionada con el grado del concentrado; el valor de la relación de concentración aumentará generalmente con el grado del concentrado. La relación de la concentración y la recuperación son esencialmente independientes entre sí. La recuperación y el grado tienen una relación inversa en cualquier proceso de concentración. Si se trata de obtener alto grado en el concentrado, los minerales de interés se pierden en los relaves y la recuperación baja, si se intenta recuperar la mayor cantidad de metal que sea posible, habrá más de ganga en el producto, y el grado del concentrado y la relación de la concentración bajarán. El objetivo de las operaciones es



mantener los valores de la relación de la concentración y la recuperación lo más alto posible.

Los procesos de separación y concentración se basan en las diferencias de las características de las partículas y las propiedades físicas y físico-químicas de los minerales y su principal objetivo es obtener minerales valiosos en formas más concentradas. En la tabla 3, se presenta un resumen de los procesos, junto con las propiedades de los minerales que se explotan.

Tabla 3. Métodos de separación y concentración de minerales.[3]

<b>Propiedades físicas y fisicoquímicas</b>	<b>Tamaño de partícula diámetro (d), mm</b>	<b>Proceso de separación empleado</b>
Forma y tamaño	$d > 0.04$	Cribado y clasificación
Gravedad específica	$d > 0.1$	Separación gravimétrica húmeda o seca
Carga Eléctrica	$0.05 < d < 5$	Separación electrostática
Propiedades superficiales	$0.1 < d < 5$	Flotación
Susceptibilidad magnética	$0.001 < d < 1$	Separación magnética húmeda o seca
Color	$d > 50$	Clasificación
Radiactividad	$5 < d < 1000$	Clasificación radiométrica

La introducción de la flotación fue uno de los acontecimientos más importantes en la historia del procesamiento de minerales.

En función de cómo se realiza el proceso de flotación, ésta se puede dividir en dos categorías una es la flotación bulk y otra la flotación selectiva. El proceso que se denomina flotación bulk, agranel o colectiva se lleva a cabo cuando hay una separación de varios componentes valiosos a partir de la ganga. En la flotación selectiva, un componente valioso es separado de otros. Esta selectividad podría lograrse usando colectores selectivos con respecto a un mineral en particular o por flotación diferencial en la que dos o más concentrados se recuperan consecutivamente desde el mismo circuito mediante el uso de modificadores. [3]

### **2.3. Clasificación de los reactivos químicos para flotación**

Al desarrollar un proceso de separación y concentración de minerales por el método de flotación se invierte mucho tiempo, energía y atención en la selección de reactivos para dar resultados eficaces. En plantas comerciales, el control de adiciones de reactivo es la parte más importante de la estrategia de flotación. La clasificación moderna de los reactivos se basa en la función de cada uno de estos. Por lo tanto los reactivos se dividen en colectores, espumantes y modificadores.

Los colectores son un amplio grupo de compuestos químicos orgánicos, que difieren en composición química y función. El propósito básico del colector es formar selectivamente una capa hidrófoba sobre la superficie de un mineral que se encuentre dentro de la pulpa de flotación y proporcionar condiciones para la adhesión de las partículas hidrófobas a las burbujas de aire y la recuperación de tales partículas al ser transportadas a través de la espuma formando un concentrado.

Los espumantes son compuestos de superficie activa heteropolares que reducen la tensión superficial del agua. Su presencia en la fase líquida aumenta la resistencia de la película de las burbujas de aire, proporcionando así una mejor fijación de partículas hidrófobas a las burbujas. La tensión superficial afecta el tamaño de las burbujas de aire. La eficacia de algunos espumantes depende fuertemente del pH de la pulpa.

Los reguladores de pH, activadores y depresores, se encuentran a menudo en la literatura como modificadores o reguladores del proceso de flotación. El propósito principal de éstos reactivos es modificar la acción del colector en superficies minerales y como consecuencia dominar la selectividad del proceso de flotación. En presencia de los reguladores el colector sólo se adsorbe sobre las partículas que están disponibles a la recuperación. En algunos casos el regulador reacciona directamente con la superficie del mineral y proporciona las condiciones para la interacción de éste con el colector, estos reactivos se conocen como activadores. Algunos reguladores pueden reducir las condiciones de hidrofobización de un mineral en particular con el colector o pueden hacer la superficie hidrofílica, éstos reactivos se llaman

depresores. Ambos, activadores y depresores pueden ser compuestos orgánicos o inorgánicos. Al tercer grupo de modificadores pertenecen los reguladores de pH, el propósito de estos es regular la composición iónica de la pulpa por el cambio de la concentración del ion hidrógeno. Esto resulta en una mejora en la interacción del colector con el mineral y reduce la interacción colector con minerales indeseables. Los reguladores de pH también pueden ser depresores al mismo tiempo (por ejemplo, cal y algunos ácidos orgánicos).

Ésta clasificación de los reguladores es arbitraria, por ejemplo, los reguladores en determinadas condiciones actúan como depresores y bajo otras condiciones como activadores. Otro grupo importante de reactivos, que no se pueden incluir en cualquier grupo de reguladores, son dispersantes debido a la multiplicidad de funciones que pueden cumplir. Los dispersantes como un medio de limpieza, añadidos a una pulpa que contiene arcilla, pueden mejorar la tasa de flotación de minerales particulares y reducir el consumo excesivo de colector.

### **2.3.1. Colectores**

Los colectores pueden ser definidos como sustancias químicas orgánicas, en las que la estructura molecular se divide en un grupo polar y uno no polar. La porción no polar de la molécula de colector es un radical hidrocarburo, que no interacciona con el agua, por lo tanto es repelente a la misma. En contraste con la parte no polar de la molécula, la parte polar puede reaccionar con el agua. La estructura y la composición del colector determinan su actividad en relación con el agua. Los hidrocarburos son líquidos apolares que no se disocian en el agua también se utilizan como colectores.

Debido a que el propósito de los colectores es hacer minerales repelentes al agua, se clasifican de acuerdo a su capacidad de disociarse en iones en una solución acuosa y teniendo en cuenta el tipo de iones (aniones o cationes) dan el efecto de repelencia al agua. En la figura 1 se muestra una útil clasificación de los reactivos colectores.

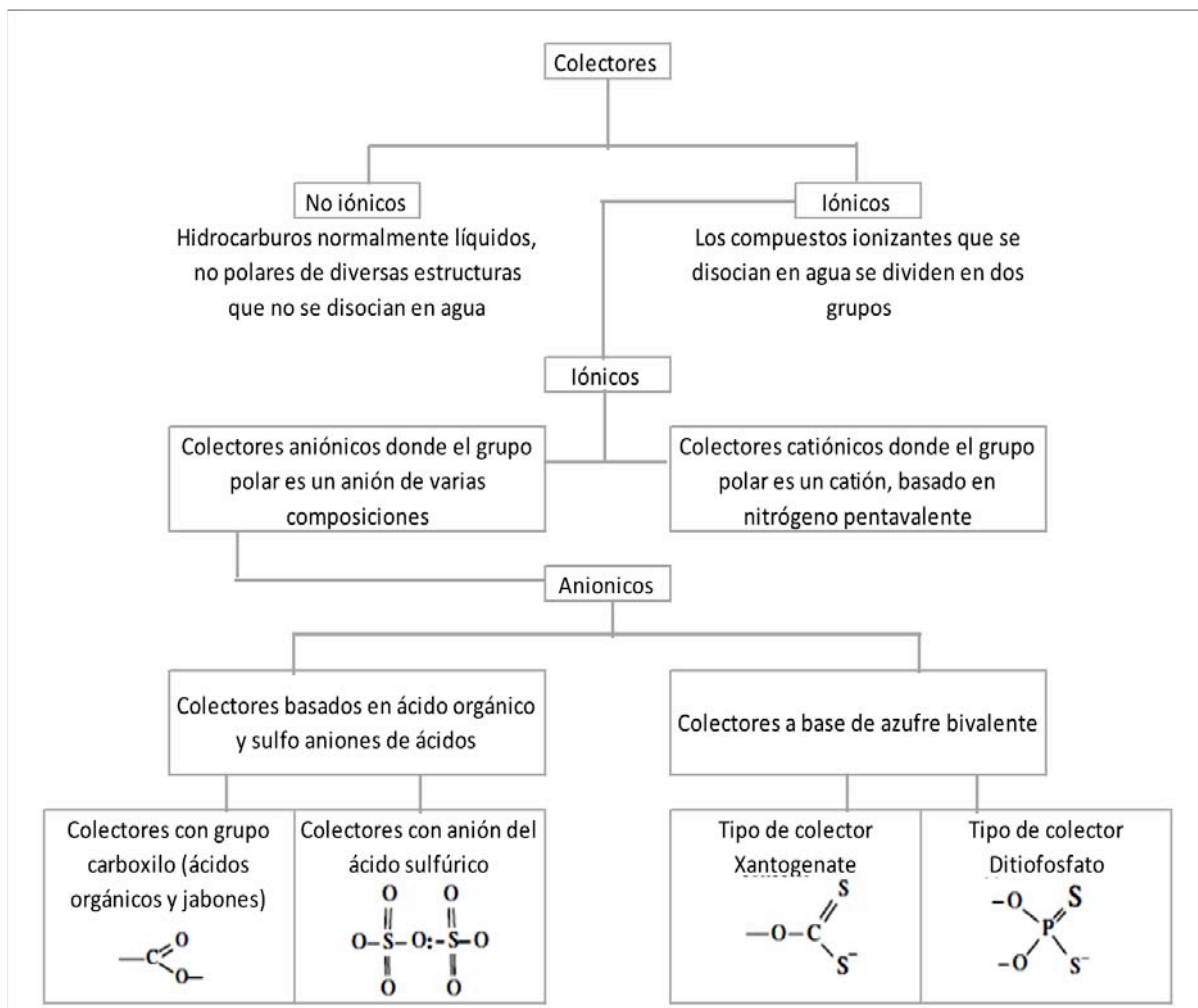


Figura 1. Clasificación de los reactivos colectores. [1]

De acuerdo a la disociación de sus iones los colectores se han clasificado a en dos grupos: (1) No ionizantes que son compuestos no polares, principalmente hidrocarburos insolubles en agua, (2) Ionizantes que se disocian en iones en el agua y estos últimos a su vez se dividen en: colectores aniónicos, donde el anión hace que la superficie del mineral sea repelente al agua y colectores catiónicos, donde el catión hace que la superficie del mineral sea repelente al agua.

- **Colectores no ionizantes:** Los reactivos no ionizantes o no polares, pueden ser definidos como sustancias químicas que no se pueden disociar para formar iones o son insolubles en agua. Son hidrocarburos líquidos obtenidos a partir de petróleo crudo o a partir de

carbón. Se piensa que su adsorción sobre la superficie del mineral se genera por adhesión. Se adsorben fácilmente en minerales que son naturalmente hidrófobos como el grafito, azufre elemental y algunos minerales de molibdenita que se encuentran en depósitos veta. Además se utilizan en la flotación de minerales de forma natural, cuentan con una aplicación como modificadores de la espuma durante la formación de ácidos grasos. Son útiles en la modificación de ácidos grasos mejorando su selectividad, los más utilizados son el queroseno y aceites sintéticos de hidrocarburos. Su rendimiento mejora significativamente cuando se emulsionan antes de su uso.

- **Colectores ionizantes**

- Colectores catiónicos: Este grupo de reactivos está constituido por aminas y derivados amínicos. Estos colectores se caracterizan por su fácil adsorción y desorción. En general son menos selectivos que los aniónicos, aunque en ciertas flotaciones específicas como la flotación de cuarzo, silicatos y algunos minerales oxidados son mucho más efectivos que los aniónicos. Presentan además la ventaja de no ser muy sensibles a la presencia de iones extraños en la pulpa, por lo que se pueden usar en tratamientos con agua dura, tampoco son muy sensibles a las variaciones de pH. Las aminas se pueden dividir en primarias, secundarias y terciarias, también se pueden clasificar en tres grupos de acuerdo con el método por el que se obtuvieron y la longitud del hidrocarburo radical. Otra clasificación incluye aminas de alquilo, aminas de arilo y alquilo-arilo aminas en función de si el átomo de nitrógeno está unido a un átomo de carbono de una cadena o a un átomo de carbono de una estructura cíclica o a ambos.
- Colectores aniónicos: el grupo más grande y ampliamente utilizado en minería.
  - Colectores carboxílicos: Reactivos típicos de este grupo son el ácido oleico, oleato de sodio, ácidos grasos, sintéticos, aceites altos y algunos derivados del petróleo. Los ácidos grasos y aceites altos son ampliamente

utilizados para la flotación de fosfatos, minerales de litio, silicatos y minerales de tierras raras, donde la separación gravimétrica no es posible debido al tamaño tan pequeño de los minerales. Estos colectores actúan bien en minerales con composiciones de ganga simples y libres de arcilla.

- Sulfatos de Alquilo: Son derivados de ácido sulfúrico, en el que un átomo de hidrógeno es remplazado por un radical hidrocarbonado. Si el hidrógeno restante está conectado directamente con el radical de carbono, estos colectores son llamados sulfoácidos y sus sales sulfonatos. Si el radical de carbono está conectado con azufre por un puente de oxígeno, se denominan sales de sulfato de alquilo. Sulfatos de alquilfenoles son adecuados para la flotación de barita y otros minerales que contienen azufre incluyendo celestita, cainita, yeso y anhidrita. Pueden actuar como emulsionantes, y se utilizan como una mezcla con ácidos grasos de aceite de resina.
- Sulfonatos: Estos colectores tienen un grupo solidofílico similar a los sulfatos de alquilo, solo que el hidrocarburo radical está conectado directamente al azufre y no a través del puente de oxígeno. [1] Son usados ampliamente para la flotación en circuitos ácidos de minerales de hierro e impurezas minerales portadoras de hierro, de los feldespatos y arenas para fabricación de vidrios. También se usan para la flotación de la cromita, cianita y granates. Tienen aplicación en el tratamiento de una variedad de óxidos de metales de tungsteno y silicatos metálicos complejos. En los circuitos alcalinos, se usan para la flotación de barita, también tienen aplicación en la tratamiento de algunos carbonatos minerales y óxidos que contienen cobre, boro y elementos de tierras raras en circuitos ácidos y alcalinos.
- Hidroxamatos: Su principal uso está en la flotación de impurezas colorantes tales como minerales de fierro, titanio, de las arcillas de caolín. En esta aplicación otorgan una selectividad mejorada y facilidad

de uso. También se usan el proceso de flotación selectiva desarrollado recientemente para remover impurezas coloreadas de arcillas difíciles de tratar. Pruebas en laboratorio han demostrado que ayudan con la flotación de minerales de óxido de cobre, sin necesidad de presulfidización. [4]

- Sulfocianatos y sulfosuccinatos: Los sulfosuccinatos se derivan de los carboxilatos y los ácidos succínicos y por lo general en la forma de sales de sodio. Los succinatos más típicos utilizados en la flotación son de tetra-sodio de N-(1,2-dicarboxietil)-N-octodecyl sulfosuccinato. Los succinatos son tensoactivos y los , sulfosuccinatos y sulfosuccinatos son colectores poco selectivos. Se usan comercialmente para la flotación de casiterita, minerales pesados y arena monacita cuando se mezclan con el ácido graso. [1]
- Ácido fosfónico: Actualmente se utiliza en operaciones que practican exitosamente la recuperación de casiterita fina mediante flotación. [4]
- Ésteres de ácido fosfórico: Se han utilizado para la flotación de apatita. Son considerados como colectores fuertes y pueden ser utilizados en medio alcalino (flotación de apatita y scheelita) o en medio ácido para la flotación de minerales de titanio (ilmenita, rutilo y perovskita).
- Colectores Sulfidriolo: Llamados tioles, contienen el grupo -SH en combinación con un radical orgánico. Si el sulfhidruro está conectado al átomo de carbono que es también parte de la cadena del hidrocarburo, el tiol se suele llamar mercaptano. El grupo sulfhidruro puede estar conectado a la cadena del hidrocarburo a través de un átomo de carbono que no es parte de la cadena del hidrocarburo. Si el carbono de conexión está unido a la cadena de hidrocarburo a través de oxígeno o de azufre, se obtienen ácidos tiocarbámicos. Si la conexión se realiza entre el átomo de carbono de conexión y la cadena a través un átomo de nitrógeno, los compuestos se llaman ácidos tiocarbámicos (un átomo de nitrógeno) o

tioureas (dos átomos de nitrógeno). Si el átomo de conexión es fósforo en lugar de carbono, el tiol se llama ácido tiofosfórico.

- Los mercaptanos: son los colectores más simples del grupo tiol y se derivan de alcoholes ROH, en los que el oxígeno se sustituye por azufre, para producir RSH. Los mercaptanos pueden formar compuestos metálicos insolubles en agua, son fácilmente oxidados a di-sulfuros, son insolubles en el agua a menos que tengan en su molécula un grupo solubilizante en agua. Algunos de los mercaptanos se utilizan como colectores para flotación de molibdeno, sulfuros auríferos y enargita.
- Xantatos y ácidos xánticos: Los xantatos se encuentran disponibles en un rango de cadena de carbono de 2 a 5. La fuerza de colección generalmente aumenta con el aumento del largo de la cadena, pero la selectividad disminuye. Son inestables a pH muy ácido, por lo tanto, no son apropiados para la flotación en circuitos ácidos. Los xantatos son un producto de ácido carbónico en los cuales dos átomos de oxígeno se sustituyen por un azufre y un grupo alquilo que reemplaza a un átomo de hidrógeno. En presencia de humedad el xantato se hidroliza y forma ácidos xánticos inestables, que se descomponen en di-sulfuro de carbono y el alcohol correspondiente. En solución la descomposición de xantatos aumenta con una reducción en el pH. La disociación de xantatos en un medio ácido también depende de la longitud del radical de carbono, donde xantatos con cadenas de carbono más largas se disocian más lento que los hidrocarburos con radicales más cortos. En medio alcalino son relativamente estables y se disocian para formar diferentes compuestos: ácido xántico también puede ser considerado como éster de ácido ditiocarbónico, dietil xantato y ésteres de alquilo de ácido xántico.
- Formiatos xantógenos: fueron desarrollados en la década de 1960, como colectores para flotación en una pulpa ácida. En general, hay pocos datos sobre el rendimiento de éstos colectores excepto la información utilizada



para recuperar el cobre en un circuito ácido. Varias operaciones de pórfidos de cobre utilizan formiatos xantógenos como lo colectores secundarios, para la flotación de cobre. Hoy en día, se realizan intentos para mezclar formiatos xantógenos con varios espumantes para mejorar el rendimiento de estos colectores.

- Dialquildixantogenatos: similares a los formiatos xantógenos, son el producto de reacción de ácido xántico con un oxidante. Éstos colectores son muy estables, en ambas soluciones alcalinas y ácidas y prácticamente insolubles en agua.
- SN-Dialquiltiocarbamatos: El material de partida para la síntesis de estos reactivos es el ácido carbónico alquitritio que se hace reaccionar con haluros de alquilo para formar esterés de ácido alquiltriticarbámico. Este ácido se hace reaccionar adicionalmente con una amina primaria para formar SN-dialquil- tiocarbamato. Son líquidos de color amarillo oscuro, prácticamente insolubles en agua, son estables en medio ácido y alcalino. Éstos reactivos se utilizan como colectores secundarios para la flotación de minerales de cobre, cobre-molibdeno y cobre-níquel, se recomienda agregarlos en la etapa de molienda.
- ON-Dialquiltionocarbamatos: que pertenecen a la familia de los xantatos y dialquilditocarbamatos. Estos reactivos son líquidos inoloros insolubles, de color marrón oscuro. Se pueden dispersar en ciertos sulfonatos de petróleo que forman un líquido blanco lechoso. Han sido ampliamente utilizados en la flotación de minerales de sulfuro de cobre. También tienen un buen poder para recuperar cobre activado. En gran medida, el rendimiento de éstos colectores depende de la pureza del reactivo. Si contienen mercaptano u otras impurezas producen espuma voluminosa y no son selectivos.
- Otros colectores a base de derivados de nitrógeno y ácido carbónico: son latiocarbanilida, tiofenoles, tiocarbazida de difenilo y algunos otros

compuestos. Los mercaptobenzotiazoles son de color amarillento, sólido cristalino, insoluble en agua, pero fácilmente solubles en soluciones alcalinas, fue el primer reactivo utilizado para flotación de carbonatos de plomo y más tarde para la flotación de minerales de cobre intemperizados y oxidados.

- Ditiolosfinatos: Son colectores a base de azufre y de nitrógeno derivados del ácido carbónico, como tionocarbamatos modificados, ditiolosfinatos, sulfuros orgánicos, tritiocarbamatos y tiourea modificada, se utilizan como colector en la flotación selectiva de cobre, de cobre y plomo.
- Ditiolosfosfatos: los compuestos de fósforo pueden ser orgánicos se usan en la flotación de sulfuros.

### **2.3.2. Espumantes**

Los espumantes estuvieron entre los primeros reactivos desarrollados para la concentración de minerales, mediante la flotación de espuma y siguen siendo una parte importante de los reactivos que se usan hoy en día. Son compuestos orgánicos de peso molecular relativamente bajo que contienen oxígeno enlazado al carbono. Deben tener la capacidad de generar una espuma que sea capaz de soportar y enriquecer un mineral. La espuma formada por estos compuestos debe tener ciertas características tales como:

- Propiedades superficiales adecuadas de modo que el mineral valioso se adhiera a las superficies de la burbuja, sin que lo haga el mineral de ganga.
- Suficientemente estable para soportar un peso considerable del mineral y lo suficientemente móvil para llevar ese mineral al borde de la celda.
- Transigente para que las burbujas se rompan y se vuelvan a formar continuamente, de modo que el agua y los minerales de ganga vuelvan a drenarse en la pulpa.

- Las burbujas de la cama de espuma deben de romperse en los lavados y las canaletas, pero también deben de volver a formarse cuando se introduce agua en las siguientes etapas de flotación.

La importancia de lograr una cama de espuma óptima no puede ser sobredimensionada, ya que aquí es donde se produce todo el enriquecimiento de minerales valiosos como resultado de que las partículas hidrofílicas de ganga se vuelven a drenar en la pulpa mientras que los minerales valiosos hidrofóbicos permanecen en la espuma.

Las espumas en las que la membrana de la burbuja es relativamente delgada tienden a transportar menos agua (son secas), arrastran menos lamas de ganga (son selectivas) pero son menos estables y persistentes. Las espumas en las que la membrana de la burbuja es relativamente gruesa, tienden a transportar más agua (son húmedas), arrastran más lamas de ganga (no son selectivas) pero son más estables y persistentes. El aceite de pino y el ácido cresílico fueron los primeros espumantes comúnmente usados, pero ahora han sido reemplazados en gran parte por glicoles y alcoholes sintéticos.

Según la eficiencia de los espumantes en diferentes valores de pH, se pueden dividir en: ácido, cuando la capacidad de formación de espuma es la reducida con un aumento en el pH, alcalino si el rendimiento del espumante no depende de valor de pH de la pulpa. Los espumantes ácidos son productos químicos que pertenecen a dos grupos básicos: fenoles (cresol, xilenol) y sulfonatos (surfactantes). El grupo más importante de espumantes es del tipo neutro y alcalino se dividen en los siguientes grupos: alcoholes cíclicos, alcoholes alifáticos y glicoles.

Espumantes tipo alcohol: consisten en cadenas de hidrocarburos cíclicas o ramificadas que contienen entre cinco y ocho átomos de carbono. También pueden contener una variedad de otros componentes formados durante su fabricación. El tipo y la cantidad de estos compuestos secundarios pueden tener un efecto significativo en su rendimiento y en el tipo de espuma que producen. Son apenas solubles en agua, de manera que son alimentados en la forma que se encuentran al circuito de flotación.

Espumantes tipo glicol: los que se usan comúnmente consisten en glicoles de polipropileno o polietileno y sus mono-éteres. Son fácilmente solubles en agua de modo que pueden ser diluidos a cualquier concentración. Además de su particular estructura, su peso molecular juega un papel importante en su rendimiento. La adición por etapas puede no ser necesaria, debido a su solubilidad y baja presión de vapor, tiene mayor tendencia a retornar al circuito de flotación en el agua recuperada.

### 2.3.3. Agentes Modificadores

Los agentes modificadores cubren una variedad de funciones como modificadores de pH, activadores, depresores, dispersores. En el caso de los minerales complejos, donde dos o más minerales valiosos tienen que separarse entre sí, por ejemplo minerales de plomo-zinc, cobre-zinc, cobre-molibdeno, entre otros.

- **Modificadores de pH:** Los minerales tienen un rango óptimo de pH para un determinado colector. Aunque normalmente algunos minerales pueden ser flotados a pH natural, en muchos la mayoría de los casos el pH tiene que ajustarse para una máxima recuperación y selectividad. Los reactivos más comúnmente usados en los circuitos alcalinos son la cal y el hidróxido de sodio. Para la flotación de circuitos ácidos, es el ácido sulfúrico. Estos tres modificadores son los más eficaces en función de los costos. También se usan ocasionalmente otros modificadores de pH cuando se trata de separaciones de gran dificultad.
  
- **Depresores:**
  - Depresores Orgánicos: Los que principalmente se usan y su correspondiente aplicación se enlistan a continuación:
    - Cianuro: Deprime minerales de hierro tales como, la pirita, pirrotita y arsenopirita. Deprime minerales de zinc durante la flotación de plomo a partir de un mineral polimetálico.

- Ferrocianuro: Deprime sulfuros de fierro y zinc durante la flotación de cobre-plomo, deprime minerales de fosforo durante la flotación selectiva de minerales de cobre. Se con el almidón para la depresión de minerales de plomo durante la separación de cobre-plomo.
  - Sulfato de zinc: Solo o en combinación con cianuro para deprimir minerales de zinc en la flotación de cobre-plomo-zinc y plomo-zinc.
  - Sulfuro y sulfhidrato de sodio: Usado para la depresión de sulfuros minerales de cobre y fierro en la separación cobre-molibdeno.
  - Dietilen triamina: Deprime pirrotita en minerales cobre-níquel.
  - Permanganatos y otros agentes: Útiles en la separación de la pirita de la arsenopirita oxidantes.
- Depresores orgánicos naturales:
  - Quebracho y lignosulfonatos: Deprimen sulfuros de fierro y sulfonatos.
  - Dextrina y almidones: Usados en la depresión de silicatos alterados y materias carbonáceas.
  - CMC: Usados en la depresión de silicatos de magnesio tales como el talco y el piroxeno. Especialmente útiles en la flotación de metales del grupo del platino y minerales de níquel.
- **Activadores:** Algunos minerales no flotan adecuadamente con el uso de un colector, sino que requieren una activación previa. Los activadores más comúnmente usados se enlistan a continuación:
  - Sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ): Es un activador de los sulfuros minerales de zinc y de fierro, tales como la pirita y pirrotita cuando esta última contiene valores tales como elementos de oro, níquel y metales del grupo platino.
  - Nitrato de plomo o acetato de plomo: Usado para la activación de minerales de sulfuro de antimonio como la estibnita.
  - Hidrosulfuro de sodio ( $\text{NaSH}$ ): Comúnmente usados en bajas cantidades antes de la adición del colector para la activación de minerales de cobre, plomo y zinc.

- Cianuro de sodio (NaCN): Actúa como un agente activador para mejorar la flotabilidad de la galena.
  
- **Dispersantes:** Muchos minerales contienen cantidades de arcillas y otras lamas que pueden tener un efecto adverso en la metalurgia de la flotación, y en combinación con otros factores puede provocar el aumento en la viscosidad de la pulpa, que afecta negativamente la distribución de la burbuja de aire y la movilidad de la espuma, las lamas pueden formar una capa que recubre las especies minerales de interés inhibiendo así su flotación. La práctica usual para minimizar el efecto de las lamas es realizar la flotación con un porcentaje de sólidos bajo para reducir la viscosidad de la pulpa. Sin embargo, ésto también reduce el tiempo efectivo de residencia en el circuito de flotación. Por lo tanto, se suele usar agentes orgánicos e inorgánicos dispersantes y reductores de viscosidad. Éstos incluyen al silicato de sodio, ceniza de soda, diversos polifosfatos y poliacrilatos de bajo peso molecular. [4]

#### **2.4. Propiedades de flotación de minerales de cobre individualmente y sulfuros asociados.**

Las propiedades de flotación de los minerales de cobre individualmente y asociados a sulfuros de manera natural, difieren significativamente. La mineralogía de impurezas en la estructura cristalina de la mena varía. La ganga y la liberación son otros de los factores que influyen en propiedades de flotación de un mineral. Las propiedades de flotación de minerales individuales que se describen a continuación se basan en el estudio de muchos minerales naturales en el laboratorio, así como plantas piloto.

Calcopirita  $\text{CuFeS}_2$  (34.56% Cu, 30.52% Fe, dureza 3-4 y gravedad específica 4.2). La calcopirita junto con calcosita son los minerales más importantes para la producción de cobre. En la mayoría de los depósitos de sulfuros de cobre, la calcopirita es un mineral primario, mientras

que en una gran mayoría de los depósitos pórfidos de cobre, la calcopirita es un mineral secundario. En algunos casos, también está presente con bornita y covelita, flota fácilmente con xantato a partir de sulfuros minerales con granulometría gruesa, en un intervalo de pH entre 5 y 11.5. La calcopirita sin ningún tipo de impurezas presentes en la estructura cristalina es un mineral estable y no se oxida fácilmente.

La calcopirita a partir de sulfuros minerales masivos y finamente disseminados tiene diferentes propiedades de flotación, es altamente dependiente del oxígeno presente (es decir, la aireación), pH de la pulpa y el tipo de colector, flota mucho mejor con ditiósfatos y tionocarbamatos que con xantato. La aireación también tiene un efecto positivo sobre la selectividad hacia otros sulfuros (pirita, pirrotita). Durante la flotación de calcopirita a partir de la pirrotita, el pH juega un papel importante. Cuando se utiliza  $\text{Na}_2\text{SO}_3$  u otros compuestos que contienen azufre, una buena flotación de la calcopirita se consigue a un pH de 8.5 a 10. Cuando el  $\text{Na}_2\text{SO}_3$  o el  $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$  no deprimen pirrotita, la calcopirita se puede flotar en un pH superior a 12 en presencia de compuestos amoniacales.

Sulfatos, dicromatos, hidrosulfatos (pequeñas cantidades) y algunos almidones no deprimen calcopirita, excepto en adiciones relativamente altas. El cianuro de sodio es un buen depresor de calcopirita en adiciones altas mayores a 100 g/T y a un pH entre 8 y 11. Grandes cantidades de hidrosulfuro de sodio (NaHS) o sulfuro de sodio ( $\text{Na}_2\text{S}$ ) deprimen calcopirita. Este fenómeno se utiliza para separación de cobre-molibdeno.

Bornita  $\text{Cu}_3\text{FeS}_3$  (55.5% Cu, 16.4% Fe, 28.1% S, dureza 3, gravedad específica 5.1). A menudo en los depósitos minerales, la bornita se presenta como un mineral secundario de cobre, junto con calcopirita y calcosita, principalmente en pórfidos de cobre-molibdeno y cobre-oro. Es relativamente estable y no se oxida. Su flotabilidad depende mucho del tamaño, menor a  $20\mu\text{m}$  no flota fácilmente y esto puede representar un problema significativo al beneficiar sulfuros disseminados donde esté presente. Su flotabilidad mejora en gran medida a un valor de pH mayor a 10. Mercaptobenzotiazoles y tritiocarbamatos, junto a xantatos con alto contenido de carbono, son buenas combinaciones de colectores para bornita.

Covelita  $\text{CuS}$  (64.44% Cu, 35.56% S, dureza 1-2, gravedad específica 4.5). Es un mineral de cobre secundario a menudo presente en pórfido de cobre-oro (Batu Hijau, Indonesia) y minerales masivos de cobre vulcanogénicos (Cuenca de Bor, Yugoslavia). Es un mineral frágil y cuando está presente en sulfuros masivos, representa un significativo problema en la separación. La bornita flota con tionocarbamato en combinación con xantato con pH alcalino mayor a 11. El uso de reactivos tipo cresol puede ser beneficioso para la flotación de covelita. El cresol fue utilizado durante muchos años como un colector en la concentradora Cuenca Bor (Yugoslavia). La adición de pequeñas cantidades de  $\text{Na}_2\text{S}$  (200-400g/T), mejora la flotabilidad de covelita. Derivados de ácido tánico (quebracho) y lignosulfonatos se utilizan para deprimir pirita a pH alto (11.5), en el tratamiento de minerales de sulfuros masivos que contienen covelita.

Calcosita  $\text{Cu}_2\text{S}$  (79.83% Cu, 20.17% S, dureza 2-3, gravedad específica de 5.5). En muchos minerales de cobre y pórfidos de cobre-molibdeno, es un mineral primario. La calcopirita, bornita y covelita en estos depósitos son los minerales de cobre secundario. La calcosita también puede ser un mineral secundario con calcopirita y bornita dependiendo la forma en que se mineralizan. La calcosita en depósitos hidrotermales y vulcanogénicos se forma por una reacción de sulfato de cobre y pirita:  $5\text{FeS}_2 + 14\text{CuSO}_4 + 12\text{H}_2\text{O} \rightarrow 7\text{Cu}_2\text{S} + 5\text{FeSO}_4 + 12\text{H}_2\text{SO}_4$ . Ésta reacción es característica de las zonas secundarias de formación cobre en el depósito. La calcosita puede transformarse en parte o totalmente en malaquita, azurita, covelita, etc., por lo tanto en muchos depósitos pórfidos, zonas de óxido de cobre están presentes. La covelita y la calcosita tienden a formar lamas durante la molienda, es el principal problema asociado con el tratamiento de minerales que contienen calcosita como mineral de cobre primario. Flota bien con xantato como colector primario y con ditiofosfato o tionocarbamato como colector secundario. Casi todas las operaciones de tratamiento de minerales de pórfido que contienen calcosita utilizan colectores secundarios, junto con xantato. El cianuro es un pobre depresor de calcosita incluso con altas dosis. Los reactivos que contienen azufre, tales como  $\text{NaHS}$  y  $\text{Na}_2\text{S}$  son buenos depresores de calcosita. A pH relativamente bajo (de 4 a 6) la calcosita puede deprimirse con algunos ácidos orgánicos.



La enargita  $\text{Cu}_3\text{AsS}_4$ , tennantita  $3\text{CuS}_2\text{S}\cdot\text{As}_2\text{S}_3$  y tetrahedrita  $3\text{C}_2\text{S}\cdot\text{Sb}_2\text{S}_3$ , suelen ser sulfuros secundarios de cobre, individualmente no tienen un valor económico significativo, aunque son conocidos depósitos bastante grandes que contienen enargita (Cerro Depasco, Perú). Los depósitos de enargita que contienen oro (El Indio, Chile) han estado en funcionamiento durante 15 años. Enargita alta en selenio era minada en la década de 1980 en Copper Bor, Yugoslavia. Las propiedades de flotación de estos minerales no se conocen bien debido al hecho de que no se han estudiado a detalle. Según datos de laboratorio y de planta, la enargita tiene propiedades similares de flotación a la calcosita. Tennantita y tetrahedrita no responden bien a flotación usando xantato. La tetrahedrita flota bien con aerofinas y mercaptano en un intervalo de pH entre 8 y 10. La enargita que contiene oro fue recuperada exitosamente con xantato y ditiofosfato (El Indio, Chile) a un pH entre 8 y 10, también flota bien con tionocarbamato y mercaptano a pH bajo (de 5 a 7).

Cobre nativo (100% Cu), aparece en sulfuros de cobre y oro (Chemex, Sur de Canadá; Igarape Bahia, Brasil; Nephton, Canadá; Mina Kamoto, Zaire) como un mineral secundario o como mineral primario de cobre (White Pine, EE.UU.). Depende del método de molienda utilizado, puede asumir diferentes formas (hilos, placas, pelotas, etc.). En varias operaciones, una porción de cobre nativo se recupera por tamizaje (Afton, Canadá; White Pine, EE.UU.) y las fracciones más finas están flotando. La flotabilidad de cobre nativo depende de la forma del mineral después de la molienda. En hilos es la forma menos flotable, mientras que los copos responden bien a la flotación con xantato a pH entre 9 y 11. Un pH menor a 9 tiene un efecto negativo en la flotabilidad de cobre nativo. El uso de  $\text{Na}_2\text{S}$  tiene un efecto positivo en la flotación de cobre nativo con adiciones de 100-500g/T.

Pirita  $\text{FeS}_2$  (46.6% Fe, 53.4% S, dureza 6, gravedad específica 5), es el sulfuro más abundante en prácticamente todos los minerales. Es de los más estudiados sin embargo el más problemático, interfiriendo no sólo en la flotación de minerales de cobre, sino también en la flotación de prácticamente todos los sulfuros. La pirita pertenece a un grupo de minerales altamente flotantes y se puede flotar de manera efectiva en la presencia de un espumante. El rechazo de la pirita se logra a un pH alto de 11.5. En general, la depresión de la pirita y la selección de

depresores en gran medida dependen del tipo de mineral tratado. Una de las características importantes es que en un pH alcalino se deprime y a un pH ácido la flotabilidad de la pirita mejora significativamente. En un pH alcalino, los depresores tales como compuestos orgánicos, sulfatos y cianuro son bastante efectivos, su depresión es muy dependiente de la capacidad para oxidarse rápidamente. Como resultado de esta oxidación, el hidróxido de hierro se forma en la superficie de la pirita, lo que aumenta la hidratación de los minerales y reduce la adsorción del colector.

Pirrotita  $Fe_nS_n$  (60% Fe, 40% S, dureza 3.5, gravedad específica 4.5), comúnmente hay dos tipos de pirrotita presentes en los sulfuros masivos de cobre, estos son: (a) la pirrotita hexagonal en la flotación se comporta similar a la pirita alterada y (b) pirrotita monoclinica, que es altamente reactiva y extremadamente difícil de rechazar durante la flotación de cobre. Se oxida el azufre formando rápidamente aniones en solución. Puede ser fácilmente activada por cationes de cobre y cuando el cobre soluble está presente, la depresión se vuelve muy difícil. La pirrotita activada con iones cobre flota sin la adición de colector. La desactivación de pirrotita activada con iones cobre se puede conseguir a un pH de 4.5 aproximadamente. A éste pH la flotabilidad de pirrotita es significativamente reducida.

La marcasita tiene la misma composición química que la pirita, pero diferente estructura cristalina (romboidal) con un peso específico de 4.8. Se encuentra generalmente en sulfuros hidrotérmicos de minerales de cobre y se forma a una temperatura mucho más baja que la pirita, contiene impurezas tales como talio, arsénico y antimonio. Tiene una flotabilidad mayor que pirita y la depresión con cianuro en un pH alcalino es bastante difícil, incluso con altas adiciones de cianuro. Su flotabilidad se reduce a un pH entre 4.5 y 6.5. La depresión en esta región de pH se logra de manera efectiva con el uso de  $ZnSO_4$  y  $NaCN$  complejados.

## **2.5. Flotación de minerales de depósitos pórfidos de cobre.**

En las plantas la selección del esquema de reactivos y diagrama de flujo, se dictan muy probablemente por la naturaleza, la mineralogía y el tipo de minerales presentes en la mena, el

comportamiento de flotación de la ganga, la cantidad y la ocurrencia de la pirita en el mineral y la presencia de arcilla.

Algunas regiones donde se encuentran los depósitos de pórfidos de cobre (Chile, Arizona, Estados Unidos, el estado de Sonora en Mexico ) tienen prácticas de operación muy similares, independientemente de las diferencias en las características del mineral.

## **2.6. Efecto de la molienda sobre la metalurgia.**

El diseño del circuito de molienda está dictado por la dureza del mineral, y la reducción del consumo de energía. En la mayoría de los depósitos de pórfido, la dureza del mineral varía considerablemente y el índice de trabajo de minerales de pórfido es mucho mayor que la de minerales de sulfuro, por lo tanto, la tendencia es moler más grueso. En muchas operaciones la finura del molido no es estable y esta inestabilidad se ve influida por factores como variación en la dureza del mineral en el yacimiento, viscosidad alta de la pulpa causada por la presencia de minerales de arcilla, lo que reduce tanto la capacidad de molienda y la eficiencia de flotación. Es obvio que el rendimiento de molienda afecta significativamente los resultados metalúrgicos. Quizás el factor más influyente es la trituración preferencial de diferentes minerales de cobre en función de su dureza.

## **2.7. Esquemas de reactivos para flotación de cobre pórfido**

Los esquemas de reactivos utilizados para el tratamiento de minerales pórfidos de cobre y cobre-molibdeno son relativamente simples, por lo general implican la cal como un modificador de pH, xantato como el colector principal y un colector secundario.

Existe una amplia variación de espumantes, y en muchas plantas en la operación mezclan dos o más. La razón principal de esto es la interferencia a partir de minerales de arcilla, que en

algunos casos tienden a producir una espuma seca. Una mezcla de espumantes puede resolver este problema. En algunos casos, un espumante tipo alcohol puede dar una espuma frágil.

### **2.7.1. Elección del modificador**

En la mayoría de las plantas, la cal se utiliza como un modificador de pH, así como para la depresión de pirita durante. Sólo un pequeño número de plantas se utilizan otros depresores. El pH alto produce una espuma estable con mejor conducción de corriente que un pH más bajo, para la mayoría de los minerales de cobre pórfido. En otros casos los cationes solubles por ejemplo  $\text{Cu}^{2+}$  y  $\text{Fe}^{2+}$  están presentes en la pulpa y son precipitados con pH alto, que puede resultar en la mejora de la adsorción de colector. La figura 2, muestra las concentraciones de cobre y hierro en la pulpa de flotación y la recuperación de cobre en función del pH. Estos resultados se lograron con xantato más ditiofosfato. Mediante trabajo experimental se encontraron dos factores principales que determinan la cantidad de cal utilizada:

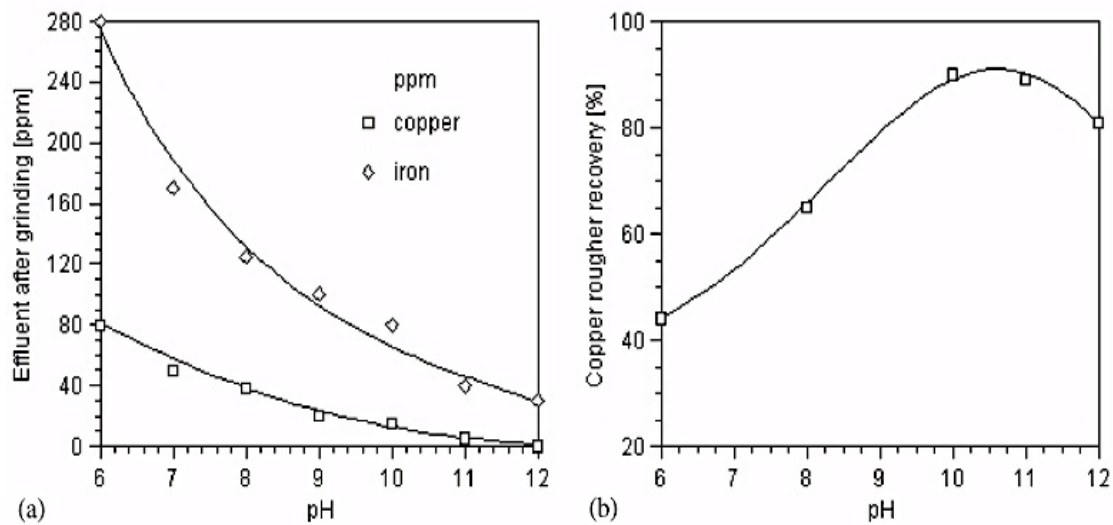
- La flotabilidad del cobre a diferentes valores de pH está relacionado con el tipo de espumante utilizado. Con algunos espumantes puede aumentar significativamente la recuperación de cobre con bajo pH, mientras que algunos espumantes requieren pH más alto para formar una espuma más duradera.
- La flotabilidad de partículas medianas mayores a  $200\mu\text{m}$  mejora con el aumento del pH.

La depresión de la pirita en el caso de minerales de pórfido que contienen calcosita se produce a un pH relativamente alto de 11.5, mientras que en el caso de la calcopirita, el pH se mantiene a sobre 10.5-11. La cal no siempre es eficaz como un depresor de pirita y en muchas operaciones el tratamiento de calcosita no excede de 29% de Cu. Una de las razones de este grado inferior puede ser la liberación insuficiente durante la remolienda, pero más a menudo el problema es por la eficiente depresión de la pirita.

Hay un gran número de depresores alternativos, que han demostrado ser eficaces en la depresión de la pirita, algunos de los cuales incluyen almidones oxidados y mezclas de HQS.

Éste depresor es una mezcla de silicato de sodio ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ ), fosfato de sodio monobásico ( $\text{NaH}_2\text{PO}_4$ ) y de quebracho en una proporción de 40:40:20.

Los almidones, almidones oxidados y dextrinas oxidadas también son depresores eficaces de pirita durante la flotación del concentrado primario. El almidón o la dextrina también se suelen añadir en la remolienda y durante operaciones de la limpieza.



Figura

## 2. Efecto de pH en la recuperación primaria del cobre

### 2.7.2. Elección de los colectores

En la mayoría de las operaciones de pórfidos de cobre, se utiliza xantato como colector principal y como colectores secundarios se utilizan una gran variedad incluyendo, ditiofosfatos, formiatos, xantógenos, tionocarbamatos, ésteres y mercaptanos entre los más comunes. Hay varios factores que influyen en la selección de los colectores secundarios que se describen a continuación:

- Cuando hay arcilla, mercaptanos o ditiofosfatos favorecen la recuperación de cobre y molibdeno. Una combinación de formiato xantógeno y mercaptano es la más eficaz. El formiato xantógeno es uno de los colectores más eficaces se utiliza como colector principal y por lo general se añade en molienda.

- El tipo de espumante utilizado también juega un papel importante en la selección de un colector. Muchas plantas de pórfidos de cobre tienen un problema en la formación de espuma y debido a esto, la tendencia habitual es el uso de colectores con propiedades espumantes.
- Si hay una mezcla de dos o más minerales de cobre (calcosita, covelita, calcopirita), un tionocarbamato junto con un xantato, es una combinación eficaz. El tionocarbamato es un colector ineficiente para molibdenita, en este caso se añade un poco de aceite combustible a la etapa de molienda para ayudar a la recuperación de molibdeno.
- Dado que en la práctica real, se usan granulometrías relativamente gruesas, la selección adecuada de combinaciones de colectores es extremadamente importante para la flotación de partículas gruesas y medianas. Incluso con un molido grueso, cobre fino también se crea debido a la tendencia de los sulfuros pesados a concentrarse en el flujo inferior del ciclón. En muchas plantas, aproximadamente el 50% del cobre total se pierde en las colas en forma de cobre fino (menor a 20 $\mu$ m).

### **2.7.3. Elección del espumante**

Una de las tareas más difíciles es la selección de un espumante apropiado. Su importancia no siempre se ha reconocida, a pesar del hecho de que muchas plantas que tratan minerales pórfidos de cobre utilizan dos o más espumantes. Con frecuencia, un espumante no es lo suficientemente potente como para recuperar partículas gruesas o no es lo suficientemente selectivo para flotar cobre fino. Presentan sensibilidad a los cambios en el pH y el contenido de sales disueltas. Sin embargo muy a menudo con los pórfidos de cobre, la formación de espuma se controla generalmente por el pH. La presencia de arcilla en el mineral es la razón principal de espumas inestables y la reducción del poder de formación de espuma.

Se ha demostrado que la desestabilización del espumante se produce en presencia de partículas ultra-finas, por lo que puede producirse la reducción en la flotación. Estudios recientes han indicado que la estabilidad de la espuma puede ser más eficaz controlado mediante la modificación o la prevención de la floculación de las partículas hidrófobas.

## 2.8. Flotación de molibdeno

Aproximadamente el 50% de la producción de molibdeno en el mundo proviene de minerales de cobre-molibdeno, como un subproducto. La flotabilidad del molibdeno durante la flotación de cobre también depende de muchos factores, incluyendo el tipo de colector, el tipo de espumante, pH de flotación y el tipo de aceite hidrocarburo utilizado. Durante la flotación de molibdeno a partir de minerales de cobre, un aceite combustible o queroseno se añade a la molienda para mejorar la recuperación. En algunos casos, tanto el queroseno como el combustible líquido interfieren con la formación de espuma y muy a menudo los hidrocarburos son evitados

En la flotación bulk de cobre-molibdeno si se utiliza xantato, sólo como un colector mayor, entonces la desorción del colector de la superficie del mineral se consigue con  $\text{Na}_2\text{S}$  o  $\text{NaHS}$ . Este no es el caso con un ditiofosfato o colectores tionocarbamato, la desorción de los colectores utilizando  $\text{Na}_2\text{S}$  o  $\text{NaSH}$  no se puede lograr, en consecuencia, se utiliza una técnica de separación de alternativa.

En caso de que la calcopirita este presente como mineral primario de cobre el método de separación implica los  $\text{Na}_2\text{S}$  o  $\text{NaSH}$ . Si el concentrado de cobre es calcosita u otros minerales como bornita, covelita, digenita, se utiliza otro método de separación disponible. El contenido de impurezas del concentrado bulk también juega un papel importante en la selección de método de separación. El concentrado bulk puede contener impurezas tales como oro, plata, zinc y ganga no-sulfuro flotable. Para rechazar estas impurezas, se utilizan diferentes depresores. [1]

## 2.9. Flotación de minerales de óxido de cobre

Debido a la naturaleza de los depósitos de cobre y mineralización, a veces es posible minar de forma selectiva y procesar la tapa oxidada en la zona primaria. Los minerales como la malaquita

y azurita son solubles en ácido sulfúrico diluido y se pueden procesar económicamente por lixiviación. El procesamiento de dichos minerales oxidados se ha vuelto más atractivo debido a la disponibilidad de ácido sulfúrico barato producido en las fundiciones, como medida de reducción de las emisiones de dióxido de azufre en la atmósfera. En África central tonelajes significativos de mineral oxidado se concentraron por flotación antes de ser lixiviados, mientras que minerales que contenían una mezcla de sulfuros y minerales oxidados fueron flotados produciendo a un concentrado para fundición. [2]



# CAPÍTULO 3

---

## 3. Diseño metodológico

El siguiente diagrama de flujo muestra las etapas de experimentación. Más adelante se describe a detalle cada una de las etapas.

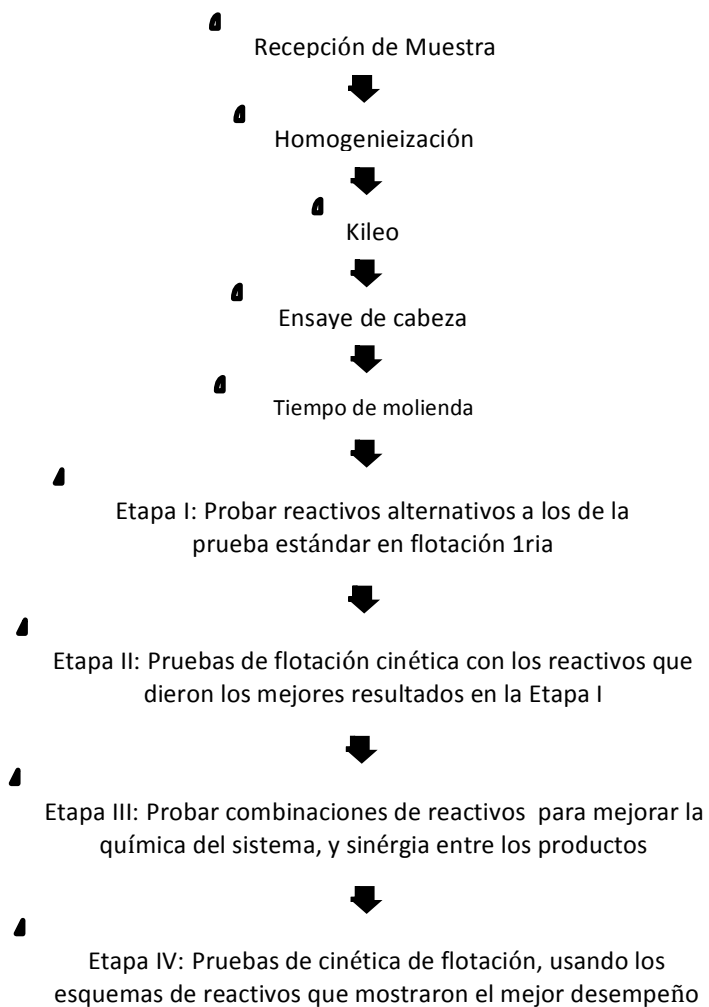


Figura 3. Diagrama de flujo de la experimentación.

### **3.1. Muestra mineral**

En el laboratorio de investigación de Química Teutón S.A. de C.V se recibió una muestra de 75Kg de mineral aproximadamente, identificada con el lugar de origen, en sacos de plástico cerrados, con un tamaño de partícula de -10 mallas que equivale a 1.68mm aproximadamente.

### **3.2. Preparación de muestra**

La muestra, se homogeneizó y cortó en paquetes de 1Kg según el procedimiento de homogeneización y preparación de muestras para flotación descrito en el Anexo 1.

- Análisis químico de la muestra de cabeza: Los valores ensayados para la muestra de cabeza son: 0.588%Cu, 0.067%CuO, 0.023%Mo, 2.012%Fe. Los análisis químicos se realizaron mediante la técnica de absorción atómica y la digestión de las muestras para el análisis de valores totales se hizo por ataque en parrilla (Anexo 2). La determinación de óxido de cobre se basa en la disolución de esta especie mediante la adición de ácido sulfúrico y la técnica se describe en el Anexo 3.
- Determinación del tiempo de molienda: Se hicieron tres moliendas (Anexo 4) a 2, 4 y 6 minutos, los productos se deslamaron por la malla 150 y 325. Una vez seco el sobre tamaño de cada malla se realizó el análisis granulométrico. El tiempo de molienda para un p80 de 250 $\mu$ m es 5 minutos, y para 280 $\mu$ m es de 4 minutos.

### **3.3. Metodología de la investigación**

En esta investigación, se realizaron 53 pruebas metalúrgicas de flotación primaria bajo el protocolo descrito en el Anexo 6, se mantuvieron constantes las variables de flujo de aire, agitación con 1200 RPM, 36% de sólidos en la pulpa, tiempo de flotación de 20 minutos, y se

varió el esquema de reactivos. La experimentación se dividió en cuatro etapas que se describen a continuación.

- **Etapas I** (de la prueba 1 a la 14). La primera estrategia metalúrgica aplicada en esta investigación fue, evaluar y comparar de manera individual algunos reactivos alternativos a los que se tienen en el esquema estándar. Se sustituyó un reactivo a la vez sobre el esquema estándar (Ver tabla 4).

Tabla 4. Condiciones operativas del diseño de experimentos de la etapa I, en orden secuencial a la realización de las pruebas

Descripción	p80 (µm)	pH	Cal (g)	T-609 (g/t)	R02 (g/t)	M-91 (g/t)	DVS4U014(g/t)	M-D50 (g/t)	Diésel (g/t)	XIPS STD (g/t)	XIPS T(g/t)	XIBS T (g/t)	Flex-31 (g/t)	T-156 (g/t)	T-1034 (g/t)	T-1018 (g/t)	T-1035 (g/t)	T-1036 (g/t)	T-1004 (g/t)
Punto de dosificación	N/A	N/A	Celda	Celda	Molino	Celda	Celda	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino
No1	250	9.6	0.9				12	9	7	5									
No 2	280	9.6	0.8				12	9	7	5									
No 3	250	9.4	0.7				12	9	7		5								
No 4	250	9.8	0.8				12	9	7			5							
No 5	250	9.8	0.8				12	9	7				5						
No 6	250	9.8	0.8	25			12	9	7	5									
No 7	250	9.8	0.8				12		7	5				9					
No 8	250	9.6	0.8			12		9	7	5									
No 9	250	9.7	0.8				12		7	5					9				
No 10	250	9.5	0.8				12	9		5						7			
No 11	250	9.6	0.8		20		12	9	7	5									
No 12	250	9.8	0.8				12		7								9		
No 13	250	9.9	0.8				12		7	5								9	
No 14	250	8.9	0.8				12		7	5									9

- **Etapa II** (de la prueba 15 a la 24), en base a los resultados obtenidos en la primera serie de pruebas se planteó la segunda etapa donde se siguieron evaluando los reactivos que dieron los mejores resultados, ahora de manera más detallada, mediante pruebas de flotación cinética donde se obtuvieron concentrados a 1, 3, 5, 10, 15, y 20 minutos (Ver tabla 5).

Tabla 5. Condiciones operativas del diseño de experimentos de la etapa II, en orden secuencial a la realización de las pruebas

Descripción	p80 (µm)	pH	CaI (g)	T-609 (g/t)	M-91 (g/t)	DVS4U014 (g/t)	M-D50 (g/t)	Diésel (g/t)	XIPS STD (g/t)	XIPS T (g/t)	Flex-31 (g/t)	T-156 (g/t)	T-1035 (g/t)	T-1036 (g/t)	T-1004 (g/t)
Punto de dosificación	N/A	N/A	Celda	Celda	Celda	Celda	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino
No. 15	250	10.14	0.80			12	9	7	5						
No. 16	280	9.70	0.85			12	9	7	5						
No. 17	250	9.80	0.65			12	9	7		5					
No. 18	250	9.70	0.60			12	9	7			5				
No. 19	250	9.53	0.58	25		12	9	7	5						
No. 20	250	9.59	0.58			12		7	5			9			
No. 21	250	9.54	0.58		12		9	7	5						
No. 22	250	9.52	0.58			12		7	5					9	
No. 23	250	9.56	0.58			12		7	5						9
No. 24	250	9.60	0.58			12		7	5				9		

- **Etapa III** (de la prueba 25 a la 42), la estrategia para la optimización del proceso de flotación, se basa en el conocimiento adquirido en las etapas previas. Se propusieron esquemas en los que se cambia más de un reactivo a la vez del esquema estándar. Se

generaron combinaciones que pretenden proveer de una mejor química al sistema, y sinergia entre los reactivos (Ver tabla 6).

Tabla 6. Condiciones operativas del diseño de experimentos de la etapa III, en orden secuencial a la realización de las pruebas

Descripción	p80 (µm)	pH	Cal (g)	T-609 (g/t)	R02 (g/t)	M-91 (g/t)	Diesel (g/t)	XIPS STD (g/t)	XIPS T (g/t)	T-156 (g/t)	T-1034 (g/t)	T-1018 (g/t)	T-1036 (g/t)	T-1004 (g/t)
Punto de dosificación	N/A	N/A	Celda	Celda	Celda	Celda	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino
No. 25	250	9.72	0.53			12	7	5					9	
No. 26	250	9.53	0.53	25		12	7	5					9	
No. 27	250	9.42	0.53	25		12		5				7	9	
No. 28	250	9.56	0.54	25		12			5			7	9	
No. 29	250	9.58	0.54	25		12					5	7	9	
No. 30	250	9.49	0.54	25	15	12		5				7	9	
No. 31	250	9.52	0.54			12	7	5						9
No. 32	250	9.52	0.54	25		12	7	5						9
No. 33	250	9.54	0.54	25		12		5				7		9
No. 34	250	9.51	0.54	25		12			5			7		9
No. 35	250	9.51	0.54	25		12					5	7		9
No. 36	250	9.56	0.54	25	15	12		5				7		9
No. 37	250	9.68	0.54			12	7	5		9				
No. 38	250	9.51	0.54	25		12	7	5		9				
No. 39	250	9.52	0.54	25		12		5		9		7		
No. 40	250	9.53	0.54	25		12			5	9		7		
No. 41	250	9.57	0.54	25	15	12		5		9		7		
No. 42	250	9.67	0.54	25	15	12		5				7		

- **Etapa IV** (de la prueba 43 a la 53). En la última etapa experimental se realizaron, pruebas de flotación cinética, usando los esquemas de reactivos que mostraron el mejor desempeño a lo largo del proceso de experimentación (Ver tabla 7).

Tabla 7. Condiciones operativas del diseño de experimentos de la etapa IV, en orden secuencial a la realización de las pruebas

Descripción	p80 (µm)	pH	Cal (g)	T-609 (g/t)	R02 (g/t)	M-91 (g/t)	DVS4U014 (g/t)	M-D50 (g/t)	Diesel (g/t)	XIPS STD (g/t)	XIPS T(g/t)	T-156 (g/t)	T-1004 (g/t)
Punto de dosificación	N/A	N/A	Celda	Celda	Celda	Celda	Celda	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino	Molino
No. 43	250	9.50	0.54				12	9	7	5			
No. 44	250	9.55	0.54	25			12	9	7	5			
No. 45	250	9.55	0.54	25	15		12	9	7	5			
No. 46	250	9.50	0.54	25	15	12		9	7	5			
No. 47	280	9.50	0.54	25	15	12		9	7	5			
No. 48	250	10.31	0.74	25	15	12			7	5			9
No. 49	250	9.48	0.54	25	15	12			7	5		9	
No. 50	250	9.50	0.54	25	15	12		9	7				5
No. 51	250	9.50	0.54	25	15	12			7	5			9
No. 52	250	9.50	0.54	25	15	12		9	7		5		
No. 53	250	10.30	0.74	25	15		12	9	7	5			

### 3.4. Equipo Experimental

- Celda de flotación, marca Metso. Modelo Denver
- Molino de bolas impulsado por rodillos Sepor
- Filtro de presión Peterson Filters USA
- Horno de secado Termolab, modelo TE-H80DM
- Cuartedores Jons Humboldt ME.CO, modelos H-3962 y H-3489

- Rotab Gilson, modelo SS-12R
- Pulverizador ESSA, modelo 800320
- Espectrómetro de absorción atómica Varian modelo 5SB
- Potenciómetro Thermo Scientific, modelo Orion 3 Star

### 3.5. Validación de pruebas por el método de cabeza calculada.

Para validar la repetitividad y representatividad de los resultados obtenidos, la desviación estándar de la cabeza calculada para cada uno de los elementos ensayados debe ser menor o igual a 5% de la cabeza calculada promedio, para cada una de las etapas de investigación. La desviación estándar para todos los elementos, en los cuatro grupos fue menor al 5% de esta manera quedan validadas las pruebas.

Tabla 8. Desviación estándar de las cabezas calculadas de la Etapa I

Elemento	Etapa I		
	Cabeza calculada promedio (%)	Desviación estándar	Error (%)
Cu	0.572	0.0099	1.73
Mo	0.027	0.0013	4.70
CuO	0.074	0.0025	3.34

Tabla 9. Desviación estándar de las cabezas calculadas de la Etapa II

Elemento	Etapa II		
	Cabeza calculada promedio (%)	Desviación estándar	Error (%)
Cu	0.593	0.0088	1.49
Mo	0.021	0.0011	5.38
Fe	1.959	0.0432	2.21
CuO	0.058	0.0024	4.17

Tabla 10. Desviación estándar de las cabezas calculadas de la Etapa III

Elemento	Etapa III		
	Cabeza calculada promedio (%)	Desviación estándar	Error (%)
Cu	0.585	0.0061	1.04
Mo	0.022	0.0009	3.97
Fe	2.026	0.0469	2.32
CuO	0.074	0.0039	5.28

Tabla 11. Desviación estándar de las cabezas calculadas de la Etapa IV

Elemento	Etapa IV		
	Cabeza calculada promedio (%)	Desviación estándar	Error (%)
Cu	0.609	0.0053	0.87
Mo	0.024	0.0012	4.88
Fe	2.037	0.0506	2.48
CuO	0.055	0.0020	3.70

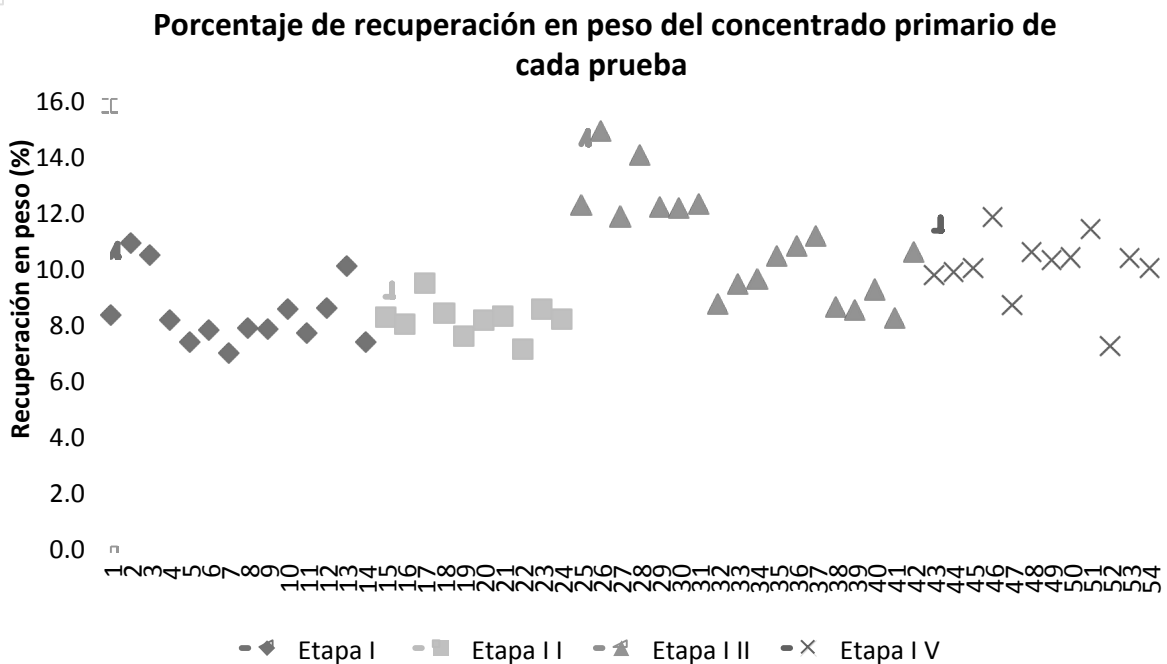


Figura 4. Porcentaje de recuperación en peso del concentrado primario de cada prueba



Se cuidó cumplir con la condición de mantener una concentración estable, respetando la frecuencia de paleteo y los tiempos de residencia durante la flotación, a pesar de los cuidados las variaciones en la estrategia metalúrgica impidieron mantener un valor constante, para compensar estas diferencias y alcanzar representatividad se incluyeron pruebas estándar en cada etapa. La figura 4, muestra el porcentaje de recuperación en peso en el concentrado primario de cada prueba.

# CAPÍTULO 4

---

## 4. Resultados y Discusión

Para facilitar el análisis de resultados, se utilizó un criterio de ordenamiento con base al beneficio económico teórico bruto (sin considerar los precios de los productos químicos) que otorgaría una supuesta producción y venta de los metales valiosos (cobre y molibdeno) directamente proporcional a la recuperación alcanzada en cada prueba, dejando constantes el tonelaje procesado, leyes de cobre y molibdeno en el material alimentado y los precios de ambos metales (Ver tabla 12). De tal manera que la mejor prueba de cada etapa fue aquella con la mayor recuperación combinada de cobre y molibdeno. Este ordenamiento ayudó en gran medida a la interpretación de los resultados, puesto que se observa de manera directa el efecto de los reactivos evaluados en la recuperación y calidad de los concentrados obtenidos.

Tabla 12. Datos teóricos para los cálculos correspondientes al de beneficio económico

Alimentación a molienda	100000 T/día
Cabeza calculada de cobre	0.588 %
Cabeza calculada de molibdeno	0.023 %
Contenido metálico de cobre en la cabeza	1296715.778 Lb
Contenido metálico de molibdeno en cabeza	51664.36 Lb
Precio de la libra de cobre	3 \$usd
Precio de la libra de molibdeno	12 \$usd

## 4.1. Etapa I

En la tabla 13 se encuentran los resultados de las pruebas de la primera campaña experimental ordenadas de mayor a menor con respecto al beneficio económico teórico. En esta tabla se incluyen datos de recuperación y grado, el porcentaje de recuperación en peso y el reactivo que se evaluó.

Tabla 13. Resultados metalúrgicos de la primera etapa de investigación, en orden descendente del beneficio económico

Orden óptimo	No. de prueba	Reactivo evaluado	Rec. peso (%)	Recuperación		Grado		Beneficio \$usd
				%Cu	%Mo	%Cu	%Mo	
1	8	M-91	8.28	86.62	81.19	6.03	0.287	3563108.04
2	14	T-1004	10.83	86.53	80.73	4.55	0.207	3557415.53
3	13	T-1036	10.43	87.28	75.47	4.90	0.185	3554313.32
4	7	T-156	8.11	85.50	85.80	6.08	0.274	3549420.55
5	3	XIPS T	7.31	85.49	79.77	6.57	0.300	3514437.76
6	2	p80=280	7.71	85.40	79.35	6.16	0.276	3509189.99
7	1	STD	6.92	85.60	77.80	7.12	0.283	3507143.81
8	6	T-609	7.82	85.12	79.89	6.07	0.281	3502200.75
9	4	XIBS T	7.77	84.64	79.01	6.35	0.268	3480030.12
10	9	T-1034	8.51	84.21	78.24	5.51	0.232	3460231.22
11	5	FLEX-31	7.62	83.67	75.53	6.27	0.262	3425252.40
12	10	T-1018	8.52	83.13	77.70	5.72	0.262	3418439.80
13	12	T-1035	10.00	83.68	69.77	4.85	0.187	3392859.12
14	11	RO2	7.31	82.25	77.90	6.46	0.268	3388024.27

En la prueba No. 8 (orden óptimo 1), se sustituyó al espumante DVS4U014 (STD) por el M-91 y se obtuvo la recuperación combinada más alta de los minerales de interés económico. Lo que representa 1.02 y 3.39 unidades porcentuales más de cobre y molibdeno respectivamente, la calidad de cobre en el concentrado bajo 1.07 unidades porcentuales con respecto a la prueba estándar, mientras que el grado de molibdeno se mantuvo constante. La cama de espuma fue

abundante y persistente durante toda la prueba lo que contribuyó a recuperar 1.36% más peso que en la prueba estándar.

El espumante M-91 es una formulación eficientemente probada que mejora la persistencia de la espuma y la tolerancia al pH en la flotación primaria, en comparación con los espumantes tipo alcohol convencionales. Srdjan [1] menciona que la importancia de los espumantes formulados no siempre se ha reconocido, a pesar de que en muchas plantas que tratan minerales pórfidos de cobre utilizan dos o más espumantes, porque con frecuencia, un solo espumante no es lo suficientemente potente como para recuperar partículas gruesas o no es lo suficientemente selectivo para flotar cobre fino.

Durante la flotación de molibdeno a partir de minerales de cobre se añade a la molienda un aceite combustible o queroseno para mejorar la recuperación de molibdeno. [1] Generalmente se usa diésel como colector de molibdenita. [2] Cuando se usó el T-1018 en lugar del diésel se obtuvo el mismo beneficio en lo que se refiere a especies de molibdeno, sin embargo con los minerales de cobre el T-1018 no logró interactuar de manera adecuada, afectando la recuperación al bajar 2.47 unidades porcentuales con respecto a la prueba estándar.

La recuperación de los minerales valiosos en flotación primaria es la más importante de ahí que sean ampliamente utilizados los xantatos como excelentes colectores para todos los minerales de sulfuro, en ausencia de agentes modificadores son no selectivos. Los xantatos se encuentran disponibles en un rango de cadena de carbono generalmente de 2 a 5. La fuerza de colección comúnmente aumenta conforme incrementa el largo de la cadena de carbonos y la selectividad disminuye. [4] A continuación se muestran los resultados de los reactivos que se evaluaron como alternativa al xantato usado en el esquema estándar (XIPS-STD):

- Cuando se usó xantato isopropílico de sodio (XIPS-T) en la prueba No.3, orden óptimo 5, la recuperación de cobre bajó ligeramente, 0.11 unidades porcentuales y la de molibdeno subió 1.97 unidades, también bajó el grado de cobre en el concentrado y subió el grado de molibdeno tomando como referencia la prueba estándar. El reactivo estándar presenta mejor desempeño que el alternativo.

- Con el xantato isobutílico de sodio (XIBS-T) en la prueba No.4, orden óptimo 9, la recuperación de cobre en el concentrado primario bajó casi una unidad porcentual, y la de molibdeno subió 1.21 unidades, aun así el beneficio económico combinado no supera la prueba estándar. Como se menciona en el manual de Cytec [5], el xantato isobutílico de sodio es un colector relativamente fuerte usado en la flotación de Cu, Pb, Ni, Zn, incluso más potente que el isopropílico por lo tanto menos selectivo, sin embargo no contribuyó con el parámetro de recuperación de cobre.
- El Flex-31 es un xantato isopropílico mejorado para ser selectivo, no afecta la cinética de flotación, generalmente se usa en etapas de flotación agotativa. En esta ocasión se adicionó como colector primario (prueba No.5, orden óptimo 11), dió resultados negativos bajando las recuperaciones de cobre y molibdeno 1.93 y 2.27 unidades respectivamente con de la prueba estándar. Un dato interesante es que la ley de fierro del mineral problema es baja por lo que no es necesario sacrificar la recuperación de los minerales de interés económico al ir en busca de calidad en el concentrado primario.

En las pruebas que se analizan a continuación se evaluaron colectores secundarios, así se les llama comúnmente a los reactivos que proveen mayor selectividad al proceso de flotación que la que se tiene con colectores primarios (xantatos). En el manual de productos químicos para minería de Cytec [4], se dice que el uso de un colector secundario puede producir un concentrado de ley lo suficientemente alta en las primeras etapas de flotación primaria de tal modo que este producto pueda evitar la etapa de remolienda y sea enviado directamente a la etapa de limpieza. Esto no sólo reduce la carga en el circuito de remolienda, sino que también minimiza el riesgo de un exceso de molienda de los minerales valiosos ya liberados. Dicho exceso puede llevar a la pérdida de la recuperación. El uso de un reactivo o una combinación de reactivos más selectivos en el circuito de flotación primaria normalmente permite trabajar a un pH más bajo reduciendo así la cantidad de cal u otros depresores.

- Al usar el colector T-1004 (prueba No.14, orden óptimo 2), se obtuvo la mayor recuperación en peso del concentrado primario, con los grados de cobre y molibdeno más bajos. Su condición de baja selectividad no fue suficiente para excluirlo de la

evaluación, porque presenta importantes recuperaciones, 0.93 y 2.93 unidades porcentuales más de cobre y molibdeno respectivamente contra la prueba estándar.

- Con el colector T-1036 (prueba No.13, orden óptimo 3), se obtuvo la recuperación de cobre más alta, 1.68 unidades porcentuales más con respecto a la estándar, mientras que la recuperación de molibdeno bajó 2.33 unidades con respecto a la estándar. La recuperación en peso del concentrado es alta y la calidad baja por lo que se posiciona en tercer lugar del orden óptimo y se incluyó en la siguiente etapa de investigación.
- El colector T-156 (prueba No.7, orden óptimo 4), mantuvo la recuperación de los minerales de cobre que se obtuvo en la prueba estándar y subió la de molibdeno 8 unidades porcentuales, sin deteriorar la calidad del concentrado. Cumplió las funciones de un colector secundario, con una marcada tendencia a recuperar molibdeno.
- Con el colector T-1034 se obtuvo alta recuperación en peso, (prueba No.9, orden óptimo 10), sin embargo bajó la recuperación de cobre 1.29 unidades y subió un poco la de molibdeno 0.44 unidades con respecto a la estándar, aun bajo estas condiciones no se logró dar calidad en el concentrado.
- Con el colector T-1035 (prueba No.12, orden óptimo 13), se obtuvo la recuperación de molibdeno más baja de toda la serie de pruebas y la de cobre no supera a la estándar debido a que no se adicionó colector primario (XIPS STD).

Dudenhov y sus colaboradores [5], mencionan que la existencia de películas hidrofílicas en la superficie de los minerales cuyas composiciones dependen de las condiciones de creación del mineral y la oxidación superficial determinan la diferente flotación de un mismo yacimiento. El T-609 es un modificador de superficie que elimina la película de óxidos que impide la correcta adsorción de los colectores. Ello explica los resultados que se obtuvieron en la prueba No. 6 (orden óptimo 8) donde el beneficio de los minerales de molibdeno aumento 2.09 unidades y los de cobre bajan ligeramente 0.48 unidades porcentuales contra el esquema de reactivos estándar.

El RO2 es un colector para óxidos generalmente se adiciona en la celda, para evitar que su efecto sea contrarrestado por la presencia de cal en la molienda, con o sin previa sulfuración.

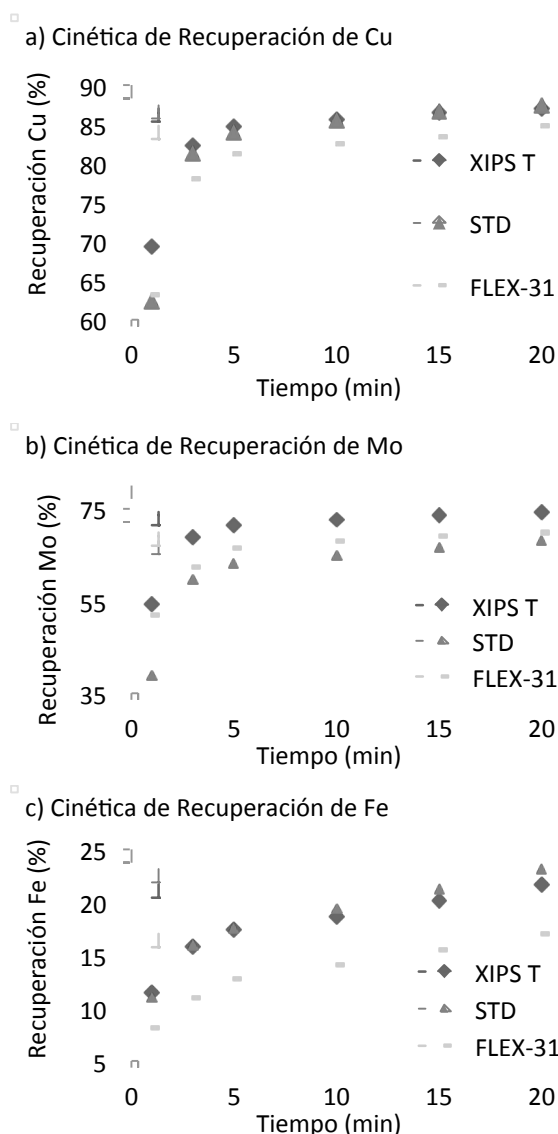
En la prueba No. 11 (orden óptimo 14) se adiciono en el molino para evaluar su desempeño durante la operación de quebrado que es cuando se generan las nuevas caras del mineral este cambio en el punto de adición fue contraproducente, bajó 3.35 unidades porcentuales la recuperación de cobre contra la prueba estándar subiendo apenas 0.10 unidades la recuperación de molibdeno, sin mejorar la calidad bajo estas condiciones. En la literatura se encuentra reportado que es posible la flotación sin una previa sulfurización utilizando xantógeno de alto peso molecular, ditiocarbamatos y algunos otros reactivos. Sin embargo, este método no ha obtenido una amplia aplicación, ya que exige considerables gastos de colectores y es menos eficiente que con sulfuración previa. [5]

En la prueba 2 (orden óptimo 6), la variable que se estudio fue el p80 de la alimentación a flotación primaria. La recuperación y el grado de los minerales de interés se mantienen muy cercanos o incluso más altos a molienda más gruesa. Srdjan [1] dice que el diseño del circuito de molienda está dictado por la dureza del mineral, y la reducción del consumo de energía. En la mayoría de los depósitos pórfidos, la dureza del mineral varía considerablemente y el índice de trabajo de minerales pórfidos es mucho mayor que la de minerales de sulfuro, por lo tanto, la tendencia es moler más grueso. Irnnejad y Nakhaei [6], trabajaron con un mineral pórfido de cobre para estudiar el efecto del tamaño de partícula sobre la recuperación de los minerales de cobre y molibdeno. La recuperación de molibdeno en las fracciones finas, ultrafinas y gruesos cae en mayor medida que la recuperación de cobre.

## **4.2. Etapa II**

Para el análisis de resultados de la segunda etapa se agruparon las pruebas en base a la función de cada reactivo, es decir se evaluaron y compararon por separado contra la prueba estándar, los colectores primarios, secundarios, espumantes y el p80. Se siguió usando la estrategia de evaluar una sola variable a la vez como en la primera etapa, por lo tanto los otros reactivos se mantuvieron constantes en dosificación y puntos de adición.

En la tabla 14 se encuentran los resultados metalúrgicos que se obtuvieron en las pruebas cinéticas de flotación donde se varió el colector primario. En la prueba No. 17 se sustituyó al XIPS-STD por el XIPS-T y en la prueba No. 18 por el Flex-31. En la figura 5 se muestran de manera gráfica las recuperaciones de los minerales de cobre, molibdeno y fierro que se obtuvieron al minuto 1, 3, 5, 10, 15 y 20 en cada una de las pruebas donde se varió el colector primario. De esta manera se puede evaluar detalladamente el desempeño de los reactivos.



El reactivo XIPS-T aceleró la cinética de flotación de los minerales de cobre del minuto uno hasta el cinco, después se comportó similar al XIPS-STD. La cinética de flotación más lenta fue con el Flex-31, desde el primer minuto hasta el final de la prueba. El colector estándar recuperó lentamente los minerales en el primer minuto de flotación, y hasta el minuto tres tuvo un incremento importante.

La cinética de flotación del molibdeno con el XIPS-STD fue baja durante el primer minuto, al minuto tres aumentó y después volvió a ser lenta. La cinética de flotación del Flex-31 fue lenta y constante no presentó cambios bruscos. El XIPS-T desde el primer minuto y hasta el final acelera constantemente la flotación de los minerales de interés.

El Flex-31 fue el reactivo más selectivo con respecto a los minerales de fierro, no debe ser usado como colector primario porque le hace falta fuerza, sería interesante evaluar su desempeño en etapas agotativas donde hay bastante ganga. El xantato estándar ligeramente menos selectivo que el XIPS-T ya que recuperó más fierro.

Figura 5. Cinética de recuperación de los minerales.



Tabla 14. Resultados metalúrgicos de los colectores primarios de cobre, en orden descendente del beneficio económico

No. de prueba	Reactivo evaluado	Peso (%)	Beneficio \$usd	Elemento	Grado	Cinética de Recuperación					
						1min	3min	5min	10min	15min	20min
17	XIPS-T	8.20	3538732	%Cu	6.39	69.3	82.2	84.7	85.6	86.4	87.0
				%Mo	0.19	54.3	68.7	71.5	72.6	73.5	74.3
				%Fe	5.34	11.4	15.8	17.4	18.7	20.1	21.7
15	XIPS-STD	9.40	3517255	%Cu	5.50	62.3	81.2	83.9	85.5	86.6	87.4
				%Mo	0.14	39.0	59.6	63.1	64.9	66.5	68.0
				%Fe	4.87	11.0	16.0	17.5	19.4	21.2	23.1
18	FLEX-31	7.06	3433643	%Cu	7.12	63.1	78.0	81.3	82.5	83.4	84.8
				%Mo	0.21	51.9	62.4	66.5	67.9	68.9	69.9
				%Fe	4.61	8.2	11.0	12.8	14.1	15.5	17.0

En la tabla 15 se encuentran los resultados metalúrgicos que se obtuvieron en las pruebas cinéticas de flotación donde se varió únicamente el colector secundario. Se sustituyó al M-D50 en misma dosis y punto de adición por los reactivos T-1004, T-156, T-1035 y T-1036.

Tabla 15. Resultados metalúrgicos de los colectores secundarios de cobre, en orden descendente del beneficio económico

No. de prueba	Reactivo evaluado	Peso (%)	Beneficio \$usd	Elemento	Grado	Cinética de Recuperación					
						1min	3min	6min	10min	15min	20min
15	STD	9.40	3517255.07	%Cu	5.50	62.35	81.19	83.93	85.47	86.60	87.43
				%Mo	0.14	38.95	59.56	63.14	64.88	66.49	68.04
				%Fe	4.87	10.98	15.95	17.49	19.37	21.22	23.14
23	T-1004	8.33	3511908.85	%Cu	6.27	63.54	81.27	83.68	84.73	85.85	86.75
				%Mo	0.16	42.93	63.38	67.80	69.00	70.31	71.41
				%Fe	4.74	11.13	14.04	15.90	17.19	19.05	20.51
20	T-156	7.53	3482642.02	%Cu	6.84	60.27	80.03	83.29	84.57	85.41	86.09
				%Mo	0.20	45.34	66.22	67.08	68.62	69.54	70.42
				%Fe	5.35	9.98	14.95	16.59	18.11	19.47	20.87
24	T-1035	8.47	3418829.99	%Cu	5.89	63.45	79.63	82.76	83.89	84.78	86.09
				%Mo	0.14	35.63	52.95	55.47	56.56	57.54	59.23
				%Fe	4.81	9.44	13.54	15.66	16.99	18.61	20.66
22	T-1036	8.13	3207054.45	%Cu	5.90	56.28	72.82	76.61	78.20	79.57	80.57
				%Mo	0.13	29.49	48.60	52.64	54.09	55.45	56.75
				%Fe	4.59	8.14	11.51	13.61	15.07	17.04	19.12

En la figura 6 se encuentran representados de manera gráfica los datos de cinética de recuperación de cobre molibdeno y fierro, para un mejor análisis del desempeño de los reactivos que se probaron como alternativas para el reactivo colector secundario.

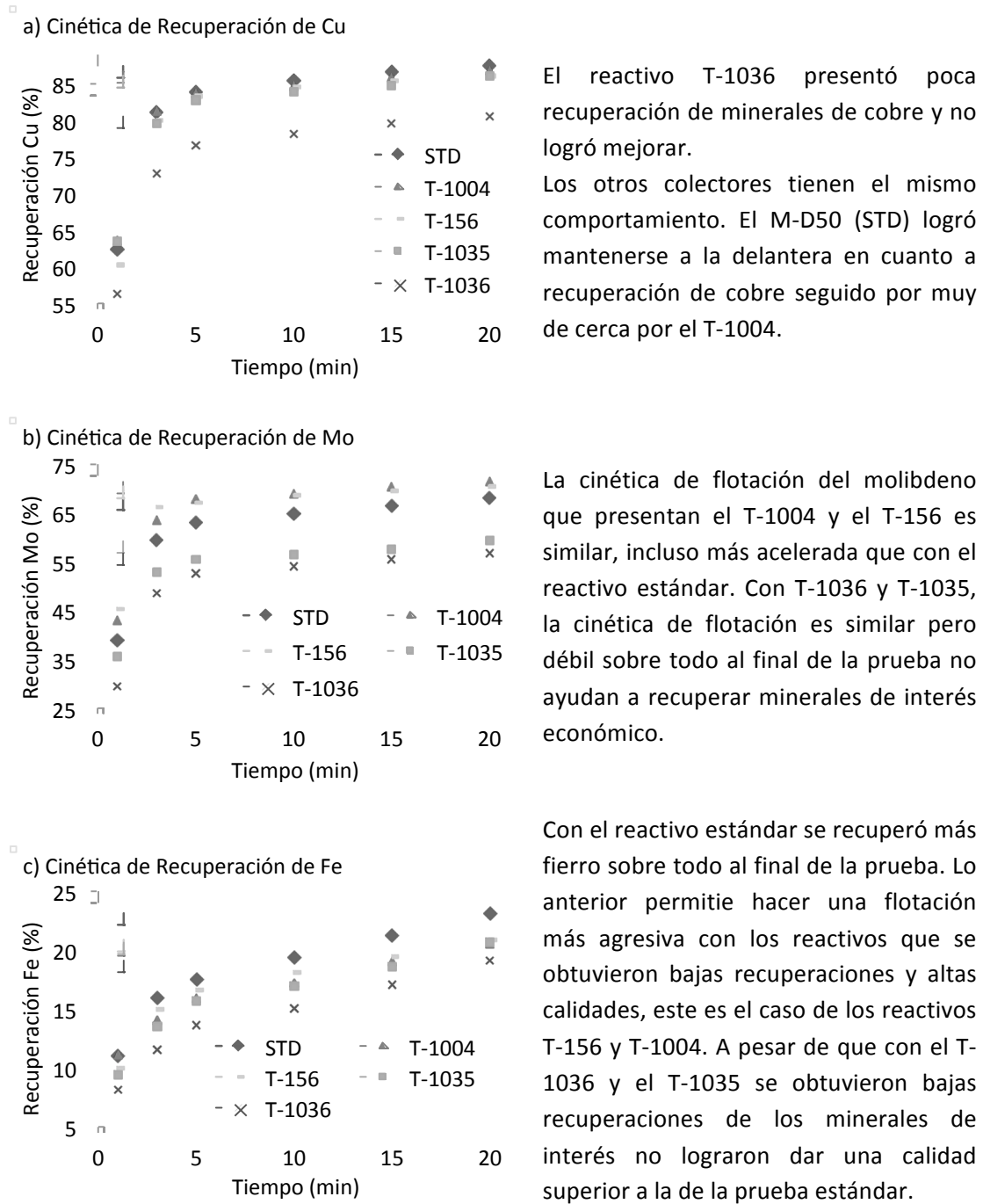


Figura 6. Cinética de recuperación de los minerales.

La prueba donde se usó el colector secundario estándar obtuvo la mayor recuperación total de minerales de cobre, con el T-1004 se consiguió la mejor recuperación total de molibdeno, con el T-156 se logró la mejor calidad en el concentrado primario sin un importante decremento en la recuperación de los minerales de interés, finalmente el T-1035 y T-1036 obtuvieron las recuperaciones y los grados más bajos de cobre y molibdeno. El reactivo estándar M-D50 es bueno y adecuado para la flotación de esta especie mineral, como también lo son el T-156 y T-1004 por su desempeño en la recuperación de los minerales de molibdeno, hay una clara oportunidad de optimización si se les ayuda a estos con un derrame más abundante.

En la tabla 16 se encuentran los resultados metalúrgicos de la prueba donde se evaluó el espumante M-91 en sustitución del DVS4U014 (STD). Según Chiranjib [3], una espuma adecuada es esencial para la flotación, ya que tendrá que soportar el mineral y llevarlo hasta que las burbujas salgan de la pulpa. Las burbujas deben poseer elasticidad para no romperse bajo la perturbación durante su ascenso a la superficie, de lo contrario perdería su carga mineral. Al llegar a la parte superior de la celda la pulpa debe mantener un espesor definido para permitir la limpieza del material flotado que se produzca. Por lo tanto el primer parámetro que se evaluó fue la recuperación en peso, según los datos de la tabla 16 con el espumante estándar se obtiene más de peso (1.32%) que con el M-91, con lo que se supone que durante toda la prueba (bajo las mismas condiciones operacionales hubo la suficiente cantidad de burbujas para llevar hacia la superficie las especies colectadas).

La recuperación de molibdeno en la prueba que se usó el espumante M-91 es significativamente más baja que en la prueba con el reactivo estándar sin embargo como ya se mencionó anteriormente un espumante no hace la función de un colector por lo que si los pesos se mantienen constantes el problema se le atribuye propiamente al colector y a la sinergia de los reactivos en el sistema. Las observaciones que se tienen de ésta prueba es que ninguno de los dos espumantes se agotó antes de finalizar, físicamente el comportamiento fue similar o bien no hubo diferencias perceptibles.

La espuma mineralizada debe tener un grado restringido de estabilidad; debe ser lo suficientemente estable como para asender a través de la pulpa sin perder las partículas sólidas unidas, pero se debe romper tras su salida del sistema. [3]

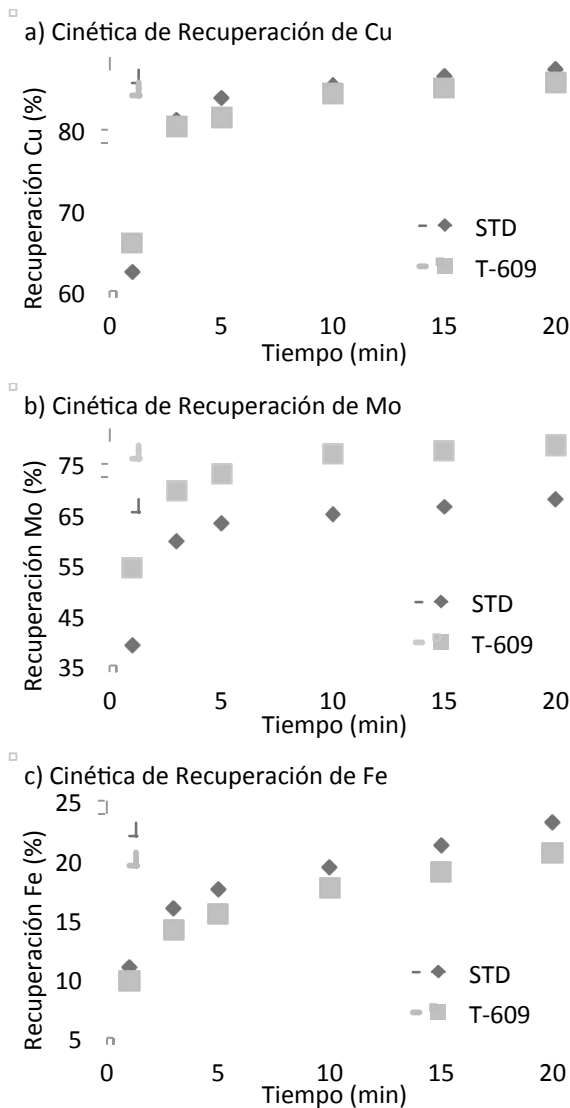
Tabla 16. Resultados metalúrgicos de la pruebas donde se evaluaron los espumantes, en orden descendente del beneficio económico

No. de prueba	Reactivo evaluado	Beneficio \$usd	Elemento	Grado	Cinética de Recuperación					
					1min	3min	6min	10min	15min	20min
15	STD	3517255	%Cu	5.50	62.35	81.19	83.93	85.47	86.60	87.43
			%Mo	0.14	38.95	59.56	63.14	64.88	66.49	68.04
			%Fe	4.87	10.98	15.95	17.49	19.37	21.22	23.14
			<b>%Peso</b>		<b>2.48</b>	<b>3.93</b>	<b>4.74</b>	<b>6.18</b>	<b>7.70</b>	<b>9.40</b>
21	M-91	3453391	%Cu	6.36	68.28	82.08	84.79	85.71	86.47	87.07
			%Mo	0.16	37.17	52.17	56.35	57.45	58.25	59.11
			%Fe	5.31	11.35	16.12	17.83	19.42	21.09	22.59
			<b>%Peso</b>		<b>2.22</b>	<b>3.49</b>	<b>4.45</b>	<b>5.58</b>	<b>6.87</b>	<b>8.08</b>

En la tabla 17 se muestran los resultados de la prueba donde se evaluó el modificador de superficie T-609, este reactivo no sustituye a ningún otro en el esquema de reactivos estándar, se agregó adicionalmente (Prueba 19). En la figura 7 se muestra de manera gráfica como cambian las recuperaciones de los minerales de interés de la prueba estándar con la introducción de este producto al sistema de flotación.

Tabla 17. Resultados metalúrgicos de la prueba donde se evaluó el modificador de superficie, en orden descendente del beneficio económico

No. de prueba	Reactivo evaluado	Peso (%)	Beneficio \$usd	Elemento	Grado	Cinética de Recuperación					
						1min	3min	6min	10min	15min	20min
19	T-609	7.95	3522512.26	%Cu	6.48	65.92	80.35	81.48	84.53	85.14	85.89
				%Mo	0.21	54.46	69.66	73.08	76.96	77.61	78.64
				%Fe	5.06	9.85	14.10	15.44	17.58	19.01	20.65
15	STD	9.40	3517255.07	%Cu	5.50	62.35	81.19	83.93	85.47	86.60	87.43
				%Mo	0.14	38.95	59.56	63.14	64.88	66.49	68.04
				%Fe	4.87	10.98	15.95	17.49	19.37	21.22	23.14



La prueba donde se adicionó el T-609 recuperó más especies de cobre durante el primer minuto para el tercer minuto se empareja con la recuperación de la prueba estándar, en el minuto cinco decae la recuperación de cobre y a partir de ese momento se mantiene cerca pero con valores inferiores a los que se tienen sin adicionar este producto.

Incrementó la recuperación de molibdeno con la introducción del modificador de superficie desde el primer minuto y hasta el final de la prueba logrando obtener 10 unidades porcentuales más con respecto a la prueba estándar

En éste mineral la principal impureza asociada a la especies minerales de cobre es el hierro por lo que la recuperación de cobre y hierro comúnmente son proporcionales. La recuperación de Hierro no incrementó con la introducción del T-609, se mantuvo con valores inferiores a los de la prueba estándar.

Figura 7. Cinética de recuperación de los minerales.

De las pruebas anteriores se tiene una tendencia bastante clara de que al incluir el T-609 al esquema de reactivos mejora bastante la cinética de flotación de la molibdenita. Este producto tiene la capacidad de solubilizar la capa superficial que recubre a los minerales valiosos y retornarle así su capacidad de flotación. Los revestimientos de fangos o arcilla en la molibdenita, complican su extracción. Se estableció en investigaciones microscópicas que la acumulación de los fagos de calcopirita durante las operaciones de purificación pueden cubrir la molibdenita e impedir su flotación. También se reduce la extracción de cobre habiendo una gran cantidad de arcillas. [5]

En la práctica se busca que el parámetro de p80 tienda siempre hacia una molienda más gruesa. En este trabajo de investigación se hizo una prueba donde se incrementó el p80 de 250 $\mu$ m hasta 280 $\mu$ m y los resultados obtenidos se presentan a continuación (Tabla 18).

Tabla 18. Resultados metalúrgicos de la prueba donde se varió el parámetro operacional de p80 comparada con la prueba estándar, en orden descendente del beneficio económico

No. de prueba	Reactivo evaluado	Beneficio \$usd	Elemento	Grado	Cinética de Recuperación					
					1min	3min	6min	10min	15min	20min
15	STD	3517255	%Cu	5.50	62.35	81.19	83.93	85.47	86.60	87.43
			%Mo	0.14	38.95	59.56	63.14	64.88	66.49	68.04
			%Fe	4.87	10.98	15.95	17.49	19.37	21.22	23.14
			<b>%Peso</b>		<b>2.48</b>	<b>3.93</b>	<b>4.74</b>	<b>6.18</b>	<b>7.70</b>	<b>9.40</b>
16	P80=280	3447827	%Cu	5.97	65.94	79.41	82.34	83.80	84.77	85.47
			%Mo	0.17	43.07	59.37	63.85	65.55	67.07	68.18
			%Fe	4.98	10.13	14.06	15.67	17.06	18.59	20.07
			<b>%Peso</b>		<b>2.36</b>	<b>3.60</b>	<b>4.61</b>	<b>5.69</b>	<b>6.92</b>	<b>8.23</b>

La recuperación en peso es ligeramente más alta a un p80 de 250 $\mu$ m, en la prueba donde se mantuvo el p80 en 280 $\mu$ m se vió afectada la recuperación de cobre perdiendo casi dos unidades porcentuales. El molibdeno no presentó problemas para flotar bajo esas condiciones de tamaño de partícula. Para poder decidir si es factible trabajar con un p80 de 280 $\mu$ m, se tendría que hacer un estudio completamente enfocado a esta variable. La adecuada selección de los colectores podría permitir usar molienda gruesa sin pérdida de recuperación primaria. [4]

### 4.3. Etapa III

En esta etapa de investigación la estrategia metalúrgica fue cambiar más de un reactivo a la vez del esquema estándar. Se generaron combinaciones para proveer de una mejor química al sistema, y sinergia entre los reactivos. Las pruebas se dividieron en tres grupos cada uno de ellos tiene una estrategia de reactivos diferente.

En el primer grupo (de la prueba 25 a la 30) se mantuvo constante la adición y la dosis del colector secundario (1036) y el espumante (M91) como se muestra en la tabla 19. En la figura 8 se representan de manera gráfica resultados para hacer el análisis y evaluar el desempeño de los reactivos con respecto a la recuperación y grado de los minerales de interés.

Tabla 19. Esquema de reactivos del 1er grupo de pruebas de la 3ra etapa.

Orden óptimo	No. Pba	pH	Colector primario de Cu (5 g/t)	Colector secundario de Cu (9 g/t)	Colector de molibdeno (7 g/t)	Espumante (12 g/t)	Modificador de superficie (25 g/t)	Colector de Óxidos (15 g/t)
1	29	9.58	T-1034	T-1036	T-1018	M-91	T-609	
2	30	9.49	XIPS STD	T-1036	T-1018	M-91	T-609	RO2
3	25	9.72	XIPS STD	T-1036	Diésel	M-91		
4	27	9.42	XIPS STD	T-1036	T-1018	M-91	T-609	
5	26	9.53	XIPS STD	T-1036	Diésel	M-91	T-609	
6	28	9.56	XIPS T	T-1036	T-1018	M-91	T-609	

La combinación de reactivos que se manejó en la prueba 29 es muy atractiva, con ella se obtuvo el mayor beneficio económico, es decir la mejor recuperación combinada de cobre y molibdeno de esta serie de pruebas con los grados más altos. Srdjan [1], dice que la calcopirita flota mejor con ditiofosfatos y tionocarbamatos que con xantatos. El T-1004 pertenece a una línea de colectores de especialidad que están diseñados para hacer frente a difíciles desafíos metalúrgicos.

En la prueba 26 se adicionó el T-609, los resultados muestran que bajo ese esquema de reactivos la adición del modificador de superficie no contribuye a la recuperación de cobre y molibdeno solo a la de hierro bajando la calidad del concentrado primario.

En la prueba 30 se evaluó el desempeño del colector de óxidos RO2, este se adicionó en la celda de flotación después del T-609. Esta combinación de reactivos ayudo a incrementar la recuperación de los óxidos de cobre. Esta estrategia se basó en la capacidad que tiene el T-609

para solubilizar la capa superficial de aquellos sulfuros de minerales que requieren una limpieza de superficie para descubrir y reutilizar su parte activa adherible a los productos colectores de cobre y molibdeno sin embargo como el T-609 no sustituye el trabajo y funciones de los colectores, se usa el RO2 para aportar su capacidad de coleccionar minerales de difícil flotación.

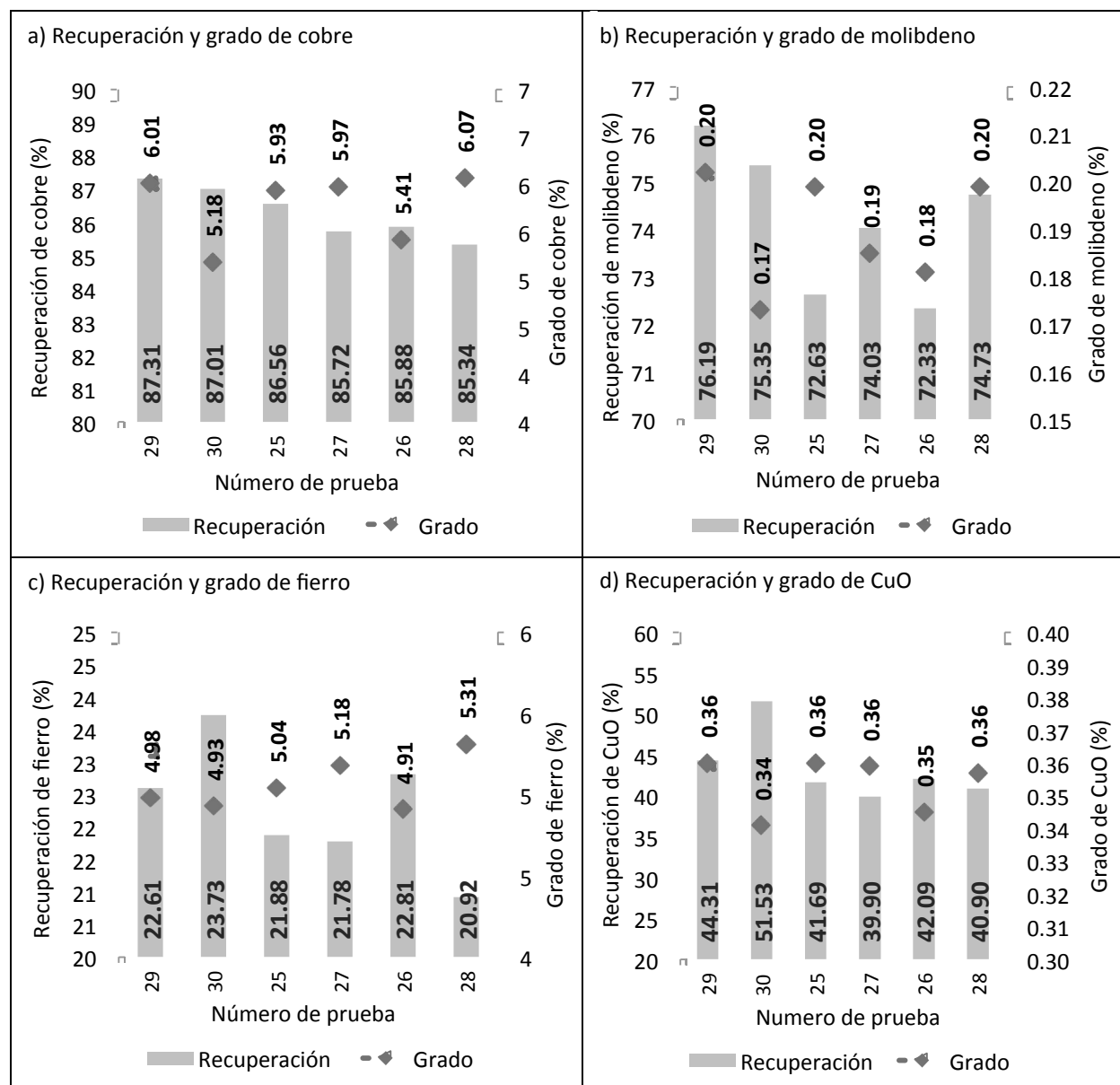


Figura 8. Recuperaciones y grado de los minerales de interés en el concentrado primario de cada una de las pruebas ordenadas de mayor a menor por el beneficio económico.



La estrategia de usar el colector secundario T-1036 con el XIPS-T o el XIPS-STD (pruebas 27 y 28 respectivamente) dió como resultado bajas recuperaciones y altos grados de los minerales de interés, se hizo ésta combinación porque en general los colectores tipo xantato son agresivos y los colectores de especialidad como el T-1036 son diseñados para optimizar las mejores características de los colectores primarios lo cual quiere decir que el T-1036 apporto selectividad al sistema de flotación primaria. Se logró dar calidad al concentrado pero se sacrificó el parámetro más importante en flotación primaria que es la recuperación.

En la prueba 26 se adicionó Diésel como colector de molibdeno mientras que en la prueba 27 se usó T-1018, con el T-1018 se incrementa la recuperación de molibdeno y baja la de cobre en comparación con el Diésel.

En este trabajo de investigación se ha observado que al usar T-1018 se ve afectada la recuperación de los minerales de cobre. S.I. Mitrafanov y A. V. Kùrochkina, dicen que el previo tratado de la molibdenita con hidrocarburos disminuye la adsorción del xantógeno y del dietilditiofosfato. [5] El T-1018 es de la familia de los hidrocarburos y fue formulado para ser más potente que el diésel. Este producto se usa actualmente en una planta donde se procesa un mineral pórfido de cobre con excelentes resultados bajo un esquema de reactivos diferente.

En el segundo grupo (prueba 31 a la 36) se mantuvo constante la adición y la dosis del colector secundario (T-1004) y el espumante (M91) como se muestra en la tabla 20. Para hacer el análisis de resultados y evaluar el desempeño de los reactivos de esta serie de pruebas se representan de manera gráfica la recuperación y grado de los minerales obtenidos en el concentrado primario de cada una de las pruebas en la figura 9.

De este grupo de pruebas, en la 36 se obtuvo la mayor recuperación de minerales de cobre y molibdeno incluyendo especies oxidadas, por lo tanto el colector de óxidos RO<sub>2</sub> cumplió con su función de mejorar la recuperación en minerales que no responden al proceso normal de flotación.

Tabla 20. Esquema de reactivos del 2do grupo de pruebas de la 3ra etapa.

Orden óptimo	No. Pba	pH	Colector primario (5 g/t)	Colector secundario (9 g/t)	Colector de molibdeno (7 g/t)	Espumante (12 g/t)	Modificador de superficie (25 g/t)	Colector de Óxidos (15 g/t)
1	36	9.56	XIPS STD	T-1004	T-1018	M-91	T-609	RO2
2	34	9.51	XIPS T	T-1004	T-1018	M-91	T-609	
3	35	9.51	T-1034	T-1004	T-1018	M-91	T-609	
4	31	9.52	XIPS STD	T-1004	Diésel	M-91		
5	33	9.54	XIPS STD	T-1004	T-1018	M-91	T-609	
6	32	9.52	XIPS STD	T-1004	Diésel	M-91	T-609	

En la prueba 33 que se hizo bajo las mismas condiciones que la 36, quitando únicamente el RO2, bajo la recuperación de cobre total 1.77 unidades porcentuales, la de molibdeno 4.36 y los óxidos de cobre 1.76 unidades porcentuales, con estos datos se corrobora que con la combinación de reactivos que se maneja en la prueba 36 es posible recuperar especies minerales de difícil flotación, sin deteriorar la calidad del concentrado porque los grados de cobre y molibdeno de ambas pruebas muestran tendencias similares.

Los parámetros metalúrgicos más importantes del proceso de flotación son optimizados mediante el esquema de reactivos que se maneja en la prueba 36. Wills [2] menciona que la ley de concentrado y la recuperación, se utilizan de forma simultánea, y son las medidas más aceptadas de evaluar el rendimiento metalúrgico (no económico). Sin embargo, hay un problema en evaluar cuantitativamente el rendimiento técnico de un proceso de concentración cada vez que los resultados de dos ejecuciones de pruebas similares se comparan. Si tanto el grado y la recuperación son mayores que la otra, entonces la elección del proceso es simple, pero si los resultados de una prueba muestran un grado más alto, pero una la recuperación más baja que la otra, entonces la elección es ya no obvia, porque aquí ya hay que elegir con base en las necesidades del cliente y de la planta concentradora.

Es posible evaluar el desempeño de los reactivos que se usaron como colectores primarios (XIPS-STD, XIPS-T y T-1004) bajo un mismo esquema de reactivos descrito en las pruebas 33, 34 y 35, con ayuda del concepto de beneficio económico. La prueba donde se usó el XIPS-STD dio

la recuperación más baja de los minerales de interés, sin mejorar la calidad del concentrado, mientras que la prueba en al que se usó el XIPS-T se optimiza el proceso mejorando los grados de cobre y molibdeno y la recuperación de cobre. En la prueba donde se evaluó al T-1004 como colector primario solo mejora la recuperación de molibdeno con respecto a la prueba anterior.

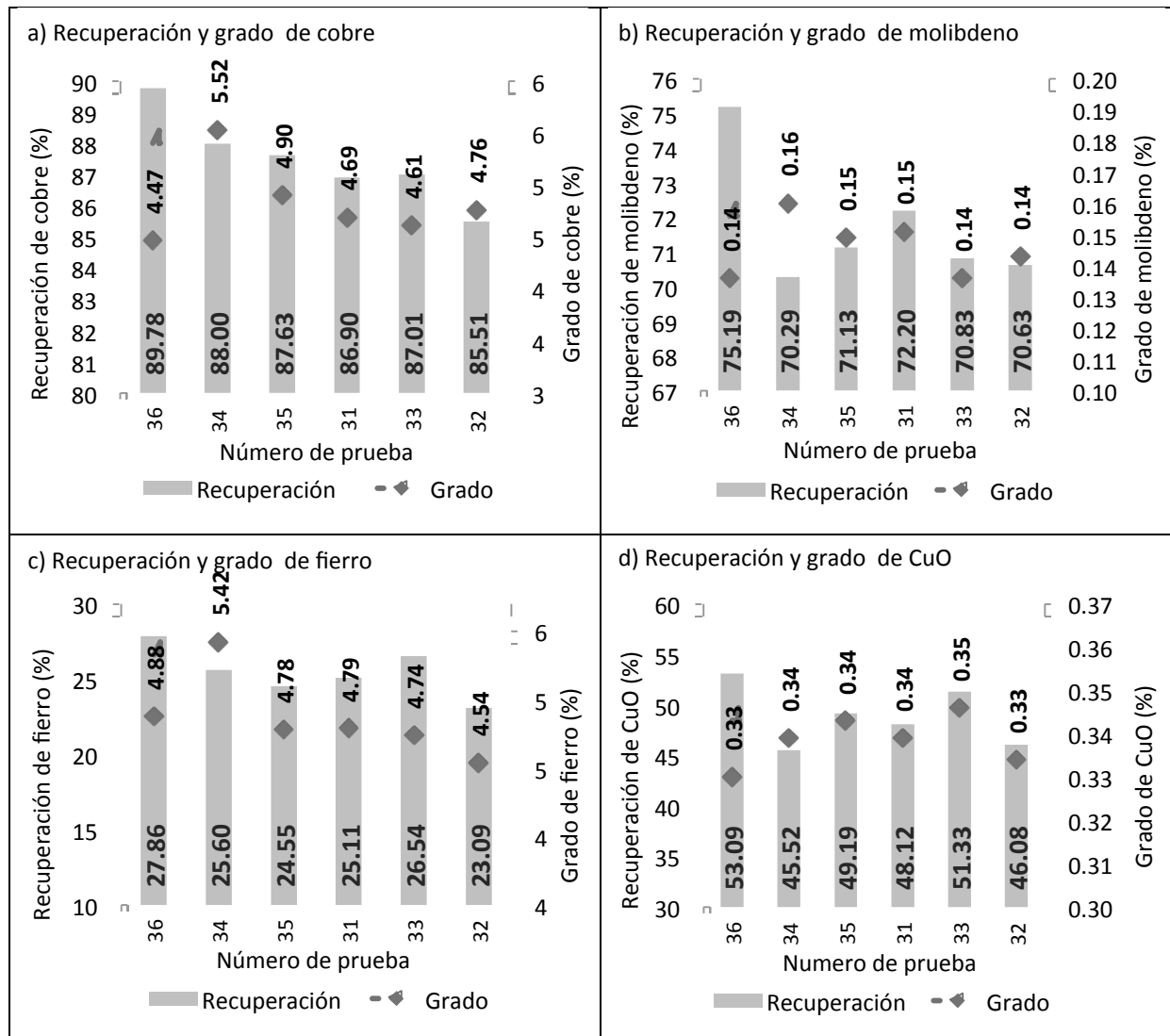


Figura 9. Recuperaciones y grado de los minerales de interés en el concentrado primario de cada una de las pruebas ordenadas de mayor a menor por el beneficio económico.

La prueba 34 resulta atractiva desde el punto de vista del grado que le dió al concentrado primario, pero como no se le agregó el colector de óxidos RO2 la recuperación de éstos minerales quedo mas baja que en la prueba 36.

La combinación del XIPS-STD con el T-1004 sin RO2, generó las recuperaciones más bajas de los minerales de interés, tanto con T-1018 o Diésel, esa es la tendencia que se ve a partir de los resultados de las pruebas 31 a la 33. Los resultados sugieren que la combinación de éstos reactivos no es la apropiada a menos que se incluya otro agente colector del tipo del RO2.

El T-1018 en combinación con el Xantato estándar tiende a bajar recuperaciones de los minerales valiosos. Mientras que al usar T-1018, con el XIPS-T las recuperaciones mejoran, es muy importante la sinergia entre los reactivos para lograr los objetivos de producción.

Para hacer el análisis de resultados y evaluar el desempeño de los reactivos del tercer grupo (de la prueba 37 a la 42), en la figura 10 se representan de manera gráfica la recuperación y grado de los minerales de interés económico. En esta serie de pruebas se evaluó el T-56 como colector secundario en combinación con otros reactivos y en una prueba se usó el T-1035.

Tabla 21. Esquema de reactivos del 3er grupo de pruebas de la 3ra etapa.

Orden óptimo	No. Pba	pH	Colector primario (5 g/t)	Colector secundario (9 g/t)	Colector de molibdeno (7 g/t)	Espumante (12 g/t)	Modificador de superficie (25 g/t)	Colector de Óxidos (15 g/t)
1	41	9.57	XIPS STD	T-156	T-1018	M-91	T-609	RO2
2	40	9.53	XIPS T	T-156	T-1018	M-91	T-609	
3	38	9.51	XIPS STD	T-156	Diésel	M-91	T-609	
4	42	9.67	XIPS STD	T-1035	T-1018	M-91	T-609	RO2
5	39	9.52	XIPS STD	T-156	T-1018	M-91	T-609	
6	37	9.68	XIPS STD	T-156	Diésel	M-91		

En la prueba 41, se obtuvo la mayor recuperación combinada de los minerales valiosos al adicionar el modificador de superficie T-609 seguido del colector de óxidos RO2, además de tener los grados más altos de cobre y molibdeno en el concentrado primario. El T-156 es un reactivo de especialidad además de ser agresivo presenta la ventaja de ser selectivo con respecto a la pirita en un rango de pH entre 9,0 y 10. En la prueba 39 se usa el mismo esquema de reactivos que en la 41 quitando únicamente la adición del RO2 con este cambio se vieron

afectadas las recuperaciones de molibdeno y óxidos de cobre bajando 8.52 y 2.94 unidades porcentuales respectivamente.

El esquema de reactivos que se usó en la prueba 40 incluye el XIPS-T como colector primario y al T-156 como colector secundario con esta combinación se obtienen altas recuperaciones de cobre y molibdeno, similares a las que se obtuvieron en la prueba 41 (orden óptimo1), la diferencia es que con esta estrategia metalúrgica se incrementó la recuperación de especies de fierro y bajó el grado de los minerales de interés económico en el concentrado primario.

El diésel y el T-1018 se evaluaron en las pruebas 38 y 39 respectivamente, cuando se adicionó el T-1018 incremento 0.76 unidades la recuperación de molibdeno porcentuales y bajó 0.74 unidades porcentuales la de cobre, por la cantidad de mineral que se procesa y la ley del mineral esta prueba no favorece la optimación del proceso, y se ubica en cuarto lugar según el ordenamiento de beneficio económico. El T1018 es una combinación de productos químicos que muestran mayor afinidad en la colección de molibdenita. Como colectores de molibdenita sirven los aceites hidrocarbonados. Humectando selectivamente el mineral, los aceites se adhieren en los planos de crucero de las escamas de la molibdenita. [5]

La prueba 37 quedó en último lugar óptimo, con la eliminación de modificador de superficie T-609 del esquema de reactivos se vió afectada la recuperación de los minerales de molibdeno y de óxidos de cobre. Lo que se justifica que el modificador de superficie T609 proporciona valiosa ayuda metalúrgica en la flotación de minerales de cobre y molibdeno, que tienen origen en rocas alteradas y con presencia de alta proporción de materiales oxidados que empeoran su flotabilidad por la formación de capas superficiales que impiden la adecuada adsorción de los colectores.

En la prueba 42 se usó el esquema de reactivos que incluye al T-609 y al RO2, usando como colector secundario el T-1035 pero no se logró llegar a las recuperaciones que se tienen con el T-156 por lo tanto es un reactivo que no mejora la química del sistema.

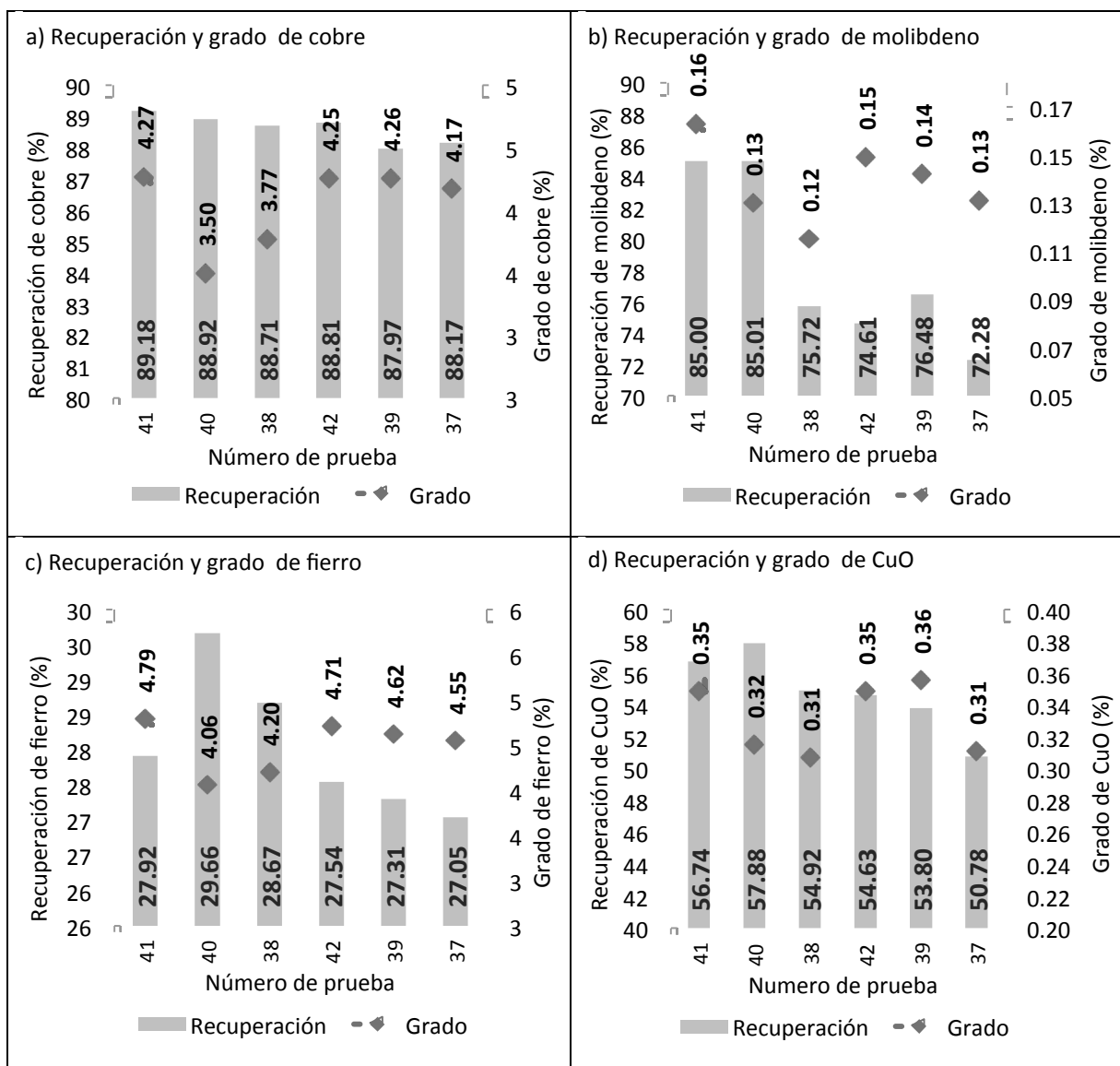


Figura 10. Recuperaciones y grado de los minerales de interés en el concentrado primario de cada una de las pruebas ordenadas de mayor a menor por el beneficio económico.

#### 4.4. Etapa IV

Las condiciones operativas y el esquema de reactivos de la prueba 43 son de la flotación estándar, en la prueba 44 se adicionó el modificador de superficie T-609 y en la prueba 45 el T-609 seguido del colector de óxidos RO2, los resultados se muestran en la tabla 22.

Con la adición del T-609 aumentó la recuperación de minerales de cobre y molibdeno 2.24 y 0.41 unidades porcentuales respectivamente. Incrementó la recuperación en peso en el concentrado a partir del tercer minuto y durante el resto de la prueba, bajó el grado de cobre y molibdeno en el concentrado. Con la adición de T-609 mas RO2 las recuperaciones de cobre y molibdeno subieron 2.85 y 0.54 unidades porcentuales respectivamente en comparación con la prueba estándar, mejorando el grado que se obtuvo en la prueba 44, quedando con una calidad muy cercana a la de la prueba 43. Se acelera la cinética de flotación de los minerales cuando está presente el T-609 solo y acompañado del RO2 (Ver figura 11).

Tabla 22. Resultados de las pruebas para evaluar el T-609 y el RO2.

No. Prueba	Condiciones operativas y esquema de reactivos	Beneficio \$usd	Concepto	Grado	Cinética de Recuperación					
					1min	3min	5min	10min	15min	20min
43	pH=9.5, Cal (0.54g/t), M-D50 (9 g/t), XIPS-STD (5 g/t), Diésel (7g/t), DVS4U014 (12g/t)	3542180	%Cu	5.32	68.63	80.08	82.28	83.74	84.74	85.47
			%Mo	0.20	58.51	74.46	79.49	82.07	83.65	84.71
			%Fe	5.04	11.99	15.86	17.78	19.69	21.64	23.36
			%CuO	0.20	4.61	12.36	18.84	24.29	29.45	33.67
			%Peso		2.21	3.70	5.02	6.62	8.40	9.95
44	pH=9.5, Cal (0.54g/t), M-D50 (9 g/t), XIPS-STD (5g/t), Diésel (7g/t), DVS4U014 (12g/t), T-609 (25g/t)	3624447	%Cu	4.75	70.56	82.45	84.87	86.29	87.07	87.71
			%Mo	0.18	61.00	77.73	81.22	83.21	84.27	85.12
			%Fe	4.55	12.05	16.87	19.10	21.62	23.44	25.47
			%CuO	0.18	4.17	14.07	21.04	27.58	31.79	35.92
			%Peso		2.21	4.30	5.76	7.92	9.49	11.33
45	pH=9.5, Cal (0.54g/t), M-D50 (9g/t), XIPS-STD (5g/t), Diésel(7g/t), DVS4U014 (12g/t), T-609 (25g/t), RO2 (15g/t)	3647331	%Cu	5.25	73.02	83.83	85.86	86.96	87.69	88.32
			%Mo	0.20	63.53	79.32	81.81	83.45	84.52	85.25
			%Fe	5.20	15.42	19.31	21.21	23.40	25.17	26.90
			%CuO	0.18	7.88	15.28	20.89	26.34	30.47	34.44
			%Peso		2.63	4.13	5.51	7.32	8.85	10.34

Muchos reguladores accionan intensamente no sólo la interface del mineral-solución, sino también la interface mineral-aire. La activación de los minerales está relacionada con la acción de los reguladores en la composición de la fase líquida de la pulpa y especialmente en las superficies interfaciales. El T-609 pertenece a la familia de los compuestos amoniacales. La

adición de sales de amonio juega un papel positivo en la sulfuración de minerales de cobre. Reducen la alcalinidad de la pulpa, disminuyen la formación de coloides acelerando el crecimiento de la película de sulfuro en los minerales. [5]

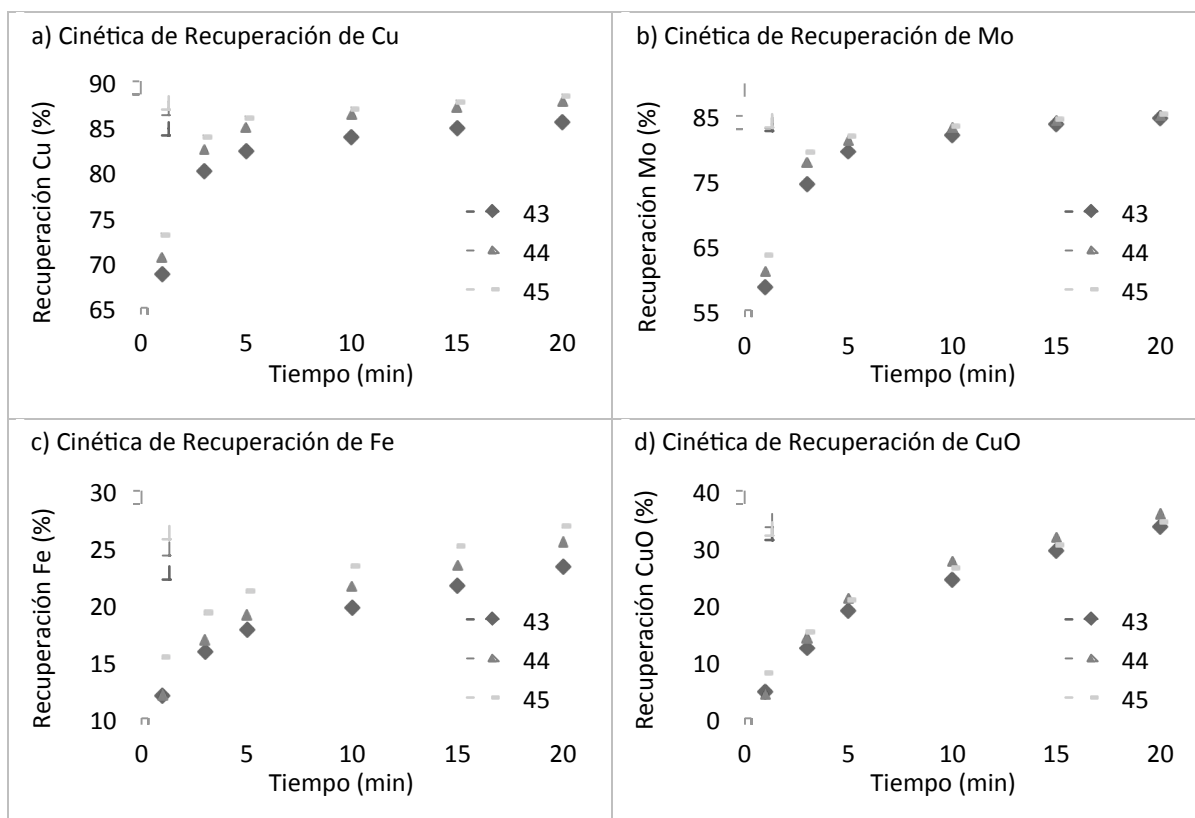


Figura 11. Recuperaciones cinéticas de los minerales de cobre, molibdeno, hierro y especies oxidadas de cobre en las pruebas 43, 44 y 45.

En la tabla 23 se encuentran los resultados que se obtuvieron al probar los colectores secundarios T-156, T-1004 y M-D50.

En la prueba No. 46 se usó el colector M-D50, se obtiene el mayor beneficio económico debido a la alta recuperación de molibdeno que se logró, 7.02 unidades porcentuales más que en la prueba No. 48 donde se usó T-156 y 0.65 más que con el T-1004 (Prueba No. 51). Con el T-156 se logró mayor recuperación de cobre total y la más baja de molibdeno. Es un reactivo selectivo. Con el T-1004 los valores de recuperación de los minerales de interés económico quedan ligeramente más bajos que en la prueba 46, razón por la cual se posiciona en tercer



lugar óptimo. Las recuperaciones en peso se mantuvieron relativamente estables, los efectos se dieron por la selectividad de los reactivos. Los colectores secundarios usualmente se encargan de dar el grado en el concentrado primario como lo menciona Wills. [2]

Tabla 23. Resultados metalúrgicos de la evaluación de los colectores secundarios

No. Prueba	Condiciones operativas y esquema de reactivos	Beneficio \$usd	Concepto	Grado	Cinética de Recuperación					
					1min	3min	5min	10min	15min	20min
46	pH=9.5, Cal (0.54g/t), M-D50 (9 g/t), XIPS-STD (5 g/t), Diésel (7g/t), DVS4U014 (12g/t), T-609 (25g/t), RO2 (15g/t)	3663156	%Cu	5.46	75.60	84.50	86.46	87.23	87.80	88.27
			%Mo	0.20	69.27	84.75	88.10	89.62	90.88	91.75
			%Fe	5.46	15.83	19.33	21.30	22.91	24.38	25.76
			%CuO	0.20	8.37	17.81	24.88	29.48	32.94	36.10
			%Peso		2.84	4.41	5.85	7.23	8.54	9.81
49	pH=9.48, Cal (0.54g/t), T-156 (9 g/t), XIPS-STD (5 g/t), Diésel (7g/t), M-91 (12g/t), T-609 (25g/t), RO2 (15g/t)	3654029	%Cu	6.31	78.28	85.34	87.06	87.78	88.36	88.83
			%Mo	0.23	68.99	79.82	82.05	83.16	84.02	84.73
			%Fe	5.83	16.29	19.29	20.93	21.90	23.26	24.70
			%CuO	0.22	9.54	17.80	24.47	29.85	33.53	37.03
			%Peso		2.97	4.30	5.41	6.17	7.32	8.63
51	pH=9.5, Cal (0.54g/t), T-1004 (9 g/t), XIPS-STD (5 g/t), Diésel (7g/t), M-91 (12g/t), T-609 (25g/t), RO2 (15g/t)	3644901	%Cu	5.08	77.08	84.90	86.43	87.23	87.79	88.30
			%Mo	0.18	68.52	81.42	84.21	85.80	86.77	87.62
			%Fe	5.06	17.11	20.76	22.39	24.07	25.61	27.24
			%CuO	0.20	11.49	20.73	26.32	30.70	34.27	37.76
			%Peso		3.43	5.25	6.46	7.78	9.09	10.51

En la figura 12 se muestran de manera gráfica los resultados de recuperación y grado finales de cobre y molibdeno en cada una de las pruebas para analizar más fácilmente el parámetro de selectividad de cada reactivo.

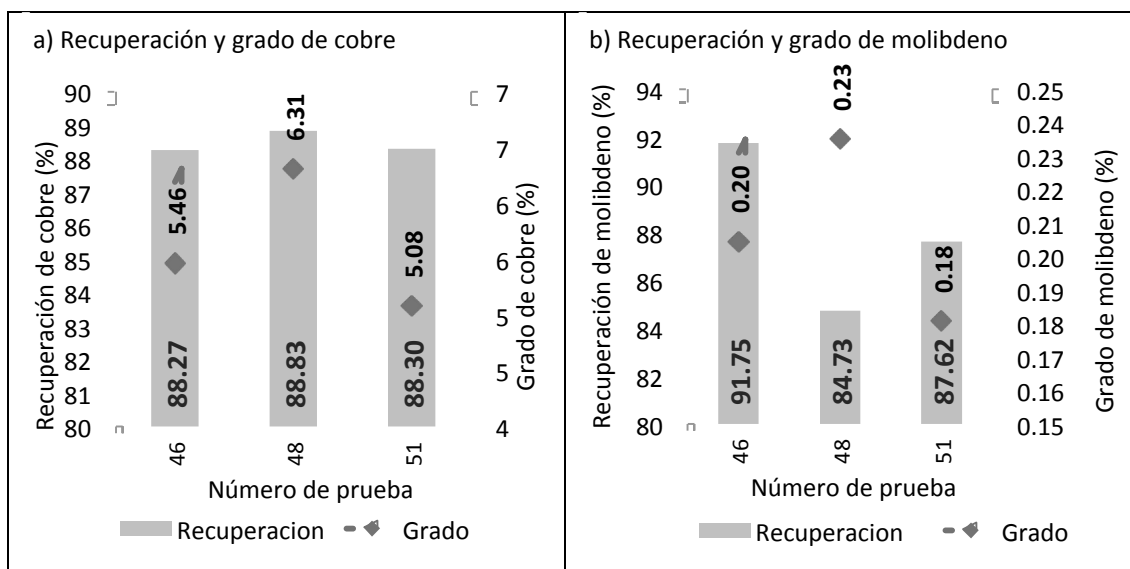


Figura 12. Resultados de recuperación y grado de cobre y molibdeno de las pruebas 46, 48 y 51 donde se evaluaron colectores secundarios.

En la prueba donde se usó el T-156 se aceleró la flotación de los minerales de cobre durante los primeros cinco minutos. Con el M-D50 y el T-1004 son similares las cinéticas de flotación de los minerales de cobre (Ver figura 13).

En las tres pruebas al primer minuto el molibdeno flotó similar y al llegar al tercer minuto cambia este comportamiento favoreciendo significativamente a la prueba 46 donde se agregó M-D50. Con el reactivo T-1004 se recuperaron más minerales de hierro al igual que especies oxidadas de cobre, también mayor porcentaje en peso, se trata de un reactivo agresivo y poco selectivo. Resultó ser un colector fuerte, es una característica que comúnmente presentan los xantatos por lo que se evaluó y comparó en la siguiente serie de pruebas contra el XIPS-STD y el XIPS-T. Los resultados de estas pruebas se muestran en la tabla 24.

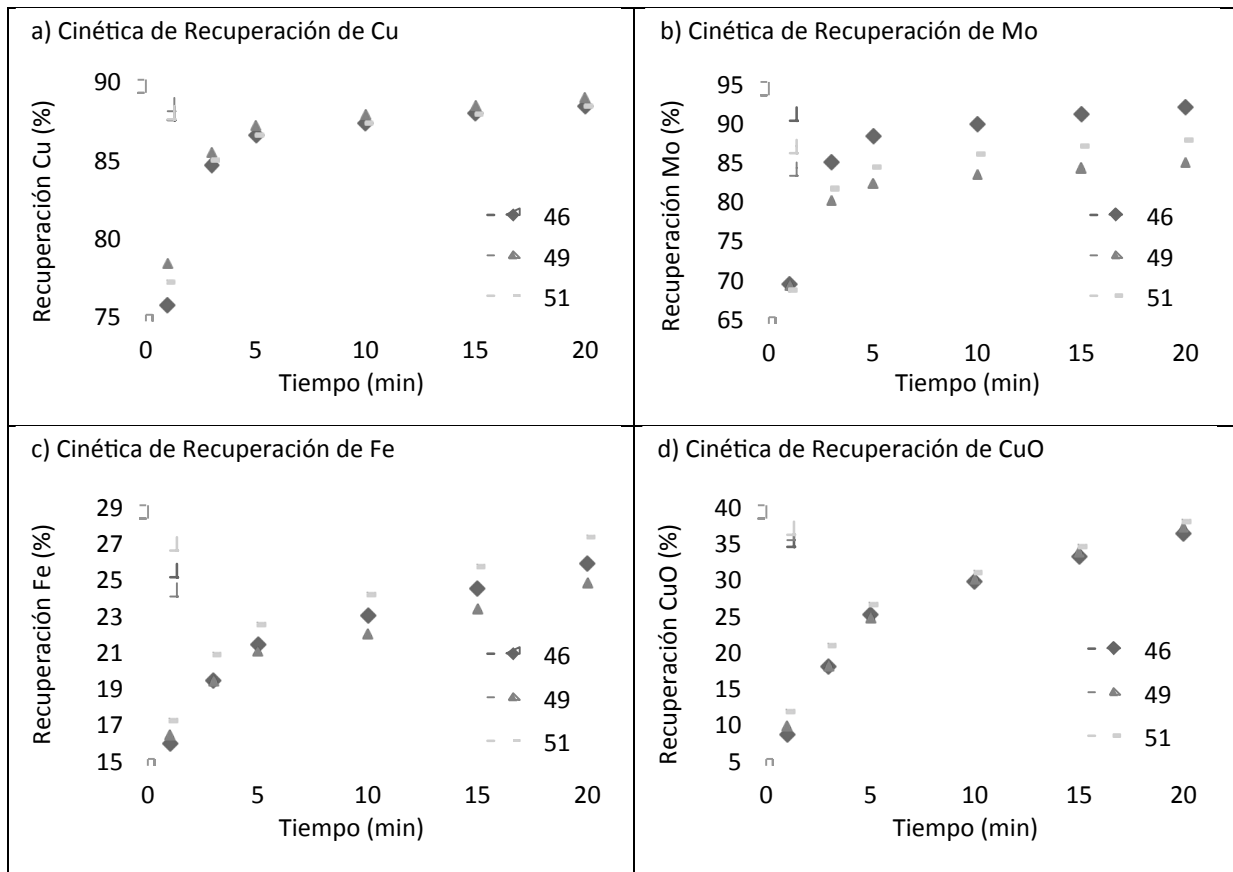


Figura 13. Recuperaciones cinéticas de los minerales de cobre, molibdeno, hierro y especies oxidadas de cobre en las pruebas 46, 49 y 51

La eficiencia metalúrgica de cualquier operación de concentración se puede expresar por una curva que muestra el nivel posible de recuperación para cualquier valor de grado de concentrado. La Figura 14 muestra una curva típica de recuperación- grado. Hay una relación inversa entre la recuperación y el grado del concentrado. El desafío al procesar un mineral es mover toda la curva hasta un punto más alto de modo que tanto el grado y la recuperación se maximicen.

En el caso de la prueba 48 se logra mover la curva hasta el punto más alto con los minerales de cobre, pero con los minerales de molibdeno la curva se movió hasta el punto de recuperación más bajo y de grado más alto. Con el M-D50 se la curva tiende a acercarse al punto más alto de

recuperación y grado de ambos metales, mientras que con el T-1004 la tendencia es al contrario bajos y recuperaciones con tendencias altas porque se trata de un reactivo agresivo y no selectivo.

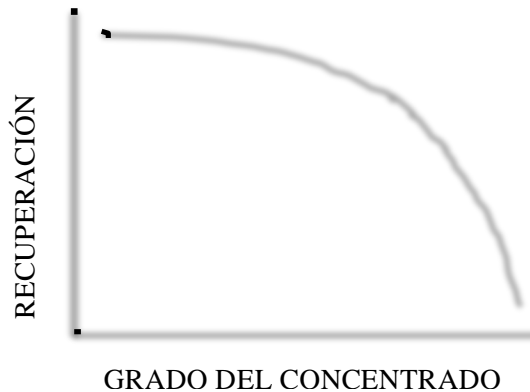


Figura 14. Curva típica de recuperación-grado

En la tabla 24 se encuentran los resultados que se obtuvieron en las pruebas donde se evaluaron los xantatos y el T-1004 como colectores primarios.

En la serie de pruebas anterior se analizaron los resultados de la prueba 46, donde lo más importante es que la estrategia de reactivos favorece bastante la recuperación de molibdeno, sin afectar la recuperación de cobre ni peso del concentrado. Con el XIPS-STD se recupera menos fierro es selectivo con respecto a los minerales de interés.

Al usar el colector el T-1004 como colector primario se mantiene la recuperación de cobre que se tiene en la prueba 46 pero baja 8.89 unidades porcentuales la recuperación de molibdeno. Evidentemente con este reactivo disminuye la cinética de flotación desde el primer minuto y no logra recuperarse a lo largo de la prueba.

El XIPS-T es más agresivo que el XIPS-STD pero menos selectivo. Recupera mayor en peso pero el concentrado se contamina principalmente por especies de fierro.

En la figura 15 se ve de manera gráfica que el principal problema que se presenta al usar como colector primario el T-1004 es que afecta la cinética de flotación del molibdeno. Con el XIPS-T es más lenta recuperación de ambos minerales de interés, al ir pasando el tiempo se agota.

Tabla 24. Resultados metalúrgicos de las pruebas donde se evaluaron colectores primarios

No. Prueba	Condiciones operativas y esquema de reactivos	Beneficio \$usd	Concepto	Grado	Cinética de Recuperación					
					1min	3min	5min	10min	15min	20min
46	p80=250, pH=9.5, Cal (0.54g/t), M-D50 (9 g/t), XIPS-STD (5 g/t), Diésel (7g/t), DVS4U014 (12g/t), T-609 (25g/t), RO2 (15g/t)	3663156	%Cu	5.46	75.60	84.50	86.46	87.23	87.80	88.27
			%Mo	0.20	69.27	84.75	88.10	89.62	90.88	91.75
			%Fe	5.46	15.83	19.33	21.30	22.91	24.38	25.76
			%CuO	0.20	8.37	17.81	24.88	29.48	32.94	36.10
			%Peso		2.84	4.41	5.85	7.23	8.54	9.81
50	p80=250, pH=9.5, Cal (0.54g/t), M-D50 (9 g/t), T-1004 (5 g/t), Diésel (7g/t), DVS4U014 (12g/t), T-609 (25g/t), RO2 (15g/t)	3654029	%Cu	5.20	72.45	82.35	85.45	86.87	88.09	88.76
			%Mo	0.21	59.08	71.75	76.66	79.07	81.51	82.86
			%Fe	5.47	16.63	19.97	21.50	23.08	24.98	26.60
			%CuO	0.20	11.27	20.24	25.23	30.63	36.01	39.95
			%Peso		3.17	4.77	5.76	7.07	8.76	10.23
52	p80=250, pH=9.5, Cal (0.54g/t), M-D50 (9 g/t), XIPS-T (5 g/t), Diésel (7g/t), DVS4U014 (12g/t), T-609 (25g/t), RO2 (15g/t)	3644901	%Cu	4.60	77.16	85.20	86.79	87.60	88.22	88.71
			%Mo	0.18	68.54	80.35	82.80	84.11	85.01	85.74
			%Fe	4.88	16.89	20.88	22.86	24.90	26.81	28.64
			%CuO	0.19	9.72	21.37	27.63	32.64	36.74	40.46
			%Peso		3.12	5.27	6.71	8.42	10.12	11.77

Bajo el concepto de benéfico económico el colector primario que presento el mejor desempeño fue el XIPS-STD, mantuvo el grado de los minerales de interés en el concentrado. Es muy importante la elección del colector primario, porque en flotación primaria es determinante la variable de recuperación, lo que no se logre concentrar en esta etapa se perderá por colas.

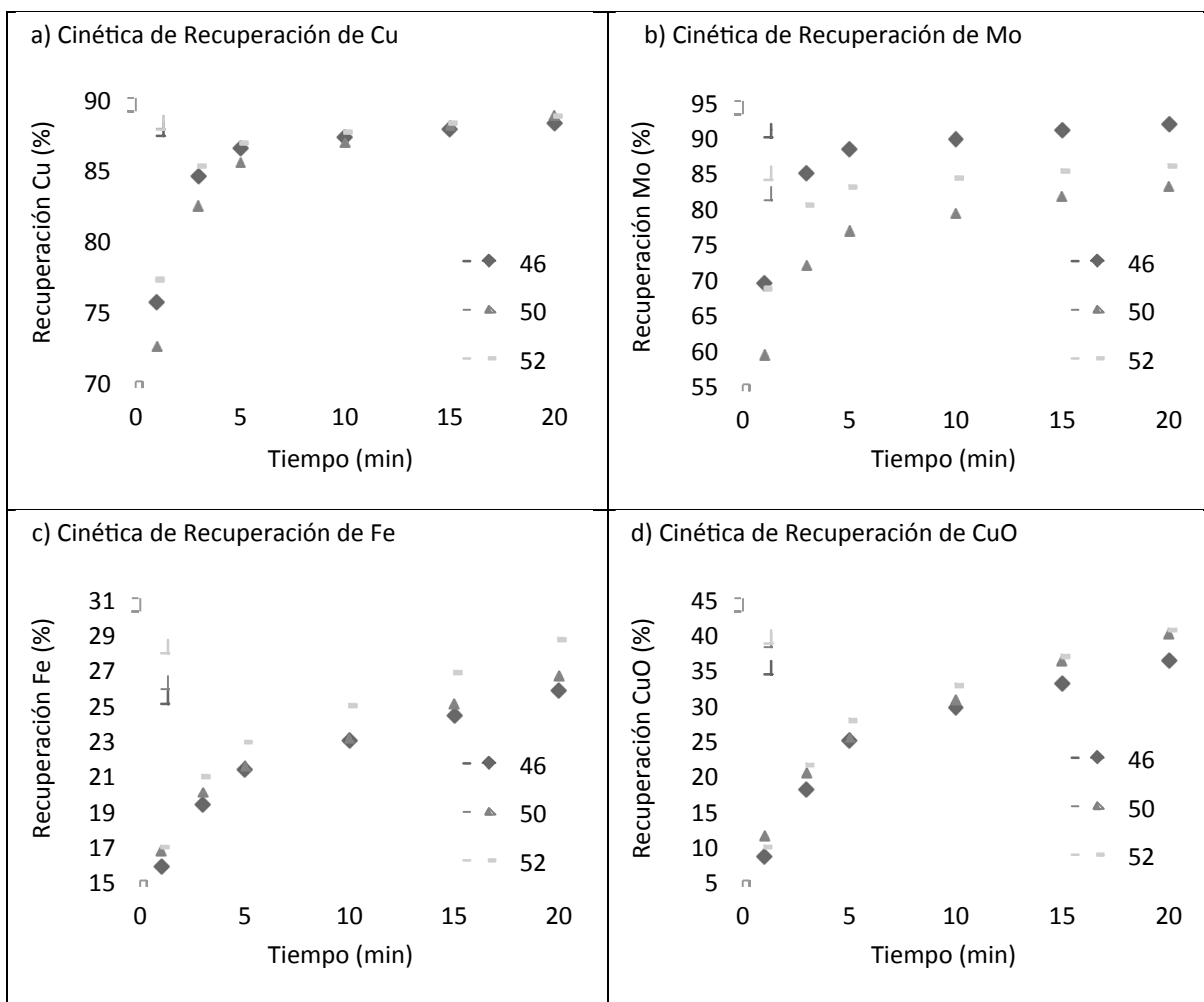


Figura 15. Cinética de de recuperación de los minerales de cobre, molibdeno, fierro y especies oxidadas de cobre en las pruebas 46, 50 y 52

La función de un colector primario es dar la recuperación de los minerales de interés económico dentro de un proceso de concentración de minerales y como lo plantea Wills [2], dado que la finalidad del tratamiento de minerales es aumentar el valor económico de la mena, la importancia de la relación de recuperación-grado se determina de por la combinación produzca el mayor beneficio económico por tonelaje de mineral tratado en una planta. Dependerá principalmente del precio actual del mineral, los costos de transporte a la fundición, refinería, u otra planta de tratamiento adicional, y el costo de tal tratamiento adicional, siendo este último muy dependiente del grado del concentrado suministrado, un concentrado de alta

ley incurrirá en menores de fundición costos, pero la recuperación más baja significa una menor rentabilidad. Un concentrado de bajo grado pueden lograr una mayor recuperación de los valores, pero incurrir en mayores costos de fundición y de transporte, debido a la ganga. También son de importancia las impurezas en el concentrado, pueden ser penalizados por la fundición, a pesar de que los metales preciosos pueden producir una bonificación.

En la tabla 25 se muestran los resultados de la prueba No. 46 y No. 47 donde la variable fue el parámetro de p80. En la figura 16 se observa fácilmente que a partir del tercer minuto de flotación bajan considerablemente las recuperaciones de los minerales de cobre y molibdeno y no se recuperan a lo largo de la flotación(Pba 47). Es el mismo comportamiento para todos los minerales.

Tabla 25. Resultados metalúrgicas de las pruebas donde se evaluó el p80

No. Prueba	Condiciones operativas y esquema de reactivos	Beneficio \$usd	Concepto	Grado	Cinética de Recuperación					
					1min	3min	5min	10min	15min	20min
46	p80=250, pH=9.5, Cal (0.54g/t), M-D50 (9 g/t), XIPS-STD (5 g/t), Diésel (7g/t), DVS4U014 (12g/t), T-609 (25g/t), RO2 (15g/t)	3663156	%Cu	5.46	75.60	84.50	86.46	87.23	87.80	88.27
			%Mo	0.20	69.27	84.75	88.10	89.62	90.88	91.75
			%Fe	5.46	15.83	19.33	21.30	22.91	24.38	25.76
			%CuO	0.20	8.37	17.81	24.88	29.48	32.94	36.10
			%Peso		2.84	4.41	5.85	7.23	8.54	9.81
47	p80=280, pH=9.5, Cal (0.54g/t), M-D50 (9 g/t), XIPS-STD (5 g/t), Diésel (7g/t), M-91 (12g/t), T-609 (25g/t), RO2 (15g/t)	3654029	%Cu	7.31	72.42	82.40	84.21	84.74	85.38	85.84
			%Mo	0.28	67.91	82.11	85.02	85.96	87.07	87.86
			%Fe	6.47	15.48	18.75	20.01	20.80	22.07	23.22
			%CuO	0.23	8.80	16.33	21.46	24.12	27.83	30.84
			%Peso		2.66	3.84	4.61	5.20	6.21	7.16

Se ha demostrado que el equilibrio entre los costos de la molienda y pérdidas de metal de interés es crucial, sobre todo en minerales de baja ley. Las minas con estas características deben tener mucho cuidado de no moler de más para no subir sus costos de producción pero al mismo tiempo tienen que dar el grado de liberación para no sacrificar sus ganancias debido a pérdidas de recuperación o concentrados de baja calidad. [2]

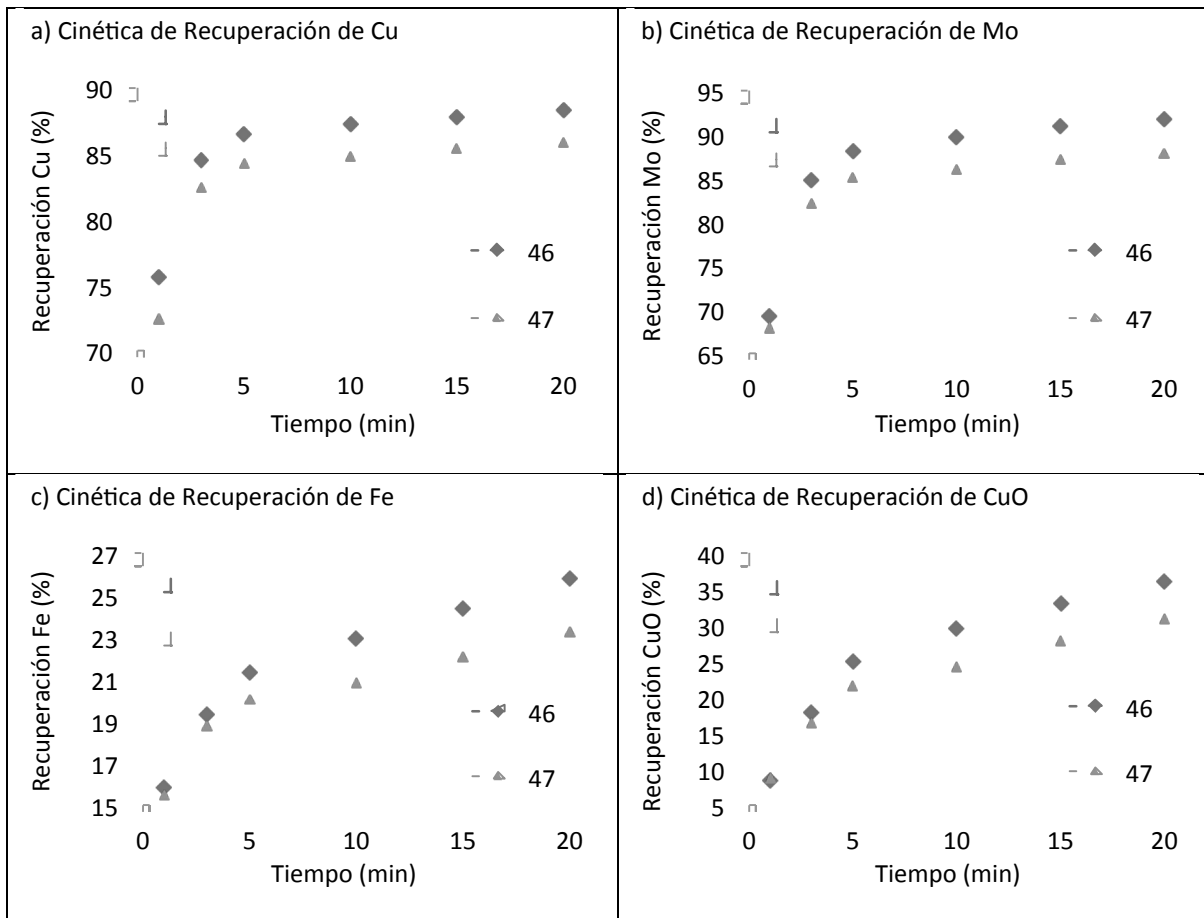


Figura 16. Cinética de recuperación de los minerales de cobre, molibdeno, hierro y especies oxidadas de cobre en las pruebas 46 y 47

En la tabla 26 se encuentran los resultados que se obtuvieron en las pruebas para evaluar los espumantes M-91 y DVS4U014 incrementando el pH a 10.3.

- El espumante M-91 muestra buen desempeño con respecto a la recuperación total de cobre (90.33%), incluyendo especies oxidadas (40.37%), a un valor de pH 10.3 (prueba 48), aunque la recuperación de molibdeno al inicio de la prueba se vió afectada empezando con 62.63% fue mejorando lentamente al ir avanzando la flotación hasta que alcanzó un valor óptimo de 88.78%, así se confirma que este espumante permite trabajar en intervalos amplios de pH.
- En la prueba 53 con el espumante estándar y pH de 10.3, no se logró optimizar la recuperación de molibdeno (88.32%) a pesar de que al inicio de la flotación no fue tan baja empezando con 67.32% como con el M-91 (prueba 48) que empezó con 62.63% por



lo tanto este producto trabaja mejor en rangos menores a 10, preferentemente alrededor de 9.5, como en la prueba 46 donde la recuperación de molibdeno al inicio de la prueba fue de 69.27% y terminó en 91.75% (Figura 18).

- Era de esperarse que al cambiar la alcalinidad de la pulpa algunos reactivos modificaran su comportamiento. Al cambiarse el pH de la pulpa, varían las propiedades y la solubilidad tanto de los mismos reactivos de flotación como también de los minerales. [5] El M-91 es un espumante persistente que aguanta cambios importantes de alcalinidad en la pulpa. Debido a su persistencia la adición por etapas no fue necesaria.
- La disminución de la cinética de flotación del molibdeno se presenta por el incremento en la adición de cal y no por el tipo de espumante (Ver figura 17), sin embargo este problema se puede contrarrestar al usar un espumante adecuado que haga una espuma más limpia y controlada que mejore su flotabilidad.
- En la práctica en flotación de menas de cobre-molibdeno generalmente se usa la cal como regulador de pH y se tienen datos contradictorios de su influencia en la molibdenita. Algunas veces la cal no influye en la flotación de la molibdenita. [5]

Tabla 26. Resultados metalúrgicos de las pruebas donde se evaluó el espumante M-91 contra el DVS4U014 a pH de 10.3

No. Prueba	Condiciones operativas y esquema de reactivos	Beneficio \$usd	Concepto	Grado	Cinética de Recuperación					
					1min	3min	5min	10min	15min	20min
48	p80=250, pH=10.31, Cal (0.74g/t), T-1004 (9 g/t), XIPS-STD (5 g/t), Diésel (7g/t), M-91 (12g/t), T-609 (25g/t), RO2 (15g/t)	3654029	%Cu	5.65	73.45	86.31	88.36	89.41	90.02	90.33
			%Mo	0.22	62.63	83.43	85.80	87.22	88.22	88.78
			%Fe	5.82	17.01	21.60	23.49	25.32	26.91	27.87
			%CuO	0.22	10.01	19.70	27.79	33.65	37.98	40.37
			%Peso		2.88	4.73	6.09	7.52	8.87	9.70
53	p80=250, pH=10.31, Cal (0.74g/t), M-D50 (9 g/t), XIPS-STD (5 g/t), Diésel (7g/t), DVS4U014 (12g/t), T-609 (25g/t), RO2 (15g/t)	3644901	%Cu	5.36	75.19	85.40	86.80	87.65	88.22	88.64
			%Mo	0.21	67.33	82.79	85.11	86.54	87.63	88.32
			%Fe	5.41	17.19	20.92	22.52	24.22	25.57	26.97
			%CuO	0.20	12.16	20.19	24.85	29.47	32.69	35.49
			%Peso		3.55	5.07	6.21	7.58	8.73	9.96

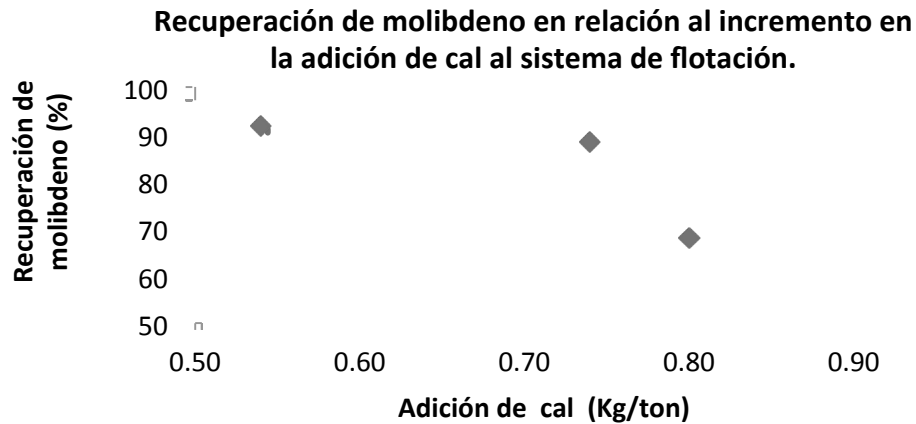


Figura 17. Comportamiento de las recuperaciones de molibdeno para este mineral al incrementar la adición de cal al sistema.

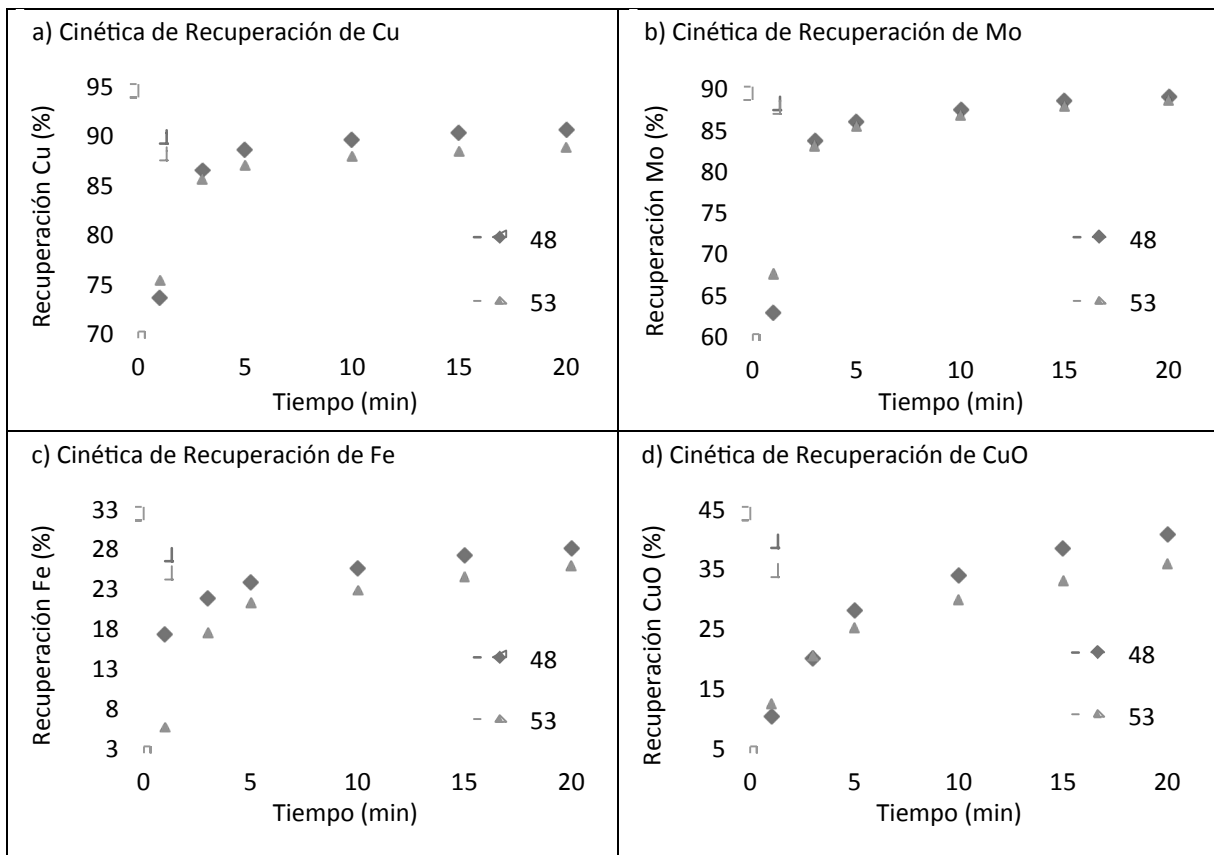


Figura 18. Recuperaciones cinéticas de los minerales de cobre, molibdeno, hierro y especies oxidadas de cobre en las pruebas 48 y 53

# CAPÍTULO 5

---

## 5. Conclusiones

Como respuesta al objetivo de este trabajo se concluye que sí es posible optimizar los parámetros de recuperación en el concentrado primario mediante pruebas de flotación a nivel laboratorio y así generar diversos esquemas de reactivos que proporcionen los resultados deseados en un sistema de flotación.

La adición de T-609 en la alimentación a flotación, ayuda a limpiar minerales intemperizados o recubiertos por arcillas, el RO2 aporta la acción colectora para mejorar los resultados metalúrgicos de recuperación de cobre y molibdeno en minerales con estas características.

El modificador de superficie T-609 mas el colector de óxidos RO2 juntos y adicionales a los colectores que ya usan para el procesamiento de esta mena (Pba 45), otorgaron de manera comprobada hasta 2.8 unidades porcentuales más de recuperación de cobre y 7 de molibdeno (Pba 46), con respecto a la prueba estándar (Pba 43).

El uso de un espumante que trabaje a valores de pH arriba de 10 favorece la flotabilidad de los minerales de cobre y molibdeno presentes en un material pórfido de cobre, al generarse una espuma estable y persistente la cual acelera la cinética de flotación de los mismos.

La cal como agente modificador del pH contribuye junto con el espumante a mejorar la cama de espuma así como en la depresión de minerales de fierro.

En la flotación primaria es básico usar un colector fuerte del tipo de los xantatos en conjunto con un colector selectivo como los tionocarbamatos o ditiofosfatos para incrementar la recuperación de los minerales de interés económico en esta etapa.

La utilización del método de análisis de beneficio económico, muestra una perspectiva más amplia de los resultados obtenidos en las pruebas realizadas, ya que podemos relacionar los beneficios económicos y metalúrgicos de éstos, teniendo así una base sólida para sustentar el tipo de procesamiento a aplicar a un mineral sin basar esta decisión sólo en los resultados metalúrgicos como comúnmente se hace hasta la actualidad en estudios metalúrgicos lo cual reduce las opciones operativas aplicables al mineral problema.

La máxima recuperación de cobre (90.33%), se alcanzó usando XIPS-STD, T-1004, diésel, M-91, T-609 y RO2 a un pH de 10.31 (Pba48). El colector secundario T-156 provee selectividad al sistema de flotación. Con el esquema de reactivos que incluye los productos T-156, XIPS-STD, diésel, M-91, T-609 mas RO2 se maximizó la recuperación y el grado de cobre al mismo tiempo en el concentrado primario.

## **5.1. Recomendaciones**

Introducir el modificador de superficie T-609 y el colector de óxidos RO2 en el esquema de reactivos actual para incrementar la recuperación de cobre y molibdeno.

Cambiar el espumante actual por el M-91. Hacer pruebas de flotación a valores de pH desde 10.0 hasta 11.5 con ayuda de espumantes tipo M-91.

## 5.2. Bibliografía

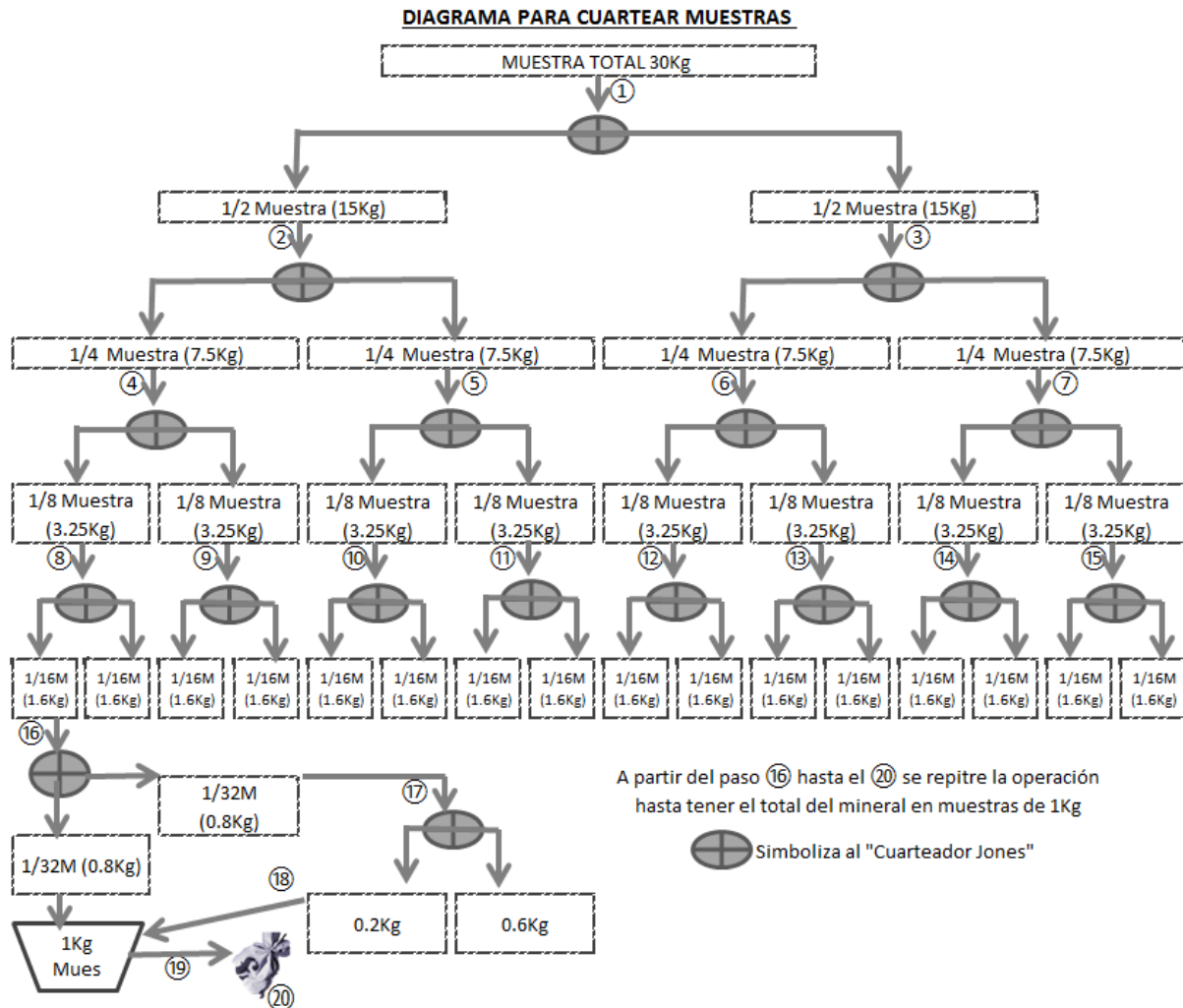
- [1] Bulatovic Srdjan, Handbook of Flotation Reagentes. Chemistry, Theory and practice. Vol. 1 Flotation of Sulfide Ores. Elsevier Science and Tecnology books, 2007.
- [2] Wills Barry A., Will's Mineral Processing Technogy, 7th Edition: An introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and mineral recovery. Butterworth-Heineman, 1997.
- [3] Kumar Chiranjib, Chemical Metallurgy, Principles and Practice. Wiley-VCH, 2003.
- [4] Cytec Industries Inc. (Estados Unidos), Manual de productos químicos para minería. Cytec, 2002.
- [5] Dudenhov, S.V. et al. Fundamentos de la teoría y la práctica de empleo de reactivos de flotación. Moscú: MIR 1980.
- [6] Nakhei Fardis, Irannajad Mehdi, Investigation of effective parameters for molybdenite recovery from porphyry copper ores in industrial flotation circuit. Physicochemical Problems of Mineral Processing Vol. 50(2), 2014, 477–491.
- [7] Pana Jan, et al. Investigation of a flotation process with de-sliming and attrition to upgrade and recover Cu and Mo from a Cu-Mo flotation tailing. Materials Transactions, Vol. 52(4) 2011, 746-752.

# CAPÍTULO 6

## 6. Anexos

### ANEXO 1

#### Homogeneización y preparación de muestras para flotación



- 1.-La muestra total a un tamaño de -10 mallas, se hace pasar a lo largo y a través de las rejillas del cuarteador Jones (capacidad máxima 35Kg aproximadamente), dividiendo así en dos partes la muestra original, el mineral llega hasta dos cajas situadas en el piso, que acumulan aparentemente la misma cantidad de material.
- 2.-Las dos muestras que se generaron, se vuelven a pasar por el cuarteador y se reciben de nuevo en dos cajas, se hace esta operación diez veces, asegurando con esto de que la muestra quedó perfectamente mezclada.
- 3.-Enceguida se procede a cortar muestras de 1Kg representativas de todo volumen, con un cuarteador Jones (capacidad máxima 6Kg aproximadamente), de acuerdo al procedimiento descrito en el diagrama para cuartear muestras. Durante esta etapa se obtiene con el mismo método de cuarteo la cabeza del mineral para determinar los contenidos metálicos.

## **ANEXO 2**

### **Digestión de muestras**

- 1.-Pesar 0.5000g de muestra finalmente pulverizada y homogénea, en un vaso de ppt de 250ml.
- 2.-Agregar al vaso 10ml de ácido nítrico y colocarlo en la parrilla de digestión, calentar hasta la desaparición de humos rojos.
- 3.-Adicionar 10ml de ácido clorhídrico, taparlo con un vidrio de reloj para contener las proyecciones durante la digestión.
- 4.-Digerir la muestra en la parrilla eléctrica a color moderado hasta llegar a sequedad, agregar 10ml de ácido clorhídrico para recuperar la pasta, lavar las paredes del vaso con agua destilada y dejar que llegue a ebullición la muestra.
- 5.- Retirar el vaso de ppt de la parrilla, vaciar la solución a un matraz aforado de 100ml, con ayuda de un embudo dejar que se enfríe la muestra.
- 6.- Aforar con agua destilada, agitar vigorosamente y presentar al espectrofotómetro para su análisis.

## **ANEXO 3**

### **Digestión de especies oxidadas**

- 1.-Pesar 0.5000g de muestra finalmente pulverizada y homogénea, en un vaso de ppt de 250ml.
- 2.-Agregar 25ml de ácido sulfúrico al 10%.
- 3.- Hervir por espacio de 5 minutos en parrilla eléctrica, en un vaso tapado con vidrio de reloj.
- 4.- Filtrar caliente a través de papel filtro Whatman No. 41, recibiendo en matraz volumétrico de 100ml
- 5.- Lavar 3 veces el residuo con agua destilada caliente
- 6.- Aforar con agua destilada, agitar vigorosamente y presentar al espectrofotómetro para su análisis.

#### **ANEXO 4**

##### **Molienda**

- 1.- Limpiar el molino y la carga de bolas, con agua de proceso.
- 2.- Agregar un kilogramo de mineral en el molino.
- 3.- Colocar 660 mililitros de agua de proceso.
- 4.- Adicionar los reactivos.
- 5.- Cerrar el molino
- 6.- Encender el temporizador con el tiempo de molienda requerido.
- 7.- Terminado el tiempo de molienda vaciar la muestra dentro de una celda de flotación lavando con agua las bolas y las paredes del molino.

#### **ANEXO 5**

##### **Granulometría**

- 1.- Se deslama el producto de molienda por las mallas 150 y 325
- 2.- Los sobre tamaños de las mallas se secan a 100°C
- 3.- La muestra que quedó en las mallas +150 y +325 se colocan en el Ro-Tap desde la malla 30, 60, 100, 150, 200, 270, 325, por espacio de 10 minutos.



3.- Transcurrido este tiempo se pesa lo que quedó en cada malla y se registra.

## **ANEXO 6**

### **Pruebas de flotación**

#### **a. Prueba de flotación primaria**

1. Alimentar el producto de molienda (1kg de mineral) a la celda de flotación.
2. Colocar la celda en la máquina de flotación.
3. Colocar la charola donde se va recibir el concentrado en la descarga de la celda.
4. Encender la máquina de flotación.
5. Ajustar la agitación a 1200RPM.
6. Ajustar el nivel de pulpa con agua y agitar.
7. Una vez que esté agitada la pulpa, colocar el sensor del potenciómetro dentro de la celda, medir el pH natural registrar el dato.
8. Agregar el regulador de pH correspondiente para llegar al pH de operación.
9. Una vez alcanzado el pH, registrar el dato y retirar el sensor.
10. Agregar los reactivos correspondientes para cada prueba de flotación, en el orden cronológico que se menciona a continuación: depresores, modificadores de superficie, activadores, colectores, espumantes y darle a cada uno el tiempo de acondicionamiento que sea necesario.
11. Abrir la válvula de flujo de aire.
12. Esperar a que se estabilice la espuma y se mineralicé.
13. Iniciar la medición del tiempo de flotación cuando se comience a retirar la espuma mineralizada hacia la bandeja de colección.

Los productos que se obtengan de la prueba de flotación serán en base a un diagrama de flujo previamente establecido. Estos diagramas son diseñados a partir de la estrategia metalúrgica o bien el método de flotación que se pretenda usar en cada prueba.

14. Durante el transcurso de la flotación, el retiro de la espuma mineralizada debe ser apoyado por un paleteo periódico. Mantener la frecuencia del paleteo (uno cada 2 segundos) durante toda la prueba de flotación.

15. El nivel de la pulpa debe ser mantenido agregando agua adicional, con el mismo pH de la pulpa.

16. Terminado el tiempo de flotación, cortar el paso de aire. Finalmente, parar la agitación y limpiar adecuadamente el equipo.

17. Identificar los productos obtenidos, y enviarlos a la etapa de filtrado.

### **b. Prueba de flotación cinética**

Para este tipo de pruebas se sigue el procedimiento de la prueba de flotación primaria modificando únicamente el número de concentrados que se obtienen al ir pasando el tiempo de flotación. El objetivo es conocer la velocidad de flotación de los minerales mediante el análisis realizado a cada concentrado.

## **ANEXO 7**

### **Balances metalúrgicos**

Prueba No. 1								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	997.7	100	0.575	0.025	0.070	100	100	100
Concentrado	69.0	6.92	7.118	0.283	0.354	85.60	77.80	34.93
Cola final	928.7	93.08	0.089	0.006	0.049	14.40	22.20	65.07

Prueba No. 2								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	989.5	100	0.556	0.027	0.070	100	100	100
Concentrado	76.3	7.71	6.163	0.276	0.334	85.40	79.35	36.76
Cola final	913.2	92.29	0.088	0.006	0.048	14.60	20.65	63.24

Prueba No. 3								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	994.7	100	0.562	0.027	0.077	100	100	100
Concentrado	72.7	7.31	6.573	0.300	0.489	85.49	79.77	46.15
Cola final	922.0	92.69	0.088	0.006	0.045	14.51	20.23	53.85

Prueba No. 4								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	992.0	100	0.583	0.026	0.070	100	100	100
Concentrado	77.1	7.77	6.345	0.268	0.337	84.64	79.01	37.17
Cola final	914.9	92.23	0.097	0.006	0.048	15.36	20.99	62.83

Prueba No. 5								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	996.2	100	0.571	0.026	0.075	100	100	100
Concentrado	75.9	7.62	6.274	0.262	0.367	83.67	75.53	37.24
Cola final	920.3	92.38	0.101	0.007	0.051	16.33	24.47	62.76

Prueba No. 6								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	996.1	100	0.558	0.028	0.075	100	100	100
Concentrado	77.9	7.82	6.070	0.281	0.371	85.12	79.89	38.63
Cola final	918.2	92.18	0.090	0.006	0.050	14.88	20.11	61.37

Prueba No. 7								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	995.6	100	0.577	0.026	0.076	100	100	100
Concentrado	80.7	8.11	6.084	0.274	0.335	85.50	85.80	35.80
Cola final	914.9	91.89	0.091	0.004	0.053	14.50	14.20	64.20

Prueba No. 8								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	995.6	100	0.576	0.029	0.076	100	100	100
Concentrado	82.4	8.28	6.026	0.287	0.395	86.62	81.19	43.13
Cola final	913.2	91.72	0.084	0.006	0.047	13.38	18.81	56.87

Prueba No. 9								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	996.8	100	0.556	0.025	0.075	100	100	100
Concentrado	84.8	8.51	5.508	0.232	0.422	84.21	78.24	47.71
Cola final	912.0	91.49	0.096	0.006	0.043	15.79	21.76	52.29

Prueba No. 10								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	993.4	100	0.586	0.029	0.076	100	100	100
Concentrado	84.6	8.52	5.718	0.262	0.375	83.13	77.70	42.10
Cola final	908.8	91.48	0.108	0.007	0.048	16.87	22.30	57.90

Prueba No. 11								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	995.5	100	0.574	0.025	0.075	100	100	100
Concentrado	72.8	7.31	6.461	0.268	0.381	82.25	77.90	37.08
Cola final	922.7	92.69	0.110	0.006	0.051	17.75	22.10	62.92

Prueba No. 12								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	991.2	100	0.579	0.027	0.072	100	100	100
Concentrado	99.1	10.00	4.847	0.187	0.321	83.68	69.77	44.76
Cola final	892.1	90.00	0.105	0.009	0.044	16.32	30.23	55.24

Prueba No. 13								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	992.7	100	0.585	0.026	0.076	100	100	100
Concentrado	103.5	10.43	4.895	0.185	0.382	87.28	75.47	52.64
Cola final	889.2	89.57	0.083	0.007	0.040	12.72	24.53	47.36

Prueba No. 14								
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado			Distribución del contenido metálico		
			%Cu	%Mo	%CuO	%Cu	%Mo	%CuO
Alimentación	989.3	100	0.569	0.028	0.071	100	100	100
Concentrado	107.1	10.83	4.552	0.207	0.338	86.53	80.73	51.27
Cola final	882.2	89.17	0.086	0.006	0.039	13.47	19.27	48.73

Prueba No. 15										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	993	100	0.59	0.020	1.98	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	24.6	2.48	14.88	0.312	8.78	0.31	62.35	38.95	10.98	12.86
Conc 3 min	14.4	1.45	7.68	0.282	6.79	0.40	18.84	20.61	4.97	9.49
Conc 5 min	8.1	0.82	1.99	0.087	3.73	0.34	2.75	3.58	1.54	4.57
Conc 10 min	14.3	1.44	0.63	0.024	2.59	0.20	1.53	1.74	1.88	4.64
Conc 15 min	15.1	1.52	0.44	0.021	2.40	0.18	1.13	1.61	1.84	4.60
Conc 20 min	16.9	1.70	0.29	0.018	2.24	0.14	0.83	1.54	1.92	3.91
Cola final	900	90.60	0.08	0.007	1.68	0.04	12.57	31.96	76.86	59.92
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	993.1	100	0.59	0.020	1.98	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	24.6	2.5	14.88	0.312	8.78	0.31	62.35	38.95	10.98	12.86
Conc 3 min	39.0	3.9	12.22	0.301	8.05	0.34	81.19	59.56	15.95	22.36
Conc 5 min	47.1	4.7	10.46	0.264	7.30	0.34	83.93	63.14	17.49	26.93
Conc 10 min	61.4	6.2	8.17	0.208	6.21	0.31	85.47	64.88	19.37	31.57
Conc 15 min	76.5	7.7	6.65	0.171	5.45	0.28	86.60	66.49	21.22	36.17
Conc 20 min	93.4	9.4	5.50	0.144	4.87	0.26	87.43	68.04	23.14	40.08
Cola final	899.7	90.6	0.08	0.007	1.68	0.04	12.57	31.96	76.86	59.92

Prueba No. 16										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	995	100	0.57	0.020	2.04	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	23.5	2.36	16.04	0.368	8.76	0.29	65.94	43.07	10.13	11.18
Conc 3 min	12.3	1.24	6.26	0.266	6.50	0.41	13.47	16.30	3.93	8.41
Conc 5 min	10.1	1.02	1.66	0.089	3.23	0.36	2.93	4.48	1.61	5.94
Conc 10 min	10.7	1.08	0.78	0.032	2.65	0.21	1.46	1.71	1.40	3.73
Conc 15 min	12.2	1.23	0.45	0.025	2.54	0.19	0.97	1.52	1.52	3.89
Conc 20 min	13.1	1.32	0.31	0.017	2.30	0.16	0.70	1.11	1.48	3.55
Cola final	913	91.77	0.09	0.007	1.78	0.04	14.53	31.82	79.93	63.31
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	994.6	100	0.57	0.020	2.04	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	23.5	2.4	16.04	0.368	8.76	0.29	65.94	43.07	10.13	11.18
Conc 3 min	35.8	3.6	12.68	0.333	7.98	0.33	79.41	59.37	14.06	19.59
Conc 5 min	45.9	4.6	10.25	0.279	6.94	0.34	82.34	63.85	15.67	25.53
Conc 10 min	56.6	5.7	8.46	0.233	6.13	0.31	83.80	65.55	17.06	29.25
Conc 15 min	68.8	6.9	7.04	0.196	5.49	0.29	84.77	67.07	18.59	33.14
Conc 20 min	81.9	8.2	5.97	0.167	4.98	0.27	85.47	68.18	20.07	36.69
Cola final	912.7	91.8	0.09	0.007	1.78	0.04	14.53	31.82	79.93	63.31

Prueba No. 17										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	992	100	0.60	0.021	2.02	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	24.5	2.47	16.89	0.471	9.31	0.11	69.32	54.28	11.41	5.00
Conc 3 min	12.6	1.27	6.11	0.244	6.99	0.37	12.90	14.46	4.40	8.30
Conc 5 min	8.8	0.89	1.67	0.066	3.64	0.33	2.46	2.73	1.60	5.20
Conc 10 min	9.9	1.00	0.56	0.024	2.60	0.22	0.93	1.12	1.29	3.88
Conc 15 min	11.7	1.18	0.41	0.017	2.43	0.20	0.81	0.94	1.42	4.11
Conc 20 min	13.8	1.39	0.27	0.012	2.28	0.14	0.62	0.78	1.57	3.41
Cola final	911	91.80	0.09	0.006	1.72	0.04	12.97	25.70	78.31	70.10
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991.8	100	0.60	0.021	2.02	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	24.5	2.5	16.89	0.471	9.31	0.11	69.32	54.28	11.41	5.00
Conc 3 min	37.1	3.7	13.23	0.394	8.52	0.20	82.22	68.74	15.81	13.30
Conc 5 min	45.9	4.6	11.01	0.331	7.59	0.23	84.68	71.47	17.41	18.50
Conc 10 min	55.8	5.6	9.16	0.277	6.70	0.22	85.61	72.59	18.70	22.38
Conc 15 min	67.5	6.8	7.64	0.232	5.96	0.22	86.42	73.52	20.12	26.49
Conc 20 min	81.3	8.2	6.39	0.194	5.34	0.21	87.03	74.30	21.69	29.90
Cola final	910.5	91.8	0.09	0.006	1.72	0.04	12.97	25.70	78.31	70.10

Prueba No. 18										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	993	100	0.59	0.022	1.91	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	18.8	1.89	19.80	0.592	8.25	0.12	63.15	51.92	8.15	4.08
Conc 3 min	10.2	1.03	8.58	0.220	5.22	0.36	14.85	10.47	2.80	6.36
Conc 5 min	10.2	1.03	1.90	0.086	3.36	0.34	3.29	4.09	1.80	6.00
Conc 10 min	8.8	0.89	0.80	0.035	2.81	0.24	1.19	1.44	1.30	3.73
Conc 15 min	9.9	1.00	0.57	0.022	2.69	0.20	0.95	1.02	1.40	3.38
Conc 20 min	12.3	1.24	0.66	0.016	2.41	0.17	1.38	0.92	1.56	3.68
Cola final	923	92.93	0.10	0.007	1.71	0.05	15.19	30.15	82.99	72.76
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	993.4	100	0.59	0.022	1.91	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	18.8	1.9	19.80	0.592	8.25	0.12	63.15	51.92	8.15	4.08
Conc 3 min	29.0	2.9	15.85	0.461	7.18	0.21	78.00	62.39	10.95	10.44
Conc 5 min	39.2	3.9	12.22	0.364	6.19	0.24	81.28	66.48	12.75	16.44
Conc 10 min	48.0	4.8	10.13	0.303	5.57	0.24	82.48	67.92	14.05	20.17
Conc 15 min	57.9	5.8	8.49	0.255	5.08	0.23	83.43	68.93	15.45	23.56
Conc 20 min	70.2	7.1	7.12	0.213	4.61	0.22	84.81	69.85	17.01	27.24
Cola final	923.2	92.9	0.10	0.007	1.71	0.05	15.19	30.15	82.99	72.76

Prueba No. 19										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	992	100	0.60	0.022	1.95	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	20.6	2.08	19.05	0.565	9.24	0.11	65.92	54.46	9.85	3.86
Conc 3 min	11.2	1.13	7.67	0.290	7.34	0.36	14.43	15.20	4.25	7.09
Conc 5 min	9.5	0.96	0.71	0.077	2.72	0.24	1.13	3.42	1.34	3.98
Conc 10 min	11.2	1.13	1.62	0.074	3.70	0.30	3.05	3.88	2.14	5.94
Conc 15 min	12.6	1.27	0.29	0.011	2.19	0.19	0.61	0.65	1.43	4.21
Conc 20 min	13.8	1.39	0.33	0.016	2.30	0.16	0.75	1.03	1.64	3.86
Cola final	913	92.05	0.09	0.005	1.68	0.04	14.11	21.36	79.35	71.05
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991.9	100	0.60	0.022	1.95	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	20.6	2.1	19.05	0.565	9.24	0.11	65.92	54.46	9.85	3.86
Conc 3 min	31.8	3.2	15.04	0.468	8.57	0.19	80.35	69.66	14.10	10.95
Conc 5 min	41.3	4.2	11.75	0.378	7.22	0.20	81.48	73.08	15.44	14.94
Conc 10 min	52.5	5.3	9.59	0.313	6.47	0.22	84.53	76.96	17.58	20.88
Conc 15 min	65.1	6.6	7.79	0.255	5.64	0.22	85.14	77.61	19.01	25.09
Conc 20 min	78.9	8.0	6.48	0.213	5.06	0.21	85.89	78.64	20.65	28.95
Cola final	913.0	92.0	0.09	0.005	1.68	0.04	14.11	21.36	79.35	71.05

Prueba No. 20										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	1205	122	2.43	0.075	2.84	0.08	100	100	100	100
Conc 1 min	20.9	2.11	17.11	0.471	9.13	0.09	12.21	10.88	5.57	1.91
Conc 3 min	34	3.43	13.97	0.423	8.41	0.19	16.21	15.89	8.35	6.67
Conc 5 min	42.1	4.24	11.74	0.346	7.54	0.22	16.88	16.09	9.26	9.42
Conc 10 min	52.9	5.33	9.49	0.282	6.55	0.22	17.13	16.46	10.11	12.04
Conc 15 min	63.4	6.39	7.99	0.238	5.88	0.22	17.31	16.68	10.87	14.14
Conc 20 min	74.7	7.53	6.84	0.205	5.35	0.21	17.44	16.90	11.66	16.29
Cola final	917	92.47	0.09	0.007	1.65	0.04	2.82	7.10	44.18	39.53
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	#####	122	2.43	0.075	2.84	0.08	100	100	100	100
Conc 1 min	20.9	2.1	17.11	0.471	9.13	0.09	12.21	10.88	5.57	1.91
Conc 3 min	54.9	5.5	15.16	0.441	8.69	0.15	28.43	26.77	13.92	8.58
Conc 5 min	97.0	9.8	13.68	0.400	8.19	0.18	45.30	42.86	23.18	17.99
Conc 10 min	149.9	15.1	12.20	0.358	7.61	0.20	62.43	59.32	33.29	30.04
Conc 15 min	213.3	21.5	10.95	0.322	7.09	0.20	79.74	76.01	44.17	44.18
Conc 20 min	288.0	29.0	9.88	0.292	6.64	0.20	97.18	92.90	55.82	60.47
Cola final	917.3	92.5	0.09	0.007	1.65	0.04	2.82	7.10	44.18	39.53

Prueba No. 21										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	990	100	0.59	0.022	1.90	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	22	2.22	18.13	0.376	9.70	0.10	68.28	37.17	11.35	3.94
Conc 3 min	12.6	1.27	6.40	0.265	7.13	0.41	13.80	15.00	4.78	9.56
Conc 5 min	9.5	0.96	1.67	0.098	3.38	0.39	2.72	4.18	1.71	6.82
Conc 10 min	11.1	1.12	0.48	0.022	2.70	0.22	0.91	1.10	1.59	4.55
Conc 15 min	12.8	1.29	0.35	0.014	2.45	0.18	0.76	0.81	1.67	4.18
Conc 20 min	12	1.21	0.30	0.016	2.36	0.17	0.61	0.86	1.51	3.72
Cola final	910	91.92	0.08	0.010	1.60	0.04	12.93	40.89	77.41	67.22
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	990.0	100	0.59	0.022	1.90	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	22.0	2.2	18.13	0.376	9.70	0.10	68.28	37.17	11.35	3.94
Conc 3 min	34.6	3.5	13.86	0.336	8.76	0.21	82.08	52.17	16.12	13.50
Conc 5 min	44.1	4.5	11.23	0.284	7.60	0.25	84.79	56.35	17.83	20.33
Conc 10 min	55.2	5.6	9.07	0.232	6.62	0.24	85.71	57.45	19.42	24.88
Conc 15 min	68.0	6.9	7.43	0.191	5.83	0.23	86.47	58.25	21.09	29.06
Conc 20 min	80.0	8.1	6.36	0.164	5.31	0.22	87.07	59.11	22.59	32.78
Cola final	910.0	91.9	0.08	0.010	1.60	0.04	12.93	40.89	77.41	67.22



Prueba No. 22										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991	100	0.60	0.019	1.95	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	14.7	1.48	22.60	0.380	10.72	0.04	56.28	29.49	8.14	1.00
Conc 3 min	10.2	1.03	9.57	0.355	6.41	0.43	16.54	19.11	3.38	7.28
Conc 5 min	11.1	1.12	2.02	0.069	3.66	0.38	3.80	4.04	2.10	7.11
Conc 10 min	11	1.11	0.85	0.025	2.57	0.25	1.58	1.45	1.46	4.64
Conc 15 min	16.1	1.62	0.50	0.016	2.37	0.20	1.37	1.36	1.97	5.34
Conc 20 min	17.5	1.77	0.34	0.014	2.30	0.17	1.00	1.29	2.08	4.81
Cola final	911	91.87	0.13	0.009	1.72	0.05	19.43	43.25	80.88	69.82
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991.1	100	0.60	0.019	1.95	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	14.7	1.5	22.60	0.380	10.72	0.04	56.28	29.49	8.14	1.00
Conc 3 min	24.9	2.5	17.26	0.370	8.95	0.20	72.82	48.60	11.51	8.28
Conc 5 min	36.0	3.6	12.56	0.277	7.32	0.26	76.61	52.64	13.61	15.39
Conc 10 min	47.0	4.7	9.82	0.218	6.21	0.26	78.20	54.09	15.07	20.03
Conc 15 min	63.1	6.4	7.44	0.166	5.23	0.24	79.57	55.45	17.04	25.37
Conc 20 min	80.6	8.1	5.90	0.133	4.59	0.22	80.57	56.75	19.12	30.18

Prueba No. 23										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	990	100	0.60	0.019	1.93	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	23.3	2.35	16.25	0.351	9.11	0.19	63.54	42.93	11.13	7.27
Conc 3 min	11	1.11	9.60	0.354	5.05	0.42	17.72	20.44	2.91	7.50
Conc 5 min	12.4	1.25	1.16	0.068	2.86	0.31	2.41	4.43	1.86	6.27
Conc 10 min	9.5	0.96	0.66	0.024	2.58	0.25	1.05	1.20	1.29	3.88
Conc 15 min	14.7	1.48	0.45	0.017	2.41	0.18	1.12	1.31	1.86	4.37
Conc 20 min	11.6	1.17	0.46	0.018	2.41	0.19	0.90	1.10	1.47	3.64
Cola final	908	91.67	0.09	0.006	1.67	0.05	13.25	28.59	79.49	67.07
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	990.2	100	0.60	0.019	1.93	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	23.3	2.4	16.25	0.351	9.11	0.19	63.54	42.93	11.13	7.27
Conc 3 min	34.3	3.5	14.12	0.352	7.81	0.26	81.27	63.38	14.04	14.77
Conc 5 min	46.7	4.7	10.68	0.277	6.49	0.27	83.68	67.80	15.90	21.04
Conc 10 min	56.2	5.7	8.98	0.234	5.83	0.27	84.73	69.00	17.19	24.92
Conc 15 min	70.9	7.2	7.21	0.189	5.12	0.25	85.85	70.31	19.05	29.29
Conc 20 min	82.5	8.3	6.27	0.165	4.74	0.24	86.75	71.41	20.51	32.93
Cola final	907.7	91.7	0.09	0.006	1.67	0.05	13.25	28.59	79.49	67.07

Prueba No. 24										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	993	100	0.58	0.020	1.97	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	19.7	1.98	18.52	0.363	9.39	0.09	63.45	35.63	9.44	3.07
Conc 3 min	11.4	1.15	8.16	0.305	7.04	0.40	16.18	17.32	4.10	7.79
Conc 5 min	13.3	1.34	1.35	0.038	3.13	0.31	3.12	2.52	2.12	7.06
Conc 10 min	10.4	1.05	0.63	0.021	2.50	0.25	1.14	1.09	1.33	4.39
Conc 15 min	12.3	1.24	0.42	0.016	2.59	0.18	0.89	0.98	1.63	3.84
Conc 20 min	17	1.71	0.44	0.020	2.36	0.16	1.30	1.69	2.05	4.47
Cola final	909	91.53	0.09	0.009	1.71	0.05	13.91	40.77	79.34	69.38
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	993.2	100	0.58	0.020	1.97	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	19.7	2.0	18.52	0.363	9.39	0.09	63.45	35.63	9.44	3.07
Conc 3 min	31.1	3.1	14.72	0.342	8.53	0.21	79.63	52.95	13.54	10.86
Conc 5 min	44.4	4.5	10.72	0.251	6.91	0.24	82.76	55.47	15.66	17.92
Conc 10 min	54.8	5.5	8.80	0.207	6.07	0.24	83.89	56.56	16.99	22.32
Conc 15 min	67.1	6.8	7.26	0.172	5.44	0.23	84.78	57.54	18.61	26.15
Conc 20 min	84.1	8.5	5.89	0.141	4.81	0.21	86.09	59.23	20.66	30.62
Cola final	909.1	91.5	0.09	0.009	1.71	0.05	13.91	40.77	79.34	69.38

Prueba 25										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Disitribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991	100	0.585	0.023	1.967	0.074	100	100	100	100
Concentrado	84.6	8.54	5.934	0.199	5.040	0.360	86.56	72.63	21.88	41.69
Cola final	906.4	91.46	0.086	0.007	1.680	0.047	13.44	27.37	78.12	58.31

Prueba 26										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	996.4	100	0.579	0.023	1.977	0.075	100	100	100	100
Concentrado	91.5	9.18	5.412	0.181	4.910	0.345	85.88	72.33	22.81	42.09
Cola final	904.9	90.82	0.090	0.007	1.680	0.048	14.12	27.67	77.19	57.91

Prueba 27										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	993.7	100	0.590	0.021	2.013	0.076	100	100	100	100
Concentrado	84.1	8.46	5.974	0.185	5.180	0.359	85.72	74.03	21.78	39.90
Cola final	909.6	91.54	0.092	0.006	1.720	0.050	14.28	25.97	78.22	60.10

Prueba 28										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	994.1	100	0.582	0.022	2.078	0.071	100	100	100	100
Concentrado	81.4	8.19	6.069	0.199	5.310	0.357	85.34	74.73	20.92	40.90
Cola final	912.7	91.81	0.093	0.006	1.790	0.046	14.66	25.27	79.08	59.10

Prueba 29										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	992.2	100	0.598	0.023	1.912	0.071	100	100	100	100
Concentrado	86.1	8.68	6.012	0.202	4.980	0.360	87.31	76.19	22.61	44.31
Cola final	906.1	91.32	0.083	0.006	1.620	0.043	12.69	23.81	77.39	55.69

Prueba 30										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	993.2	100	0.571	0.022	1.992	0.063	100	100	100	100
Concentrado	95.2	9.59	5.180	0.173	4.930	0.341	87.01	75.35	23.73	51.53
Cola final	898	90.41	0.082	0.006	1.680	0.034	12.99	24.65	76.27	48.47

Prueba 31										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	994	100	0.579	0.022	2.050	0.076	100	100	100	100
Concentrado	106.8	10.74	4.686	0.151	4.790	0.339	86.90	72.20	25.11	48.12
Cola final	887.2	89.26	0.085	0.007	1.720	0.044	13.10	27.80	74.89	51.88

Prueba 32										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	996.2	100	0.587	0.021	2.071	0.076	100	100	100	100
Concentrado	104.9	10.53	4.763	0.143	4.540	0.334	85.51	70.63	23.09	46.08
Cola final	891.3	89.47	0.095	0.007	1.780	0.046	14.49	29.37	76.91	53.92

Prueba 33										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	992.9	100	0.588	0.021	1.984	0.075	100	100	100	100
Concentrado	110.3	11.11	4.608	0.136	4.740	0.346	87.01	70.83	26.54	51.33
Cola final	882.6	88.89	0.086	0.007	1.640	0.041	12.99	29.17	73.46	48.67

Prueba 34										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	992.6	100	0.589	0.021	1.985	0.070	100	100	100	100
Concentrado	93.1	9.38	5.525	0.160	5.420	0.339	88.00	70.29	25.60	45.52
Cola final	899.5	90.62	0.078	0.007	1.630	0.042	12.00	29.71	74.40	54.48

Prueba 35										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	997.8	100	0.580	0.022	2.019	0.072	100	100	100	100
Concentrado	103.5	10.37	4.898	0.149	4.780	0.343	87.63	71.13	24.55	49.19
Cola final	894.3	89.63	0.080	0.007	1.700	0.041	12.37	28.87	75.45	50.81

Prueba 36										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	992.7	100	0.587	0.021	2.066	0.073	100	100	100	100
Concentrado	117.1	11.80	4.466	0.136	4.880	0.330	89.78	75.19	27.86	53.09
Cola final	875.6	88.20	0.068	0.006	1.690	0.039	10.22	24.81	72.14	46.91

Prueba 37										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991.1	100	0.579	0.022	2.057	0.075	100	100	100	100
Concentrado	121.2	12.23	4.171	0.131	4.550	0.311	88.17	72.28	27.05	50.78
Cola final	869.9	87.77	0.078	0.007	1.710	0.042	11.83	27.72	72.95	49.22

Prueba 38										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991.2	100	0.594	0.021	2.050	0.078	100	100	100	100
Concentrado	138.7	13.99	3.768	0.115	4.200	0.307	88.71	75.72	28.67	54.92
Cola final	852.5	86.01	0.078	0.006	1.700	0.041	11.29	24.28	71.33	45.08

Prueba 39										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	997.5	100	0.585	0.022	2.044	0.080	100	100	100	100
Concentrado	120.5	12.08	4.259	0.142	4.620	0.356	87.97	76.48	27.31	53.80
Cola final	877	87.92	0.080	0.006	1.690	0.042	12.03	23.52	72.69	46.20

Prueba 40										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991.4	100	0.584	0.023	2.034	0.081	100	100	100	100
Concentrado	147.3	14.86	3.496	0.130	4.060	0.315	88.92	85.01	29.66	57.88
Cola final	844.1	85.14	0.076	0.004	1.680	0.040	11.08	14.99	70.34	42.12

Prueba 41										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991.1	100	0.584	0.023	2.095	0.075	100	100	100	100
Concentrado	121	12.21	4.268	0.163	4.790	0.349	89.18	85.00	27.92	56.74
Cola final	870.1	87.79	0.072	0.004	1.720	0.037	10.82	15.00	72.08	43.26

Prueba 42										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991.9	100	0.581	0.024	2.074	0.077	100	100	100	100
Concentrado	120.3	12.13	4.255	0.149	4.710	0.349	88.81	74.61	27.54	54.63
Cola final	871.6	87.87	0.074	0.007	1.710	0.040	11.19	25.39	72.46	45.37

Prueba No. 43										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	989	100	0.62	0.024	2.15	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	21.8	2.21	19.29	0.625	11.69	0.12	68.63	58.51	11.99	4.61
Conc 3 min	14.8	1.50	4.74	0.251	5.55	0.30	11.45	15.95	3.86	7.75
Conc 5 min	13	1.32	1.03	0.090	3.15	0.29	2.19	5.02	1.93	6.49
Conc 10 min	15.8	1.60	0.57	0.038	2.57	0.20	1.46	2.58	1.91	5.45
Conc 15 min	17.6	1.78	0.35	0.021	2.35	0.17	1.00	1.59	1.95	5.16
Conc 20 min	15.4	1.56	0.29	0.016	2.37	0.16	0.73	1.06	1.72	4.22
Cola final	890	90.05	0.10	0.004	1.83	0.04	14.53	15.29	76.64	66.33
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	988.5	100	0.62	0.024	2.15	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	21.8	2.2	19.29	0.625	11.69	0.12	68.63	58.51	11.99	4.61
Conc 3 min	36.6	3.7	13.41	0.474	9.21	0.19	80.08	74.46	15.86	12.36
Conc 5 min	49.6	5.0	10.16	0.373	7.62	0.22	82.28	79.49	17.78	18.84
Conc 10 min	65.4	6.6	7.85	0.292	6.40	0.21	83.74	82.07	19.69	24.29
Conc 15 min	83.0	8.4	6.26	0.235	5.54	0.20	84.74	83.65	21.64	29.45
Conc 20 min	98.4	10.0	5.32	0.200	5.04	0.20	85.47	84.71	23.36	33.67
Cola final	890.1	90.0	0.10	0.004	1.83	0.04	14.53	15.29	76.64	66.33

Prueba No. 44										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	987	100	0.61	0.024	2.02	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	21.8	2.21	19.58	0.658	11.03	0.11	70.56	61.00	12.05	4.17
Conc 3 min	20.6	2.09	3.49	0.191	4.67	0.27	11.88	16.73	4.82	9.90
Conc 5 min	14.4	1.46	1.02	0.057	3.09	0.27	2.42	3.49	2.23	6.97
Conc 10 min	21.3	2.16	0.40	0.022	2.36	0.17	1.42	1.99	2.52	6.54
Conc 15 min	15.5	1.57	0.31	0.016	2.35	0.15	0.78	1.05	1.83	4.21
Conc 20 min	18.2	1.84	0.21	0.011	2.22	0.13	0.63	0.85	2.02	4.13
Cola final	875	88.67	0.09	0.004	1.70	0.04	12.29	14.88	74.53	64.08
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	986.7	100	0.61	0.024	2.02	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	21.8	2.2	19.58	0.658	11.03	0.11	70.56	61.00	12.05	4.17
Conc 3 min	42.4	4.3	11.76	0.431	7.94	0.19	82.45	77.73	16.87	14.07
Conc 5 min	56.8	5.8	9.04	0.336	6.71	0.21	84.87	81.22	19.10	21.04
Conc 10 min	78.1	7.9	6.68	0.251	5.52	0.20	86.29	83.21	21.62	27.58
Conc 15 min	93.6	9.5	5.63	0.212	5.00	0.19	87.07	84.27	23.44	31.79
Conc 20 min	111.8	11.3	4.75	0.179	4.55	0.18	87.71	85.12	25.47	35.92
Cola final	874.9	88.7	0.09	0.004	1.70	0.04	12.29	14.88	74.53	64.08

Prueba No. 45										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	989	100	0.61	0.024	2.00	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	26	2.63	17.07	0.588	11.73	0.16	73.02	63.53	15.42	7.88
Conc 3 min	14.9	1.51	4.41	0.255	5.17	0.27	10.81	15.79	3.89	7.41
Conc 5 min	13.6	1.37	0.91	0.044	2.76	0.22	2.03	2.49	1.90	5.60
Conc 10 min	17.9	1.81	0.38	0.022	2.42	0.17	1.10	1.64	2.19	5.46
Conc 15 min	15.2	1.54	0.29	0.017	2.30	0.15	0.73	1.07	1.77	4.13
Conc 20 min	14.7	1.49	0.26	0.012	2.33	0.15	0.63	0.73	1.73	3.97
Cola final	887	89.66	0.08	0.004	1.63	0.04	11.68	14.75	73.10	65.56
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	989.4	100	0.61	0.024	2.00	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	26.0	2.6	17.07	0.588	11.73	0.16	73.02	63.53	15.42	7.88
Conc 3 min	40.9	4.1	12.46	0.467	9.34	0.20	83.83	79.32	19.31	15.28
Conc 5 min	54.5	5.5	9.58	0.361	7.70	0.21	85.86	81.81	21.21	20.89
Conc 10 min	72.4	7.3	7.30	0.277	6.39	0.20	86.96	83.45	23.40	26.34
Conc 15 min	87.6	8.9	6.08	0.232	5.68	0.19	87.69	84.52	25.17	30.47
Conc 20 min	102.3	10.3	5.25	0.201	5.20	0.18	88.32	85.25	26.90	34.44
Cola final	887.1	89.7	0.08	0.004	1.63	0.04	11.68	14.75	73.10	65.56

Prueba No. 46										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	989	100	0.61	0.022	2.08	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	28.1	2.84	16.15	0.533	11.57	0.16	75.60	69.27	15.83	8.37
Conc 3 min	15.5	1.57	3.45	0.216	4.64	0.32	8.91	15.48	3.50	9.44
Conc 5 min	14.2	1.44	0.83	0.051	2.85	0.26	1.96	3.35	1.97	7.07
Conc 10 min	13.7	1.39	0.33	0.024	2.42	0.18	0.76	1.52	1.61	4.60
Conc 15 min	12.9	1.30	0.27	0.021	2.33	0.14	0.58	1.25	1.46	3.45
Conc 20 min	12.6	1.27	0.22	0.015	2.26	0.13	0.46	0.87	1.39	3.16
Cola final	892	90.19	0.08	0.002	1.71	0.04	11.73	8.25	74.24	63.90
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	988.7	100	0.61	0.022	2.08	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	28.1	2.8	16.15	0.533	11.57	0.16	75.60	69.27	15.83	8.37
Conc 3 min	43.6	4.4	11.64	0.420	9.11	0.22	84.50	84.75	19.33	17.81
Conc 5 min	57.8	5.8	8.98	0.330	7.57	0.23	86.46	88.10	21.30	24.88
Conc 10 min	71.5	7.2	7.32	0.271	6.58	0.22	87.23	89.62	22.91	29.48
Conc 15 min	84.4	8.5	6.25	0.233	5.93	0.21	87.80	90.88	24.38	32.94
Conc 20 min	97.0	9.8	5.46	0.205	5.46	0.20	88.27	91.75	25.76	36.10
Cola final	891.7	90.2	0.08	0.002	1.71	0.04	11.73	8.25	74.24	63.90

Prueba No. 47										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991	100	0.61	0.023	2.00	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	26.4	2.66	16.58	0.585	11.60	0.17	72.42	67.91	15.48	8.80
Conc 3 min	11.7	1.18	5.16	0.276	5.52	0.33	9.99	14.20	3.27	7.53
Conc 5 min	7.6	0.77	1.43	0.087	3.29	0.35	1.80	2.91	1.26	5.13
Conc 10 min	5.8	0.59	0.56	0.037	2.69	0.24	0.54	0.94	0.79	2.66
Conc 15 min	10.1	1.02	0.38	0.025	2.48	0.19	0.64	1.11	1.27	3.72
Conc 20 min	9.4	0.95	0.30	0.019	2.43	0.17	0.46	0.79	1.15	3.01
Cola final	920	92.84	0.09	0.003	1.65	0.04	14.16	12.14	76.78	69.16
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991.3	100	0.61	0.023	2.00	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	26.4	2.7	16.58	0.585	11.60	0.17	72.42	67.91	15.48	8.80
Conc 3 min	38.1	3.8	13.07	0.490	9.73	0.22	82.40	82.11	18.75	16.33
Conc 5 min	45.7	4.6	11.14	0.423	8.66	0.24	84.21	85.02	20.01	21.46
Conc 10 min	51.5	5.2	9.95	0.380	7.99	0.24	84.74	85.96	20.80	24.12
Conc 15 min	61.6	6.2	8.38	0.321	7.09	0.23	85.38	87.07	22.07	27.83
Conc 20 min	71.0	7.2	7.31	0.281	6.47	0.23	85.84	87.86	23.22	30.84
Cola final	920.3	92.8	0.09	0.003	1.65	0.04	14.16	12.14	76.78	69.16

Prueba No. 48										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	992	100	0.61	0.024	2.03	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	28.6	2.88	15.46	0.524	11.96	0.18	73.45	62.63	17.01	10.01
Conc 3 min	18.3	1.85	4.23	0.272	5.04	0.28	12.86	20.80	4.59	9.68
Conc 5 min	13.5	1.36	0.92	0.042	2.81	0.32	2.05	2.37	1.89	8.09
Conc 10 min	14.2	1.43	0.45	0.024	2.60	0.22	1.05	1.42	1.84	5.86
Conc 15 min	13.3	1.34	0.28	0.018	2.40	0.17	0.61	1.00	1.59	4.33
Conc 20 min	8.3	0.84	0.23	0.016	2.32	0.15	0.31	0.55	0.96	2.39
Cola final	895	90.30	0.07	0.003	1.62	0.04	9.67	11.22	72.13	59.63
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991.5	100	0.61	0.024	2.03	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	28.6	2.9	15.46	0.524	11.96	0.18	73.45	62.63	17.01	10.01
Conc 3 min	46.9	4.7	11.08	0.426	9.26	0.22	86.31	83.43	21.60	19.70
Conc 5 min	60.4	6.1	8.81	0.340	7.82	0.24	88.36	85.80	23.49	27.79
Conc 10 min	74.6	7.5	7.22	0.280	6.82	0.24	89.41	87.22	25.32	33.65
Conc 15 min	87.9	8.9	6.17	0.240	6.16	0.23	90.02	88.22	26.91	37.98
Conc 20 min	96.2	9.7	5.65	0.221	5.82	0.22	90.33	88.78	27.87	40.37
Cola final	895.3	90.3	0.07	0.003	1.62	0.04	9.67	11.22	72.13	59.63



Prueba No. 49										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	988	100	0.61	0.024	2.04	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	29.3	2.97	16.19	0.557	11.20	0.17	78.28	68.99	16.29	9.54
Conc 3 min	13.2	1.34	3.24	0.194	4.58	0.32	7.06	10.83	3.00	8.26
Conc 5 min	11	1.11	0.95	0.048	2.99	0.31	1.73	2.23	1.63	6.67
Conc 10 min	7.5	0.76	0.58	0.035	2.62	0.37	0.71	1.11	0.98	5.38
Conc 15 min	11.3	1.14	0.31	0.018	2.42	0.17	0.58	0.86	1.36	3.68
Conc 20 min	13	1.32	0.22	0.013	2.23	0.14	0.47	0.71	1.44	3.50
Cola final	903	91.37	0.08	0.004	1.68	0.04	11.17	15.27	75.30	62.97
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	988.1	100	0.61	0.024	2.04	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	29.3	3.0	16.19	0.557	11.20	0.17	78.28	68.99	16.29	9.54
Conc 3 min	42.5	4.3	12.17	0.444	9.14	0.22	85.34	79.82	19.29	17.80
Conc 5 min	53.5	5.4	9.86	0.363	7.88	0.24	87.06	82.05	20.93	24.47
Conc 10 min	61.0	6.2	8.72	0.322	7.23	0.25	87.78	83.16	21.90	29.85
Conc 15 min	72.3	7.3	7.41	0.275	6.48	0.24	88.36	84.02	23.26	33.53
Conc 20 min	85.3	8.6	6.31	0.235	5.83	0.22	88.83	84.73	24.70	37.03
Cola final	902.8	91.4	0.08	0.004	1.68	0.04	11.17	15.27	75.30	62.97

Prueba No. 50										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	990	100	0.60	0.026	2.10	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	31.4	3.17	13.69	0.488	11.03	0.19	72.45	59.08	16.63	11.27
Conc 3 min	15.8	1.60	3.72	0.208	4.41	0.29	9.91	12.67	3.35	8.97
Conc 5 min	9.8	0.99	1.87	0.130	3.25	0.26	3.09	4.91	1.53	4.99
Conc 10 min	13	1.31	0.65	0.048	2.53	0.22	1.42	2.41	1.58	5.39
Conc 15 min	16.7	1.69	0.43	0.038	2.37	0.17	1.22	2.45	1.90	5.38
Conc 20 min	14.6	1.47	0.28	0.024	2.31	0.14	0.68	1.35	1.62	3.95
Cola final	889	89.77	0.08	0.005	1.72	0.04	11.24	17.14	73.40	60.05
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	990.2	100	0.60	0.026	2.10	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	31.4	3.2	13.69	0.488	11.03	0.19	72.45	59.08	16.63	11.27
Conc 3 min	47.2	4.8	10.35	0.394	8.81	0.22	82.35	71.75	19.97	20.24
Conc 5 min	57.0	5.8	8.89	0.349	7.86	0.23	85.45	76.66	21.50	25.23
Conc 10 min	70.0	7.1	7.36	0.293	6.87	0.23	86.87	79.07	23.08	30.63
Conc 15 min	86.7	8.8	6.03	0.244	6.00	0.22	88.09	81.51	24.98	36.01
Conc 20 min	101.3	10.2	5.20	0.212	5.47	0.20	88.76	82.86	26.60	39.95
Cola final	888.9	89.8	0.08	0.005	1.72	0.04	11.24	17.14	73.40	60.05

Prueba No. 51										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991	100	0.60	0.022	1.96	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	34	3.43	13.58	0.433	9.75	0.18	77.08	68.52	17.11	11.49
Conc 3 min	18	1.82	2.60	0.154	3.93	0.28	7.81	12.90	3.65	9.24
Conc 5 min	12	1.21	0.77	0.050	2.64	0.25	1.54	2.79	1.63	5.58
Conc 10 min	13.1	1.32	0.36	0.026	2.48	0.18	0.80	1.59	1.68	4.38
Conc 15 min	13	1.31	0.26	0.016	2.29	0.15	0.56	0.97	1.54	3.58
Conc 20 min	14.1	1.42	0.22	0.013	2.24	0.13	0.52	0.85	1.63	3.49
Cola final	887	89.49	0.08	0.003	1.59	0.04	11.70	12.38	72.76	62.24
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991.0	100	0.60	0.022	1.96	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	34.0	3.4	13.58	0.433	9.75	0.18	77.08	68.52	17.11	11.49
Conc 3 min	52.0	5.2	9.78	0.336	7.74	0.22	84.90	81.42	20.76	20.73
Conc 5 min	64.0	6.5	8.09	0.283	6.78	0.22	86.43	84.21	22.39	26.32
Conc 10 min	77.1	7.8	6.78	0.239	6.05	0.22	87.23	85.80	24.07	30.70
Conc 15 min	90.1	9.1	5.84	0.207	5.51	0.21	87.79	86.77	25.61	34.27
Conc 20 min	104.2	10.5	5.08	0.181	5.06	0.20	88.30	87.62	27.24	37.76
Cola final	886.8	89.5	0.08	0.003	1.59	0.04	11.70	12.38	72.76	62.24

Prueba No. 52										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991	100	0.61	0.025	2.00	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	30.9	3.12	15.09	0.544	10.85	0.17	77.16	68.54	16.89	9.72
Conc 3 min	21.3	2.15	2.28	0.136	3.72	0.30	8.04	11.81	3.99	11.64
Conc 5 min	14.3	1.44	0.67	0.042	2.75	0.24	1.59	2.45	1.98	6.26
Conc 10 min	16.9	1.71	0.29	0.019	2.39	0.16	0.81	1.31	2.03	5.01
Conc 15 min	16.9	1.71	0.22	0.013	2.25	0.13	0.62	0.90	1.92	4.11
Conc 20 min	16.3	1.64	0.18	0.011	2.22	0.12	0.50	0.73	1.82	3.72
Cola final	874	88.23	0.08	0.004	1.62	0.04	11.29	14.26	71.36	59.54
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	991.0	100	0.61	0.025	2.00	0.05	100	100	100	100
Conc 1 min	30.9	3.1	15.09	0.544	10.85	0.17	77.16	68.54	16.89	9.72
Conc 3 min	52.2	5.3	9.86	0.378	7.94	0.22	85.20	80.35	20.88	21.37
Conc 5 min	66.5	6.7	7.89	0.305	6.82	0.23	86.79	82.80	22.86	27.63
Conc 10 min	83.4	8.4	6.35	0.247	5.93	0.21	87.60	84.11	24.90	32.64
Conc 15 min	100.3	10.1	5.31	0.208	5.31	0.20	88.22	85.01	26.81	36.74
Conc 20 min	116.6	11.8	4.60	0.180	4.88	0.19	88.71	85.74	28.64	40.46
Cola final	874.4	88.2	0.08	0.004	1.62	0.04	11.29	14.26	71.36	59.54

Prueba No. 53										
Descripción	Peso (g)	Peso (%)	Grado				Distribución			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	990	100	0.60	0.023	2.00	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	35.2	3.55	12.74	0.438	9.66	0.19	75.19	67.33	17.19	12.16
Conc 3 min	15	1.51	4.06	0.236	4.92	0.30	10.21	15.46	3.73	8.03
Conc 5 min	11.3	1.14	0.74	0.047	2.79	0.23	1.40	2.32	1.59	4.66
Conc 10 min	13.6	1.37	0.37	0.024	2.48	0.19	0.85	1.43	1.71	4.62
Conc 15 min	11.4	1.15	0.30	0.022	2.34	0.16	0.57	1.10	1.35	3.22
Conc 20 min	12.1	1.22	0.21	0.013	2.29	0.13	0.42	0.69	1.40	2.80
Cola final	892	90.04	0.08	0.003	1.62	0.04	11.36	11.68	73.03	64.51
Valores Acumulados										
Producto	Peso (g)	Peso (%)	Grado acumulado				Distribución acumulada			
			%Cu	%Mo	%Fe	%CuO	%Cu	%Mo	%Fe	%CuO
Alimentación	990.3	100	0.60	0.023	2.00	0.06	100	100	100	100
Conc 1 min	35.2	3.6	12.74	0.438	9.66	0.19	75.19	67.33	17.19	12.16
Conc 3 min	50.2	5.1	10.15	0.378	8.24	0.22	85.40	82.79	20.92	20.19
Conc 5 min	61.5	6.2	8.42	0.317	7.24	0.22	86.80	85.11	22.52	24.85
Conc 10 min	75.1	7.6	6.96	0.264	6.38	0.22	87.65	86.54	24.22	29.47
Conc 15 min	86.5	8.7	6.08	0.232	5.85	0.21	88.22	87.63	25.57	32.69
Conc 20 min	98.6	10.0	5.36	0.205	5.41	0.20	88.64	88.32	26.97	35.49
Cola final	891.7	90.0	0.08	0.003	1.62	0.04	11.36	11.68	73.03	64.51