



21 201

**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA  
DE MEXICO**

**Facultad de Química**

**ESTUDIO DE LA RECUPERACION DE UNA MENA  
DE COBRE EN EL PROCESO DE FLOTACION  
EN COLUMNA**



EXAMENES PROFESIONALES  
FAC. DE QUIMICA

**T E S I S**  
**QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:**  
**INGENIERO QUIMICO METALURGICO**  
**P R E S E N T A :**

**Victor Manuel Martínez Téllez**

**TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN**



## **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 está 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.

## Índice

	Pag.
CAPITULO I	
Resumen	... 1
Introducción	... 3
CAPITULO II	
Fundamentos teóricos	... 5
Balances de masa y volumen	...11
Agua de rocío	...15
Función del aire	...18
Zona de recuperación	...20
Zona de limpia	...29
Características de los reactivos de flotación.	...34
Flotación de sulfuros de cobre	...41
CAPITULO III	
Caracterización del mineral	...44
CAPITULO IV	
Desarrollo Experimental	...51
CAPITULO V	
Resultados	...55

<b>Discusi3n de resultados</b>	<b>...88</b>
<b>Conclusiones</b>	<b>...92</b>
<b>Recomendaciones para trabajos futuros</b>	<b>...94</b>
<b>Glosario .</b>	<b>...95</b>
<b>Referencias Bibliogr3ficas</b>	<b>...97</b>

## CAPITULO I

### Resumen.

El proceso de flotación en columna propuesto en este trabajo para el estudio de la recuperación de una mena de cobre, provee de varias ventajas respecto a las celdas convencionales. Sin embargo, su aplicación a nivel industrial se ha limitado fundamentalmente a su parcial entendimiento en lo que concierne a los mecanismos de operación que en esta tesis se analizaron mediante una estrategia de operación. Esta estrategia considera los balances mássicos y volumétricos, agua de lavado, función del aire, zona de recuperación e instrumentación de la celda para un mejor control de nivel de pulpa.

Se construyó en el laboratorio la columna en la que se efectuaron las pruebas de flotación, reutilizando materiales para su confección y funcionamiento.

En la parte experimental se llevaron a cabo una serie de pruebas tendientes a estudiar la recuperación del mineral, tomando como variables de operación: el % de sólidos en la alimentación, los flujos de alimentación de pulpa, de agua y aire.

Se analizaron algunos aspectos fundamentales de cada variable involucrada en el proceso de flotación y se discutió su efecto en la flotación para elevar la recuperación del mineral de cobre.

Finalmente, de la operación de las variables llevadas a cabo por separado, se analizaron los resultados que tuvieron alta recuperación y considerando los intervalos operables en la columna de flotación, se realizó una prueba de mejoramiento donde la recuperación del mineral de cobre alcanzó un 90.7% con una ley de concentrado de 11.1% en la flotación primaria.

## INTRODUCCION

Gran parte de las sustancias que la humanidad utiliza en su vida diaria, se encuentran en la naturaleza mezcladas con otras, las separa para utilizarlas en una forma pura o para someterlas a transformaciones posteriores constituyendo así, una de las principales actividades del hombre. En la metalurgia, el objetivo inicial consiste en obtener un metal puro a partir de los minerales. Los minerales en la mayoría de los casos no se encuentran en estado libre sino que están asociados a varias impurezas conocidas como ganga<sup>(1)</sup>.

En las últimas décadas la industria extractiva no ferrosa se ha incrementado enormemente dando como resultado la búsqueda de procesos nuevos o la modificación de los existentes con el fin de reducir el tiempo y costo de producción. Debido a una continua explotación de los recursos minerales, y por tanto, a un relativo empobrecimiento de los minerales factibles de explotar, hace a su vez buscar nuevas formas de concentración que se adapten a las características del mineral cada vez de más baja ley. Tal es el propósito de este trabajo, utilizando el proceso de flotación en columna en donde se pueden obtener leyes y recuperaciones de alto grado.

La flotación con espuma consiste fundamentalmente en hacer pasar una corriente de aire a una celda con sólidos minerales en suspensión mediante agitación y adición adecuada de reactivos, hacen que los sólidos de interés se adhieran a las burbujas y que por la gran diferencia de densidad de las burbujas con respecto a la

suspensión denominada en el lenguaje metalúrgico pulpa, hace flotar al mineral que después es separado mecánicamente o por simple derrame cuando el proceso se realiza de manera continua<sup>(2)</sup>.

La columna de flotación con espuma es uno de los procesos de separación más activamente estudiado y desarrollado.

El mecanismo operante en la columna de flotación, es el principio de contacto a contracorriente entre la pulpa del mineral (descendente) y la burbuja de aire (ascendente), sin agitación mecánica y un enriquecimiento de concentrado por un lavado con rocío de agua en la parte superior de la columna. Consecuentemente, la columna ofrece varias ventajas mecánicas y operacionales incluyendo simplificación de construcción, ausencia de partes móviles, bajo consumo de energía eléctrica, alta recuperación y altos grados respecto a las celdas convencionales. A pesar de estos beneficios aparentes, la aplicación de la columna de flotación ha sido extremadamente lenta en los últimos años, esto se debe quizá al entendimiento parcial de los mecanismos de operación que aquí se analizarán y discutirán.



## CAPITULO II

### FUNDAMENTOS TEORICOS

La celda de flotación en columna fue inventada por los canadienses Pierre Boutin<sup>(3)</sup> y R. J. Tremblay<sup>(4)</sup>, en la década de los sesentas.

La flotación en columna se efectúa en un cilindro alto en el cual se alimenta con una pulpa de mineral debidamente acondicionada a una altura que varía de 1/4 a 1/3 de la parte superior de la celda. La pulpa en su descenso se encuentra con una corriente opuesta de burbujas de aire y un flujo descendente de agua (agua de lavado). El concentrado se recoge en la parte superior de la columna mediante un rebosadero, mientras que las colas se descargan en el fondo. El aire se suministra cerca del fondo de la celda con un aspersor. El aspersor puede fabricarse de varios materiales y configuraciones, todos están diseñados para producir pequeñas burbujas de aire. El agua de lavado se alimenta a través de un rociador situado de 10 - 20 cm. abajo de la parte superior de la celda, figura 1. Dichas variables se discuten posteriormente.

Hasta hace poco, no se habían establecido métodos para dimensionar las celdas columnares. La mayoría de los operadores construían las celdas en base al volumen reemplazado de las celdas convencionales, o bien utilizando unidades a escala. Ambos métodos arrojaban resultados deseados aunque no siempre. Un método a escala para la flotación en columna como el descrito por G.S.Dobby y J.A.Finch (1985)<sup>(5)</sup> proveen un sistema que no indica directamente el tamaño de la columna requerida, sino que más bien indica la

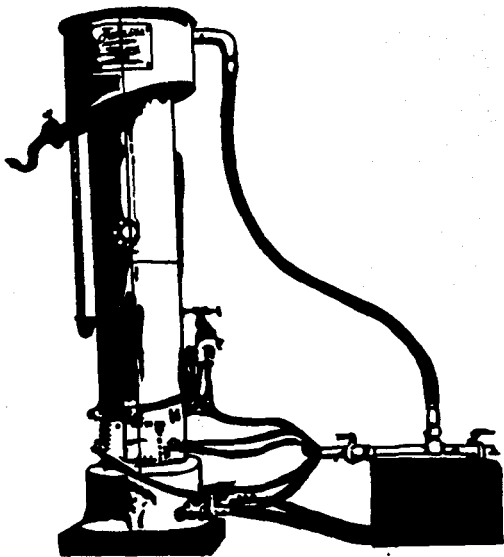


Figura 1 Columna de flotación equipada para producir una distribución de burbuja fina, sin agitación mecánica (Deister Flotaire).

recuperación de un mineral para un tamaño de columna con condiciones específicas de flujo. Desde el punto de vista de un operador, tres consideraciones básicas parecen ser relevantes para alcanzar altas recuperaciones: tiempo de residencia de la partícula mineral, relación altura / diámetro y constante de flotación.

Para ilustrar el impacto de estas tres variables independientes al modelo de Dobby y Finch (op.cit.) utilizan datos hipotéticos.

El tiempo de residencia es un factor significativo en la recuperación del mineral. La figura 2 es un ejemplo de cómo el tiempo de residencia podría afectar la recuperación del mineral, basado en dicho modelo, manteniendo otras variables constantes.

La relación altura/diámetro para una columna de flotación respecto a la recuperación del mineral se muestra en la figura 3.

La constante de flotación está influenciada por varios factores tales como: tamaño de burbuja de gas, tamaño de partícula y comportamiento particular del propio mineral, la figura 4 ilustra esta relación con la recuperación del mineral. Las figuras de la 2 - 4, son ejemplos de cómo se aplican ciertas variables al modelo de la columna de flotación realizadas por Dobby y Finch con el objeto de observar la influencia en la recuperación del mineral.

Una vez definida la geometría y dimensiones de la celda de flotación en columna en base a la recuperación requerida, se establece una estrategia de operación, definiendo cuáles serán las condiciones y mecanismos de operación con el objeto de controlar adecuadamente las interacciones de las variables dentro del proceso.

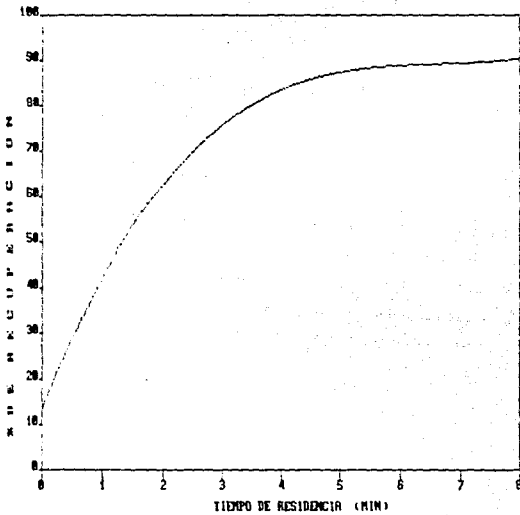


Figura 2 Recuperación vs tiempo de residencia (Dobby y Finch).

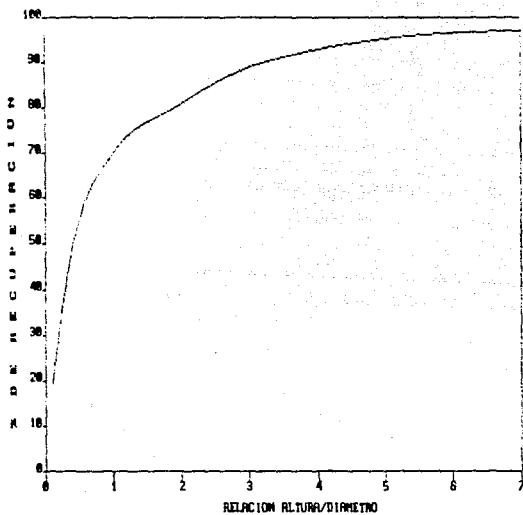


Figura 3 Recuperación vs relación altura-diámetro (Dobby y finch)

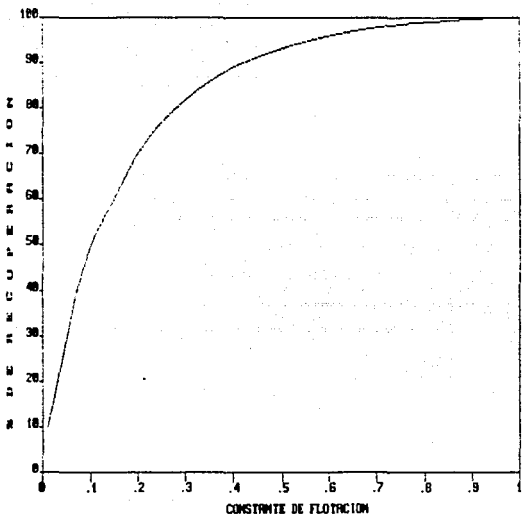


Figura 4 Recuperación vs constante de flotación (Dobby y Finch).

Amelunxen<sup>16)</sup>, propone una estrategia de operación y la subdivide en:

- a) Balance de masa y volumen en la columna de flotación.
  - relación de flujo negativo.
  - relación de flujo positivo.
- b) Rociado del agua de lavado
- c) Función del aire
- d) Estudio de la zona de recuperación
- e) Instrumentación en la columna.

a) Balance de masa y volumen.- Para desarrollar el balance, se deberá considerar dos tipos de relación de flujo; negativo y positivo.

Se tiene una relación de flujo negativo, cuando el flujo de alimentación es siempre más grande que el flujo de colas, creando un volumen excesivo que tendrá que ser derramado junto con el concentrado.

Debido a que las operaciones con relación de flujo negativo requieren que el agua alimentada sea arrastrada con el concentrado, se obtiene un concentrado de baja ley, figura 5.

Esto es generalmente bastante notable en las operaciones en donde los materiales de la ganga van en el agua en forma de lamas o jales.

Por lo tanto no existe una justificación sensata para manejar las columnas con relación de flujo negativo. Sin embargo, algunos operadores afirman que la recuperación aumenta

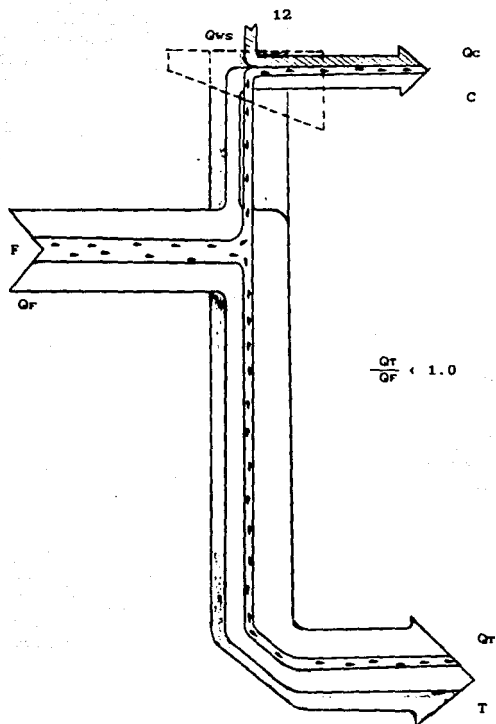


Figura 5 Régimen de flujo negativo. En este régimen, el flujo de alimentación es siempre más grande que el flujo de colas, causando un exceso en el volumen que va a ser descargado en el derrame del concentrado (R.L. Amelunxen).



forzando al concentrado a descargar en el derrame reduciendo la salida del mineral en las colas. Como podemos ver, el simple medio de transporte de concentrado a la parte superior de la columna se efectúa con ayuda del aire en forma de burbuja. Una relación de flujo negativo, ciertamente no paga la cantidad de contaminación cuantificada por la cantidad de material estéril que pueda salir de la columna vía derrame del concentrado.

Para la relación de flujo positivo, como se muestra en la figura 6, el flujo de las colas es mayor que el flujo de alimentación tanto como:

$$\frac{Q_r}{Q_f} = \text{Relación} > 0 \quad \dots(1)$$

en donde  $Q_r$  es el flujo volumétrico colas y  $Q_f$  es el flujo volumétrico a la alimentación.

La singularidad de este caso según pruebas realizadas por Dobby (op. cit.), es que menos del 1% del agua alimentada llega con el producto concentrado, lo que significa que virtualmente toda el agua del concentrado viene del agua de rocío.

Si se supone que el agua de alimentación en la pulpa que acompaña al concentrado es despreciable, entonces el agua de rocío requerida para formar la pulpa del concentrado es :

$$Q_{cv} = 4 \cdot C \cdot L/S \quad \dots(2)$$

donde  $Q_{cv}$  es el flujo volumétrico de agua de rocío reportado en el concentrado y  $C$  es el concentrado. Y puesto que se requiere algo de agua de rocío para formar la relación de flujo positivo, tenemos:

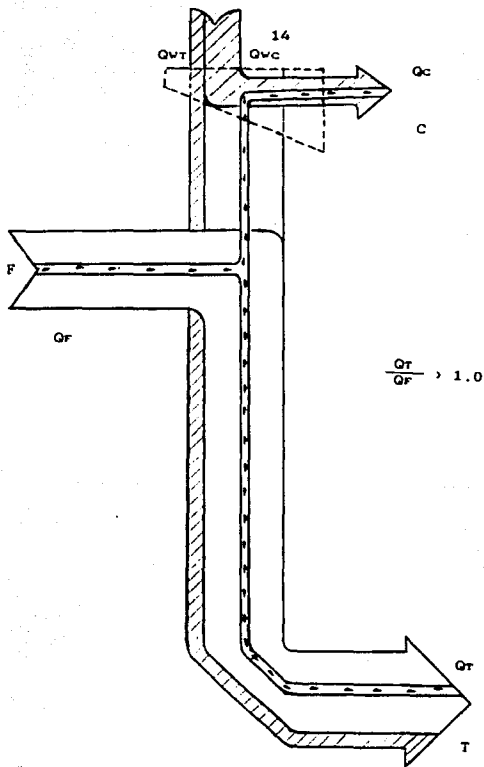


Figura 6 Régimen de flujo positivo, régimen donde el flujo de colas es más alto que el flujo de alimentación (R.L. Amelunxen).

$$Q_{wr} = Q_r \cdot (Q_r/Q_r - 1) \quad \dots(3)$$

donde  $Q_{wr}$  es el flujo volumétrico de agua de rocío reportado en colas.

El requerimiento de agua total de rocío será :

$$Q_{sw} = (4 \cdot C \cdot L/S) + Q_r (Q_r/Q_r - 1) \quad \dots(4)$$

donde  $Q_{sw}$  es el flujo volumétrico de agua en el rocío, L/S es la relación en peso de líquido a sólido.

b) Agua de rocío.- El agua de rocío en la parte superior de la columna tiene cuatro funciones principales en la flotación.

- 1.- definir la relación  $Q_r/Q_r$
- 2.- mantener el nivel de la pulpa
- 3.- limpiar el concentrado
- 4.- lubricar el concentrado

Definición de relación de flujo.

Esta parte es necesaria para asegurar la forma de operación de la columna y que sea ésta en verdad de tipo positivo. Cualquiera que sea la relación, el rociado del agua puede hacer la diferencia. Esto es deseable para mantener una relación de flujo entre 1 y 1.1 para evitar una adición excesiva de agua en el circuito de la columna.

Agua de rocío como medio para mantener el nivel de pulpa

El agua de rocío mantiene el nivel de pulpa por la percepción de cualquier fluctuación, neutralizándola con las variaciones del flujo. Esto satisface la siguiente ecuación:

$$Q_r + Q_{ws} = Q_r + Q_c \quad \dots(5)$$

donde  $Q_c$  es el flujo volumétrico al concentrado.

#### El agua de rocío como limpiadora del concentrado

La dirección de flujo contraria a la elevación en la columna, provoca que el agua de rocío sea eficiente en la limpieza del concentrado ya que al inicio de la elevación de la burbuja existe un arrastre de partículas con valores y con ganga, la acción de limpieza toma lugar unas pocas centímetros arriba y abajo de la interfase pulpa-espuma. Se han hecho estudios en Gibraltar<sup>10</sup>, acerca de variaciones de profundidad de la espuma mayores a dos centímetros las cuales no han mostrado tendencia alguna en la estimación del grado del concentrado.

#### Agua de rocío como lubricante del concentrado

En la flotación de minerales, generalmente ha sido aceptada la práctica del control de la alimentación o de la densidad de pulpa en colas esto es, % de sólidos en peso, como un factor importante que afecta a la recuperación y a la ley, no obstante ha sido raro dar importancia alguna a la densidad de pulpa del concentrado ya que generalmente es un producto sobre el cual el control físico no puede ser ejecutado aparte del control de la ley.

En la flotación en columna es evidente que el concentrado requiere agua y aire en el derrame. La figura 7 sugiere que el concentrado en una columna de espuma viajará a través de la pared, zona donde existe agua suficiente para darle fluidez. Esta figura nos dá una idea de la cantidad requerida de agua por el concentrado, conociendo el tonelaje y la ley. Así,

$$C = \text{Rec.} \cdot F \cdot f/c \quad \dots(6)$$

donde f/c es la relación de % de alimentación a concentrado.

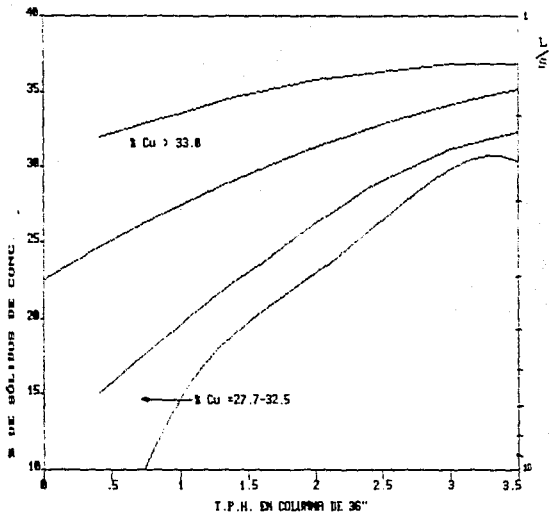


Figura 7 Demanda de agua del concentrado en función del tonelaje del mineral y del grado requerido (R.L. Amelunxen).

sustituyendo la ecuación 6 en la número 4, el agua de rocío tendrá que regularse en tanto se descarga :

$$Q_{ws} = (4 \cdot \text{Rec.} \cdot F \cdot f/c \cdot L/S) + Q_r (Q_r/Q_r - 1) \quad \dots(7)$$

teniendo en cuenta que la relación es válida sólo en la parte superior de la columna.

Coffin y Cienski<sup>(6)</sup> han reportado que el aumento de agua de lavado está generalmente asociado con un aumento en la recuperación y que ésta deberá estar siempre en suficiente cantidad según las ecuaciones anteriores.

Uno puede extenderse en los requerimientos de agua, sin embargo, causa una ligera disminución en el grado puesto que el agua es estrictamente controlada por la adición de aire, y un ligero exceso de aire puede cambiar el funcionamiento de la columna hacia la disminución en la curva de ley-recuperación.

c) La función del aire.- el aire adicionado en el fondo de la columna a través de aspersores fluye hacia arriba chocando con el mineral en un flujo descendente de la pulpa; dado que ocurren colisiones burbuja de aire - partícula, la burbuja se carga con partículas flotables. En algunos estudios se han observado valores de la velocidad de las burbujas en un rango de 6- 15 m/min, mientras que la velocidad de la pulpa oscila de 0.3 a 1 m/min.

Años atrás, se estudió en forma intensa la manera en la cual el aire debía ser introducido en la columna<sup>(7)</sup>. Se añadía algo de aire con pulpa o con un chorro de agua, en un medio espumante en aspersores de tipo vertical, horizontal, etc. Recientemente (1987), la Bureau of Mines<sup>(8)</sup>, investigó métodos alternos para la generación

de burbujas controlando el tamaño de burbuja de 0.2 - 0.4 mm de diámetro promedio, utilizando cámaras empaquetadas con arena sílica o vidrio.

Gibraltar Mines utiliza filtros de paño para cubrir un paquete de 2 - 3 tubos perforados localizados horizontalmente en el fondo de la columna. Los aspersores pueden presentar formación de incrustaciones después de algún tiempo ( 2 - 3 meses dependiendo de la dureza del agua), en el cual éstos pueden o deben ser reemplazados.

Los aspersores han sido determinados como piezas fundamentales en la producción de burbujas, sus deficiencias son disminuidas con la adición de espumantes. El requerimiento básico de un aspersor es producir una burbuja pequeña capaz de lograr una fracción volumétrica dentro de las columna (holdup).

El volumen de aire burbujado introducido en el fondo de la columna puede aumentar hasta en un 250% mientras viaja hacia arriba, en tanto que el diámetro sólo aumenta en un 36%.

Como las burbujas de aire manifiestan una conducta diferente cuando se mezcla con la pulpa de diferentes características, fue necesario para este mismo estudio obtener un parámetro medible (holdup) el cual es función de la elevación de la velocidad de las burbujas o el diámetro de burbuja. Está definido como la fracción volumétrica de aire en la columna.

Es directamente proporcional al flujo volumétrico de aire en el aspersor e inversamente proporcional al diámetro de la burbuja.

d) Estudio de la zona de recuperación. - el tamaño de la columna está en función del tiempo de residencia del material tratado exactamente como en las celdas convencionales. Esto ha sido una teoría aceptada puesto que la pulpa viaja hacia abajo, el encuentro con las burbujas de aire dentro de la columna en la que las partículas del mineral son atrapadas y llevadas a la zona de limpia. El % de recuperación está en función de varias variables, una de ellas es el tiempo de residencia.

Dobby y Finch (*op. cit.*) definen que para propósitos de estudio, la columna consiste en dos zonas: la zona de colección, donde ocurre la recuperación de la partícula y la zona de limpia, donde se genera una cama de burbujas a contraflujo con el agua de lavado. Las condiciones de mezclado en la zona de colección han sido caracterizadas usando los resultados de experimentos realizados con trazadores en las columnas de la planta Mines Gaspé. Los mismos experimentos demostraron la casi supresión de entrada de ganga en la zona de limpia.

La figura 8 muestra las diferentes zonas que constituyen la celda de flotación. La interfase entre las zonas de recuperación y limpia es distinta y es mantenida en un nivel por control del flujo de agua de lavado. La distinción entre la zona 2 y 3 puede ser arbitraria, podría ser una transición gradual de la cama de espuma a una espuma convencional. EL concepto de las dos zonas sin embargo, reconoce que existen dos diferentes funciones significativas; la remoción de concentrado y la de limpia.



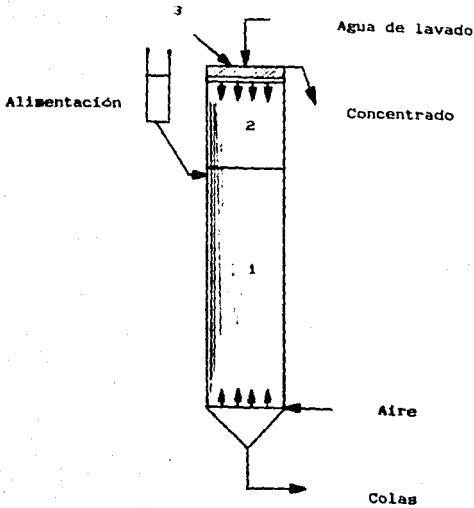


Figura 8 Ilustración esquemática de la columna de flotación: (1) Zona de colección, (2) Zona de lavado, y (3) Cama de espuma. Las zonas 2 y 3 son referidas a la zona de limpia (Dobby y Finch).

Las velocidades típicas superficiales (flujo/área de sección transversal de la columna) son: gas, 1.0 - 3.0 cm./s; pulpa en la zona de recuperación, 0.5 - 0 2.0 cm/s (hacia abajo); y agua de lavado en la zona de limpia, 0.15 - 0.5 cm/s (hacia abajo).

Una aproximación para la simulación a nivel planta piloto realizado en la planta Mines Gaspé, fue considerar a la columna como la constitución de dos regímenes, la zona de colección y la zona de limpia, y entender el comportamiento de mezclado\* y cinética de cada régimen por separado. Entonces, la simulación de los dos regímenes puede ser combinada para producir un modelo completo de la columna.

#### Zona de colección

Una partícula de mineral es colectada por una burbuja de aire por colisión seguido de un enlace debido a la naturaleza hidrofóbica de la superficie del mineral, o debido a la introducción de la partícula dentro de la capa límite y levantada por la burbuja (en la columna, la precipitación de burbujas de aire sobre la superficie hidrofóbida no es un factor significativo).

El proceso de colección en una columna puede ser estudiado considerando una burbuja de aire elevándose a través de un flujo a contracorriente de pulpa.

---

\* El término de mezclado es aplicado a la operación en el cual se tiende a reducir la heterogeneidad o gradientes de composición, propiedades o temperatura del material en su seno.

Tal mezclado es acompañado por el movimiento de material entre varias partes de la masa total<sup>(9)</sup>.

La eficiencia de colección  $E_k$ , está definida como la fracción de todas las partículas minerales arrastradas hacia afuera, de la zona de colección por área proyectada de las burbujas que chocan y que permanecen ligadas a éstas hasta encontrar la zona de limpia. Para un determinado sistema, la eficiencia de colección es una función compleja de muchos parámetros, las más obvias son, diámetro de partícula, diámetro de burbuja e hidrofobicidad de la partícula.

La importancia de poder predecir  $E_k$ , o cuando menos entender el impacto sobre  $E_k$  de varios parámetros, es que  $E_k$  está relacionada directamente con la constante de recuperación  $K$ . La razón de recuperación de la partícula se define como:

$$dC_p = -(1.5 \cdot V_g \cdot E_k / db) C_p \quad \dots(8)$$

donde  $dC_p$  es la variación de la concentración de partículas,  $V_g$  es la velocidad del gas y  $db$  es el diámetro de la burbuja. Esta es una expresión de primer orden donde la constante  $K$  está dada por:

$$K = 1.5 \cdot V_g \cdot E_k / db \quad \dots(9)$$

Esto implica que la razón del mecanismo de recuperación es de primer orden con respecto a la concentración de la partícula si  $E_k$  es independiente de la concentración de sólidos. En este modelo se asume una cinética de primer orden.

La recuperación está determinada por tres factores: la constante de recuperación, el tiempo de residencia de partículas en la zona de colección y las condiciones de mezclado en la zona de colección.

En un extremo del área de mezclado donde el flujo es alimentado, el tiempo de residencia de todos los elementos del

fluido (y todas las partículas del mineral), es el mismo. Consecuentemente existe un gradiente de concentración de mineral flotable a lo largo del eje axial. En el otro extremo se tiene un reactor de mezclado, donde hay una distribución de tiempo de residencia (iniciando con un tiempo igual con cero) y donde la concentración es la misma a través del reactor.

Para una razón de primer orden, teniendo una entrada de alimentación y un tiempo de retención  $t$ , tenemos:

$$R = 1 - \exp(-Kt) \quad \dots(10)$$

donde  $R$  es la fracción de recuperación.

Para un sistema de primer orden con un mezclado completo, y teniendo un tiempo de residencia medio  $\tau$  se tiene:

$$R = \frac{K\tau}{1 + K\tau} \quad \dots(11)$$

Las condiciones de flujo en la columna de flotación en el laboratorio podrían aproximarse a un buen mezclado, mientras el líquido y sólidos en columnas en la planta son transportados bajo condiciones de un flujo de mezclado completo.

Operaciones para la burbuja en la columna se efectúan con un flujo relativamente bajo y con tamaños de burbuja pequeño, siendo estas localizadas en la zona de recuperación de la columna de flotación.

Considere un flujo descendente ya sea de agua de lavado o de partículas de mineral. Cuando un trazador (líquido o sólido) es inyectado en la parte superior de la zona de recuperación de longitud  $L$ , la ecuación de transporte de masa que describe su concentración  $C$  en una distancia axial  $x$  hacia abajo del punto de

inyección a un tiempo  $t$  es:

$$D \left[ \frac{\partial^2 C}{\partial x^2} \right] - U_i \left[ \frac{\partial C}{\partial x} \right] - \frac{\partial C}{\partial t} = 0 \quad \dots(12)$$

donde  $D$  es el coeficiente de dispersión axial (unidades de longitud al cuadrado por tiempo<sup>-1</sup>), debido al flujo turbulento y a la difusión, y  $U_i$  es la velocidad intersticial del líquido o partícula. Este es un modelo considerado en una sola dimensión; la dispersión radial, y los perfiles de velocidad no uniformes no son considerados. Si la concentración del trazador a la descarga de colas es medido con respecto del tiempo, la distribución del tiempo de residencia (RTD) del líquido o sólido es obtenido. De manera semejante la distribución puede ser modelada usando dos parámetros que describen las condiciones de mezclado: el tiempo de residencia medio y el número de dispersión del sistema (número adimensional) es dado por:

$$N_d = D/U_i L \quad \dots(13)$$

El objetivo de medir los parámetros de mezclado es el de cuantificar el efecto del mezclado sobre la recuperación.

El coeficiente de dispersión  $D$  fue derivado de valores de  $N_d$  y los efectos del diámetro de la columna y diámetro de la partícula fueron determinados por Doddy y Finch quienes mencionaron que:

El coeficiente de dispersión de las partículas sólidas es el mismo que para el líquido, y es linealmente dependiente del

diámetro de la columna, expresado como:

$$D_L = D_p = 0.063 d_c \left( \frac{V_g}{1.6} \right)^{0.3} \text{ m}^2/\text{s} \quad \dots(14)$$

donde  $D_L$  es el coeficiente de dispersión axial del líquido,  $D_p$  es el coeficiente de dispersión de la partícula,  $d_c$  es el diámetro de la columna en m y  $V_g$  es la velocidad del gas en cm/s.

El tiempo de residencia medio de los sólidos está dado por:

$$\tau_p = \tau_l \left[ \frac{u_l}{u_l + u_p} \right] \quad \dots(15)$$

donde  $u_p$  es la velocidad terminal de las partículas.

Tiempos de residencia medidos y predichos con la ecuación 15, algunos se muestran en la figura 9.

Es evidente que de la ecuación 14, un aumento en la velocidad del gas puede incrementar el coeficiente de dispersión. Sin embargo, una consecuencia más importante en el cambio de velocidad del gas es el efecto que se tiene en la constante de recuperación. La ecuación 9, indica que la constante  $K$  es proporcional a  $V_g$ , lo que implica que se generan más burbujas al incrementar  $V_g$ . Sin embargo, cuando  $V_g$  aumenta, el diámetro de burbuja también aumenta; en algunas investigaciones se encontró que para aspersores de acero,  $db \propto V_g^{0.25}$  y cuando  $db$  aumentaba la eficiencia de recuperación  $E_k$  disminuía. El incremento de  $db$  y decremento en  $E_k$  se oponen a un aumento en  $K$  cuando  $V_g$  es muy alto. El resultado es un máximo o un pico en una relación de  $K$  vs  $V_g$ . Esto se ha observado en resultados experimentales con columnas y con máquinas de flotación con agitación mecánica. Un ejemplo es el que se muestra en la figura 10, donde el % de recuperación en peso es graficado contra  $V_g$ .

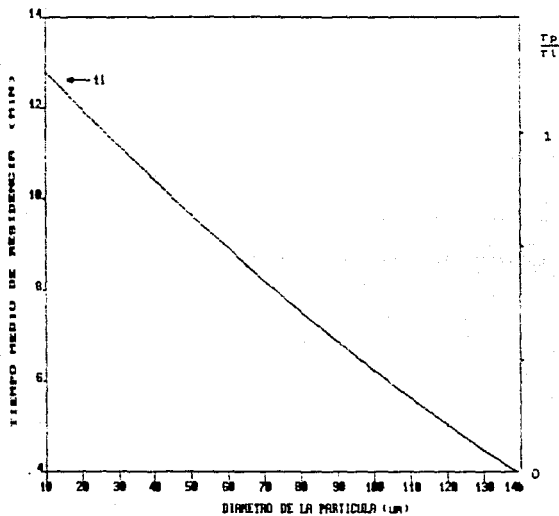


Figura 9 Efecto del tamaño de partícula sobre el tiempo de residencia medio para una columna de 0.45m de diámetro  $V_t = 1.3 \text{ cm/s}$  y  $\rho_p = 5.2 \text{ gr/cm}^3$  (Dobby y Finch).

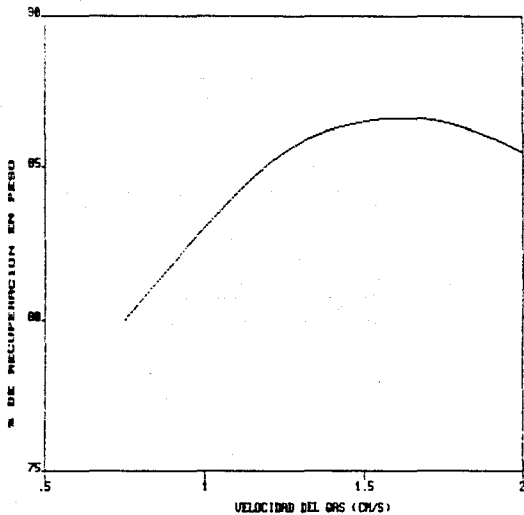


Figura 10 % de recuperación en peso vs velocidad del gas para una columna de laboratorio en una flotación basta en Gibraltar Mines (Dobby y Finch).



La recuperación máxima (y, por tanto, la constante máxima de recuperación), se obtuvo en  $V_g$  al rededor de  $1.5 \pm 0.5$  cm/s para este caso.

#### Zona de limpia

Las condiciones de flujo en la zona de limpia no son aún bien entendidas; ellas son dependientes de factores tales como la velocidad del gas, la relación  $Q_r/Q_c$ , % de sólidos y el flujo de agua de lavado reportado en concentrado y colas.

El tiempo de residencia de las burbujas en una columna industrial es largo comparado con las de agitación mecánica (mayores a 100 segundos). Consecuentemente en muchas aplicaciones (especialmente en limpia) las burbujas pueden llegar a cubrir con partículas colectadas apenas arriba del fondo de la zona de limpia. Por lo tanto existe la posibilidad de que una fracción de sólidos colectados sean reciclados de la zona de limpia a la zona de recuperación. Definiendo a  $R_c$  como la recuperación de partículas de concentrado en la zona de limpia,  $R_k$  como la colección en la zona de recuperación y asumiendo que las partículas recicladas tienen un mismo  $R_k$  entonces la recuperación total en la columna está dado por:

$$R_T = \left[ \frac{R_k + R_c}{1 - R_k(1 - R_c)} \right] \quad \dots(16)$$

e) Instrumentación en la columna.- ciertamente los mecanismos de operación se facilitan cuando al sistema se le controlan por algunos instrumentos.

La instrumentación instalada en la máquina de flotación en columna es directamente proporcional grado de control deseado, sistemas superfluos y capital disponible.

En la construcción de una columna, un 80% de los costos puede provenir por una adecuada instrumentación.

Es común ver unidades con un mínimo de instrumentación tal como se muestra en la figura 11 la cual tiene a una válvula en la descarga para controlar el nivel de pulpa. Hay riesgos en la operación de columnas de este tipo en las que ocurre una fluctuación por cambio en la velocidad de flujo de alimentación resultando una falta de control total en el grado y recuperación. Este método de operación puede ser usado donde las pérdidas de recuperación pueden ser absorbidas por la carga circulante y las pérdidas del grado o ley, pueden ser levantadas en etapas subsiguientes de limpia.

Si bien la columna de flotación ofrece distintas ventajas para mejorar la recuperación y la eficiencia de los circuitos de flotación, la noción de que la celda de flotación opera virtualmente por ella misma después de haber arrancado, es infundada debido a que como ya se mencionó, existen fluctuaciones que impiden operar en condiciones estables.

Las variables del proceso tales como el nivel de pulpa, velocidad del gas en el volumen de la columna, tamaño de burbuja, flujo de aire, relación  $Q_r/Q_f$ , etc. deberán ser medidos y monitoreados constante y correctamente con el objeto de lograr un máximo y eficiente funcionamiento. En sí, perturbaciones debidas a los cambios en la composición mineralógica, distribución en tamaño

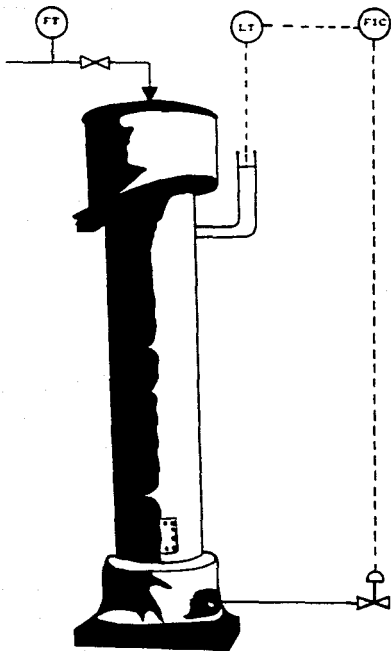


Figura 11 Instrumentación simple para controlar el nivel de pulpa mediante un control de válvula de descarga (R.L. Amelunxen).

de alimentación, grado de oxidación del mineral, pH del agua y dureza del agua deberán ser considerados para asegurar un efectivo funcionamiento metalúrgico.

La automatización de una columna de flotación se realiza definiendo la interacción de los parámetros del proceso y los circuitos de control. El paso inicial en el análisis de cualquier problema de control en la flotación es la identificación de las variables importantes las cuales describen al sistema.

A continuación se presenta la tabla no. 1<sup>(40)</sup> en donde se clasifican algunas variables del proceso de flotación en columna.

Tabla no. 1

## Variables del proceso de flotación

Principales Variables	Medición de Variables
<ul style="list-style-type: none"> <li>-Composición mineralógica</li> <li>-Grado de oxidación del mineral</li> <li>-Fluctuación en la distribución de alimentación</li> <li>-Variación de ley alimentada</li> <li>-Visc. y densidad de pulpa</li> <li>-Características del agua</li> <li>-Fracción volumétrica del aire</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>-Análisis químico de conc. y colas</li> <li>-Flujos volumétricos (alimentación colas y agua de rocío)</li> <li>-Densidad de pulpa</li> <li>-Nivel de pulpa</li> <li>-pH</li> <li>-Tamaño de distribución</li> <li>-Adición de reactivos</li> <li>-Adición de surfactantes</li> <li>-Razon de <math>Q_r/Q_f</math></li> <li>-Flujo volumétrico de aire (fracción volumétrica de gas en la columna)</li> </ul>
Variables de control	Variables de manipulación
<ul style="list-style-type: none"> <li>- % de ley</li> <li>- % de recuperación</li> <li>- % de sólidos de alimentación</li> <li>- Tonelaje alimentado de sólido</li> <li>- Nivel de pulpa</li> <li>- Tamaño de burbuja</li> <li>- Longitud de la columna</li> <li>- Razon <math>Q_r/Q_f</math></li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>-Flujos volumétricos (alimentación colas y agua de rocío)</li> <li>-Densidad de pulpa</li> <li>-Nivel de pulpa</li> <li>- Razon de <math>Q_r/Q_f</math></li> <li>-Adición de reactivos y surfactantes</li> <li>-pH</li> <li>-Aereación</li> </ul>

Hay cuatro tipos de variables que nos conciernen. La primera categoría de ellas es la disturbancia de variables, estas son las que causan fluctuaciones y disturbancias en el sistema. Tales variables incluyen la fluctuación de la composición mineralógica, grado de alimentación y tamaño de distribución.

Frecuentemente, estas variables son extremadamente difíciles de cuantificar aunque impactan directamente al control de variables. El segundo grupo es el de variables de control, estas cuantifican por separado la eficiencia de la columna, esto es, grado del producto, recuperación y tonelaje alimentado. La tercera lista de variables es la referente a la medición de variables, éstas definen los parámetros individuales del sistema los cuales describen el circuito de flotación en columna. Estas incluyen flujos volumétricos de alimentación, colas, agua de lavado, nivel de pulpa y la razón Gr/Gr. El cuarto y último grupo en la categoría de variables para el proceso de flotación en columna es la de variables manipulables. Estas variables pueden ser usadas para compensar las perturbaciones causadas durante la operación de la columna.

Con el advenimiento de la tecnología computacional, la columna de flotación deberá ser una operación simple y popular, para lograr un óptimo funcionamiento y poder detectar condiciones de operación erróneas. Es muy probable que diferentes minerales puedan requerir diferentes estrategias de control, sin embargo, pocos escapan a requerimientos de una instrumentación básica.

#### Características de reactivos usados en la flotación

Numerosos reactivos inorgánicos y orgánicos son usados en la flotación para propósitos de control de la superficie del mineral.

Cualquier especie ya sea de naturaleza orgánica o inorgánica, que tiene la tendencia a concentrarse en cualquier interfase (líquido/líquido, líquido/gas, sólido/líquido, sólido/gas, sólido/sólido), es un agente activo de superficie. Un ión es así, un agente activo con respecto a una superficie cargada contrariamente al ión. El nombre de surfactante es reservado a las moléculas de tipo R-Z (esto es, moléculas con doble carácter), donde Z representa a un grupo polar y R al grupo no polar.

El grupo polar Z consiste de un agregado de dos o más átomos los cuales tienen un enlace de tipo covalente pero posee un momento dipolar permanente; la presencia de este dipolo es lo que le da un carácter hidrofílico. El grupo polar puede ser (pero no necesariamente) ionizado. El grupo no polar R es generalmente representado por una cadena hidrocarbonada, no tiene dipolo permanente y representa la parte hidrofóbica de la molécula<sup>(44)</sup>. De esta manera, los reactivos son clasificados como sigue de acuerdo a los propósitos con que son utilizados.

Colectores. Como acabamos de ver, los colectores son compuestos orgánicos que actúan selectivamente sobre la superficie de algunos minerales, haciéndolos repelentes al agua. El colector se concentra en la interfase agua-mineral haciéndolo hidrofóbico y así asegurar su adherencia a la burbuja de aire. En la tabla no.2 se da una clasificación general para los colectores.

Tabla no.2

Colectores				
No iónicos		Iónicos		
<p>Generalmente líquidos, hidrocarburos no polares de varias estructuras que no se disocian en el agua.</p>		<ul style="list-style-type: none"> <li>• Aniónicos</li> <li>• Catiónicos</li> </ul>		
• Aniónicos		• Catiónicos		
<p>El anión es el ión repelente al agua; varias composiciones.</p>		<p>El catión es repelente al agua, basado en el <math>N_2</math> pentavalente.</p>		
Aniónicos				
Oxhidrilo		Sulfhidrilo		
Basados en grupos orgánicos y sulfoácidos.		Basado en el azufre bivalente.		
Carboxílico	Sulfatos	Xantatos	Sulfonatos	ditiofosfatos
$  \begin{array}{c}  O \\  // \\  - C \\  \backslash \\  O-  \end{array}  $	$  \begin{array}{c}  O \\    \\  - O-S-O \\    \\  O  \end{array}  $	$  \begin{array}{c}  S \\  // \\  - O-C \\  \backslash \\  S  \end{array}  $	$  \begin{array}{c}  O \\     \\  - S - O \\     \\  O  \end{array}  $	$  \begin{array}{c}  O \quad S \\  \backslash \quad // \\  \quad P \\  / \quad \backslash \\  O \quad S  \end{array}  $
<p>Ácidos orgánicos y jabones.</p>				

El comportamiento de la superficie del mineral en relación a los colectores usados en la solución, puede interpretarse midiendo el ángulo de contacto  $\theta$ .

Las condiciones termodinámicas para tres fases en contacto y en equilibrio está definida por la ecuación de Young, descrita en la figura 11.



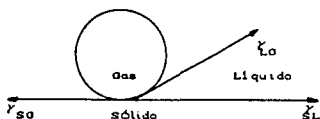


Figura 11. Representación esquemática del contacto en equilibrio entre una burbuja de aire en un sólido inmerso en un líquido. El ángulo de contacto  $\theta$  es el ángulo entre las interfases líquido/gas y sólido/líquido, medido a través del líquido.

La ecuación de Young, se define como:

$$\gamma_{SG} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG} \cos \theta \quad \dots(17)$$

donde  $\gamma_{SG}$ ,  $\gamma_{SL}$ ,  $\gamma_{LG}$ , son las tensiones o energías de superficie entre las interfases sólido/gas, sólido/líquido y líquido/gas respectivamente. El cambio de energía libre durante el atrapamiento burbuja-mineral está dado por la ecuación:

$$\Delta G = \gamma_{SG} - (\gamma_{LG} + \gamma_{SL}) \quad \dots(18)$$

La combinación de las ecuaciones 17 y 18 nos dá la siguiente expresión en función del ángulo de contacto:

$$\Delta G = \gamma_{LG} (\cos \theta - 1) \quad \dots(19)$$

Así para un valor finito de  $\theta$ , habrá una disminución de  $\Delta G$  dada la adhesión de la partícula del mineral a la burbuja del gas.<sup>(12)</sup>

Agentes espumantes.- Los agentes espumantes son sustancias activas, las cuales se concentran en la intercara gas/líquido, ayudando así a mantener las burbujas dispersas y evitando la coalescencia. Los agentes espumantes aumentan la estabilidad de la espuma de flotación, permitiendo que la burbuja mineralizada se eleve a la superficie.

Resultados experimentales indican de algunas sustancias con variados grupos de composición polar con propiedades espumantes ; no obstante, los espumantes más efectivos incluyen en su composición alguno de los siguientes grupos.

Hidroxilo -OH

carboxilo



carbonilo =C =O

grupo amino -NH<sub>2</sub> o grupo sulfo (-OSO<sub>3</sub>H, -SO<sub>3</sub>H)

Los espumantes deberán ser más o menos solubles en agua ya que de otro modo se distribuyen irregularmente en la solución acuosa y sus propiedades de superficie activa podrían no ser efectivas.

Agentes reguladores.- El principal propósito de estos reactivos es controlar el efecto de los colectores sobre las partículas del mineral, en tanto que la selectividad del proceso de flotación se incrementa. En presencia de agentes reguladores, el colector activa básicamente solo aquellos minerales que se requiere flotar.

En algunos casos, el agente regulador actúa directamente sobre la superficie de un mineral definido, facilitando la subsecuente interacción de este mineral y el colector mejorando los resultados de flotación (activación); en otros casos, el agente regulador tiene un efecto inverso, produciendo condiciones adversas para la activación del mineral por el colector dando como resultado una flotación pobre (depresión).

Estos agentes han sido llamados activadores o depresores, dependiendo de su efecto sobre el proceso de flotación. En la mayoría de los casos, los activadores y depresores son sustancias inorgánicas.

Otra clase de agentes reguladores son aquellos llamados reguladores selectivos: estos producen un medio adecuado para la flotación de algunos minerales pero no para otros. Estos reactivos actúan de la siguiente manera: mantienen una estructura iónica en la pulpa disponible para la flotación, altera la concentración de iones  $H^+$  o sales solubles y mantiene las partículas de ganga dispersas para mejorar las condiciones de flotación.

Esta clasificación de reactivos no es concluyente. Por ejemplo, hay colectores en los cuales se tienen propiedades de agente espumante y agentes espumantes que tienen propiedades de colector. Un agente regulador el cual es depresor bajo algunas condiciones, podría ser un activador bajo otras condiciones o circunstancias; en vista de esto, es más correcto referirse a un agente depresivo o activador para cada efecto en particular.

En la tabla no.3<sup>(13)</sup> se presenta la acción del NaCN como depresor de minerales de cobre.

Tabla no.3

Covelita (CuS)			Bornita (Cu <sub>2</sub> FeS <sub>4</sub> )		
pH	NaCN	CN <sup>-</sup>	pH	NaCN	CN <sup>-</sup>
9	235	40	8.5	100	6.9
9.5	130	41.2	9.0	37	6.3
10	88	38.6	10	17	7.4
11	55	28.6	11	13	6.8
12	40	21.2	12	13	6.9
13	7	3.7	13	12	6.4
med.		33.9	med.		6.8

Calcopirita (CuFeS <sub>2</sub> )			Pirita (FeS <sub>2</sub> )		
pH	NaCN	CN <sup>-</sup>	pH	NaCN	CN <sup>-</sup>
7.2	150	0.49	6.8	100	0.15
7.5	67	0.52	7.0	31	0.07
8.0	21	0.50	7.5	10	0.07
8.5	5	0.34	8.0	3.5	0.08
9.0	2	0.34	8.5	1.5	0.10
10	1	0.44	9.0	1.0	0.17
11	<1	<0.52	10	<1	<0.4
med.		0.44	med.		0.1

Tabla no. 3. Concentración del ión cianuro conteniendo sólo la cantidad suficiente de cianuro de sodio para prevenir el contacto con la superficie de la covelita, bornita, calcopirita y pirita.

### Flotación de sulfuros de cobre

La tecnología de la flotación del cobre es complicada cuando el mineral se encuentra oxidado y viene asociado con otros minerales en adición a los sulfuros. En muchos depósitos de cobre porfirítico, del 10-25% de cobre se presenta en forma de óxido, estas especies son menos disponibles para flotarlas que los sulfuros primarios<sup>(14)</sup>.

A pesar de la gran cantidad de sulfuros de cobre, tipos y variedades, ellos pueden ser divididos en dos grandes grupos:

- 1.- Minerales sólidos piríticos (sulfuros sólidos).
- 2.- Minerales impregnados (porfiríticos).

Una característica del primer grupo es la prevalencia de sulfuros, principalmente pirita ( $\text{FeS}_2$ ), por tanto el problema de este grupo en la flotación es separar el cobre de la pirita.

La característica del segundo grupo (minerales porfiríticos) es un comparativo bajo contenido de pirita y la prevalencia de minerales sin valor económico (ganga). Las rocas ígneas a veces muestran cristales definidos de ciertos minerales que quedan incrustados en el material de cristales más finos, las rocas que exhiben este tipo de estructura son denominados como pórfidos.

El principal problema en este caso para la flotación del cobre porfirítico es la separación de los minerales de cobre (partículas minerales muy pequeñas) de la ganga.

El mineral de cobre primario más común es la calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ). El oro, plata y en ciertos casos el talio son asociados a este mineral. En las capas superiores a los depósitos, la

calcopirita puede ser transformada a bornita ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ). La azurita ( $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$ ) puede ser formada en presencia de carbonatos. Los minerales más asociados a la calcopirita son la pirita, pirrotita ( $\text{FeS}_{n+1}$ ), esfalerita y galena.

La alta energía de red del cristal y la disposición del azufre en sus capas internas en relación al hierro y al cobre explican la relativamente alta resistencia a la oxidación.

La calcopirita permanece repelente al agua por largo tiempo si el medio es neutro o ligeramente alcalina; se oxida perceptiblemente, pierde su película de superficie, y sus redes se rompen a un pH igual o mayor a 10.

Los iones  $\text{H}^+$ ,  $\text{Cu}^{2+}$ ,  $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Fe}^{3+}$ , y  $\text{SO}_4^{2-}$  pasan a la solución cuando la calcopirita se oxida en un medio ligeramente ácido, a pH igual a 6. Se forman los iones  $\text{SO}_4^{2-}$ ,  $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$  y  $\text{S}_4\text{O}_6^{2-}$  en un medio alcalino (pH = 10-11) si no hay iones de metales pesados.

Una exposición prolongada de la calcopirita con agentes oxidantes produce una película de hidróxidos de hierro sobre la superficie de la calcopirita, lo cual reduce severamente la flotabilidad del mineral.

La calcopirita que no ha sido sujeta a una severa oxidación puede ser fácilmente flotada con colectores normalmente usados para la flotación de sulfuros.

Los cianuros ejercen un poderoso efecto depresivo y puede deprimir completamente a la calcopirita (tabla no. 3); esto es debido a la transición del hierro dentro del hidróxido, y a la inestabilidad de los xantogenatos de cobre en presencia del cianuro.

La calcopirita puede también ser deprimida con el cianuro cuando en su superficie tiene ya adsorbido un colector. Esta propiedad es ampliamente usada en la depresión de la calcopirita en la flotación de galena en la separación selectiva de concentrado cobre-zinc. El óxido de calcio (CaO) deprime a la calcopirita, pero en más altas cantidades que las requeridas para deprimir a la pirita, en tanto que la pirita puede ser deprimida con cal en la flotación de la calcopirita.

En años recientes, el desarrollo de la concentración de minerales de cobre ha sido dirigida al mejoramiento de la extracción y a la elevación de las leyes del concentrado de cobre.

La extracción del molibdeno durante la flotación de cobre porfirítico ha sido grandemente extendida a pesar de las pequeñas cantidades de este metal presente en el mineral, se han logrado obtener concentrados de molibdeno de hasta un 85% de molibdenita ( $\text{MoS}_2$ ).

## CAPITULO III

Caracterización minerográfica de la muestra mineral de Mexicana de Cobre de la localidad de Nacozari Sonora.

Esta región se caracteriza por una alta concentración de rocas volcánico-plutónicas, que se extiende al NW y forma la faja cuprífera de Sonora y Arizona. Los sistemas volcánico-plutónicas corresponden a la roca encajonante principal del yacimiento, el cual es un tipo característico del pórfido de cobre considerado de baja ley, dado el alto tonelaje manejado.

Los yacimientos porfiríticos contienen típicamente zonas de alteración potásica, fílica, argílica, propilítica; zonamientos metálicos y mineralógicos (Mo, Cu, Zn, Pb, Ag, Au), y cambios en la distribución de sulfuros, desde disseminaciones en el núcleo de baja ley, en vetas microscópicas y pequeñas vetas que van desde la zona mineralizada, hasta estructuras de relativa alta ley cerca de la zona marginal.



Algunos estudios experimentales han mostrado que este modelo es compatible con el sistema porfirítico encontrado en la localidad de Nacozari Son.<sup>15</sup> figura 12.

Para llevar a cabo el análisis mineralógico, se prepararon varias muestras para observarlas al microscopio. Todas ellas se seleccionaron de tal forma que se observaran los minerales representativos.

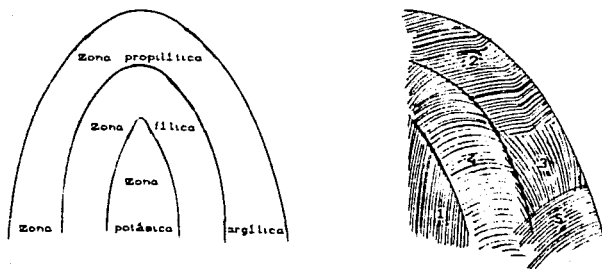


Figura 12. Zonas de alteración en depósitos porfiríticos y zonas de mineralización. 1) núcleo de baja ley (calcopirita, pirita y molibdeno). 2) zona periférica (calcopirita, oro galena y plata), 3) zona de pirita de baja ley (pirita 2 por ciento), 4) zona de pirita 10 por ciento, 5) magnetita.

En la muestra no. 1, los minerales encontrados son: pirita ( $\text{FeS}_2$ , 53.4% S y 46.4% Fe), el % global en la muestra es aproximadamente 5% ; calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ , 35.0%, S 34.5% Cu, 35.5% Fe), el % aproximado en la muestra es de 10%; y covelita ( $\text{Cu}_2\text{S}$ , 33.6% S, 66.4% Cu), el % es del 1%.

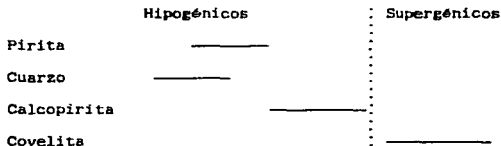
La pirita tiene formas euedrales y subedrales en tanto que la calcopirita tiene forma anaedral.

Existe un mineral supergénico que es la covelita, este mineral va reemplazando a la calcopirita en los bordes y ocupando las fracturas de éste.

La paragénesis del mineral encontrado es la siguiente:

Hay una formación inicial de pirita seguido de la formación de calcopirita, esto se conoce por la superposición o bordes de avance de la calcopirita sobre la pirita. La calcopirita con bordes de avance va rodeando en algunos casos a los cristales de pirita ya existentes. Finalmente la covelita, va reemplazando a la calcopirita pero no así a la pirita. Un episodio más encontrado es la formación de pirita sobre el mineral transparente (ganga).

#### Diagrama paragenético



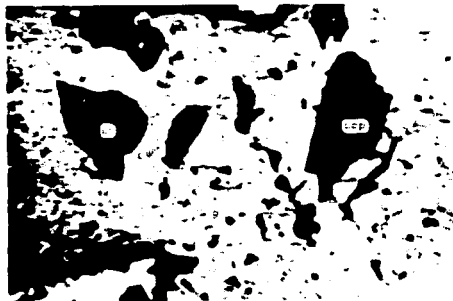


Figura 13. Fotografía de la muestra no.1 (600 X), calcopirita =ccp, pirita = pi, covelita = co y ganga = g.

Los tamaños de mineral diseminado en la muestra en un barrido realizado en el microscopio son los siguientes:

Calcopirita	Pirita
0.90 * 0.85mm	0.20 * 0.18mm
1.00 * 1.20mm	0.19 * 0.20mm
2.00 * 2.50mm	1.00 * 2.00mm
0.70 * 0.90mm	0.70 * 0.50mm
0.20 * 0.50mm	0.20 * 0.10mm

En la muestra no. 2, se tiene como mineral diferente a la molibdenita ( $\text{MoS}_2$ , 40.0% S y 60.0% Mo) con un % global en la muestra de 5%, este mineral se presenta en forma anaedral. La calcopirita y pirita siguen una relación más o menos equivalente al encontrado en la muestra no. 1. La covelita, apareciendo como supergénico se encuentra de manera similar excepto que es muy poco frecuente.

## Diagrama paragenético

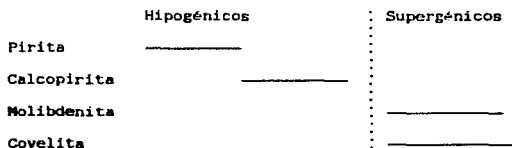


Figura 14. Fotografía de la muestra no. 2 (600 X) molibdenita = mo, ganga = g, pirita = pi, calcopirita = ccp.

Los tamaños promedio de los minerales encontrados son:

Calcopirita	Molibdenita	Pirita
0.08 $\times$ 0.12mm	1.60 $\times$ 0.12mm	0.03 $\times$ 0.25mm
0.70 $\times$ 0.80mm	0.40 $\times$ 0.40mm	0.55 $\times$ 0.60mm
0.20 $\times$ 0.30mm	0.80 $\times$ 1.00mm	0.60 $\times$ 1.00mm
0.90 $\times$ 0.70mm	0.65 $\times$ 0.35mm	1.50 $\times$ 0.75mm.

En la muestra no.3 sólo se encontraron dos especies; calcopirita y pirita. La calcopirita tiene formas anaedrales y la

pirita subedrales y anaedrales. El % de la pirita en la muestra es de un 20%, en tanto que la calcopirita es de sólo 2%.

Diagrama paragenético

Hipogénicos

Pirita \_\_\_\_\_

Calcopirita \_\_\_\_\_



Figura 15. Fotografía de la muestra no. 3 (600 X), pirita = pi, calcopirita = ccp.

La paragénesis de las muestras nos indica que se tienen minerales hipogénicos (pirita y calcopirita), y supergénicos (covelita y molibdenita). Se observa que la molibdenita  $\text{MoS}_2$  no se encuentra asociado a la pirita como la calcopirita.

Los tamaños de mineral encontrados indican una factibilidad de beneficiar por el proceso de flotación ya que presentan tamaños de partículas liberables. Sin embargo por la diseminación de éste, se tienen que manejar tonelajes enormes comparados con minerales encontrados como vetas o pequeñas vetas.

## CAPITULO IV

## Desarrollo Experimental.

Después de haber efectuado el estudio minerográfico del mineral de cobre, se procedió a definir el desarrollo experimental.

Se realizaron pruebas preliminares en la columna de flotación con diferentes tipos de minerales, para establecer los rangos de operación del sistema referentes a las variables del proceso.

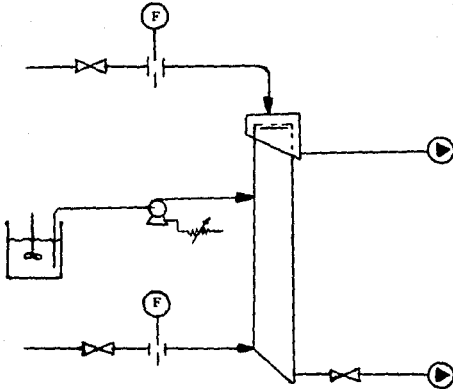
Con el objeto de analizar el efecto de cada una de las variables en base a estrategias de estudio propuestas por Clingan, Dobby y Amelunxen (op. cit.), se operó con una relación de flujo  $Q_r/Q_f$  positivo, y con las siguientes variables: % de sólidos en la alimentación, flujo de aire, flujo de pulpa alimentada y flujo de rocío de agua de lavado en los siguientes rangos.

- 20 - 35 % de sólidos
- 2000 - 3500  $\text{cm}^3/\text{min.}$  de aire
- 275.5 - 1200  $\text{cm}^3/\text{min.}$  de pulpa de alimentación y
- 0 - 490  $\text{cm}^3/\text{min.}$  de agua de rocío.

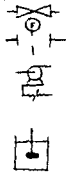
Los reactivos de flotación se adicionaron sin variación alguna durante las pruebas de flotación.

\* Colector; Aero 343 xantato (xantato isopropílico de sodio), 0.05gr/kg. de mineral<sup>(40)</sup>.

\* Hercomin; A-021, 0.03gr./kg. de mineral, 0.029ml/kg. de mineral ( $\rho_{A-021} = 1.046\text{gr./ml.}$ ).



## Simbología



Compuerta

Flujómetro

Bomba-resistencia  
variableTanque con  
agitación

Figura 16 Diagrama de flujo del circuito de flotación instalado en el Laboratorio de Metalurgia Extractiva para llevar a cabo las pruebas de flotación.



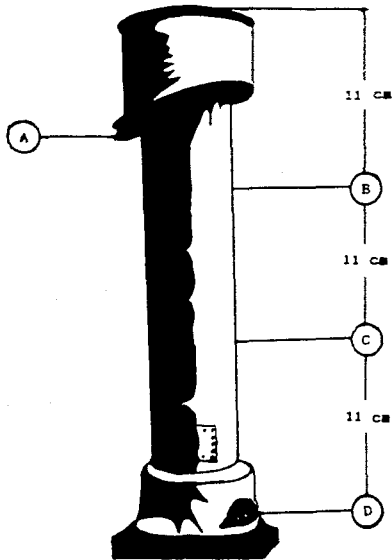


Figura 17 Diferentes zonas de muestreo dentro de la columna de flotación: (A) concentrado, (B) medios cerca de la cama de espuma, (C) medios cerca de la descarga de colas y (D) colas.

## CAPITULO V

## Resultados.

En base a la caracterización del mineral, se encontró que el diseminado de cobre (calcopirita como mineral principal), está finamente distribuido en la ganga (figuras 13, 14 y 15), y frecuentemente asociado a la pirita con minerales secundarios como la molibdenita y covelita.

La figura 18 nos muestra ya la distribución granulométrica con que se alimentó el mineral de forma continua al proceso de flotación, esta distribución nos indica un amplio rango de tamaño de partícula, con un 80% de acumulado negativo a + 300 $\mu$ m con una liberación de tamaño de partícula al 80% a 200 $\mu$ m.

Se efectuó un total de 16 pruebas para estudiar el efecto del % de sólidos, flujos de agua de lavado, pulpa alimentada y aire, por separado y una más para considerar de manera global las variables mencionadas, en la recuperación del mineral de cobre.

Cada variable en cuestión tiene 4 diferentes determinaciones, y cada determinación se realizó en función de las condiciones base excepto cuando se controlaba alguna variable en particular.

La figura 19 describe el comportamiento de la recuperación del mineral de cobre en función del flujo de agua de lavado que se rocía en la parte superior de la celda a 0, 225, 360, y 490 ml/min.

La recuperación disminuye ligeramente en el rango de cero a 225 ml/min. en un 2.7%, en cambio a partir de 225 hasta 490 ml/min.

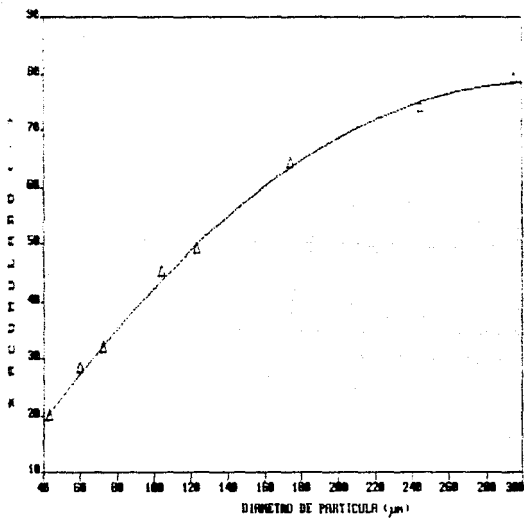


Figura 18

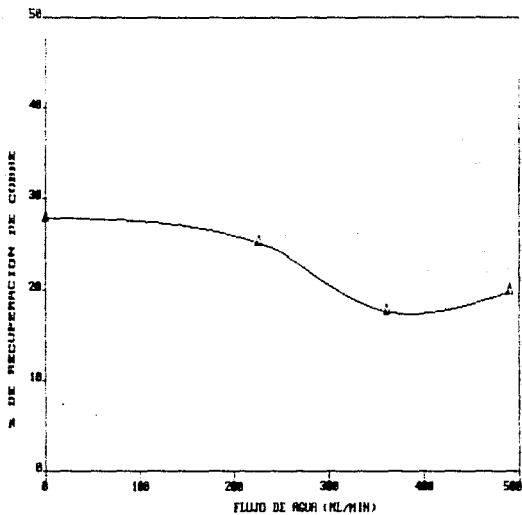


Figura 19

el cambio es más notable encontrándose una disminución hasta de 7.5% en la recuperación.

En los balances metalúrgicos respectivos para estas 4 primeras pruebas (pruebas 1,2,3 y 4), se observa una recuperación máxima de mineral de cobre de 27.7% y una mínima de 17.6% con una ley de 12.03 y 13.42% respectivamente.

Es importante recalcar, que las pruebas realizadas a lo largo de este trabajo, se ejecutaron como flotaciones primarias sin tratamientos subsecuentes, es decir, sin depuración, limpia y reliempia.

La figura 20, gráfica de recuperación del mineral de cobre en función del flujo de alimentación de pulpa a 275.5, 463.3, 1100 y 1200 ml/min. de forma aparente de cascana con un intervalo de recuperación máxima de 35 a 43%, sin embargo, el manejo de flujos altos (mayores a 500 ml/min.) es una limitante de la celda diseñada dada su capacidad y relación altura-diámetro.

Experimentalmente la recuperación más alta se alcanzó con un flujo de 1100 ml/min. y la mínima con 1200 ml/min. con una ley de concentrado de cobre de 6.2 y 13.78% respectivamente, sin embargo, la ley más baja registrada en los balances metalúrgicos para estas determinaciones (pruebas 5,6,7 y 8), es de 5.63% que corresponde a una recuperación de 33%.

La figura 21, es una gráfica de recuperación del mineral de cobre en función del % de sólidos, curva que se presenta invertida en referencia a las figuras 19 y 20. Ahora, la recuperación se ve afectada fuertemente por la cantidad de sólidos en suspensión.

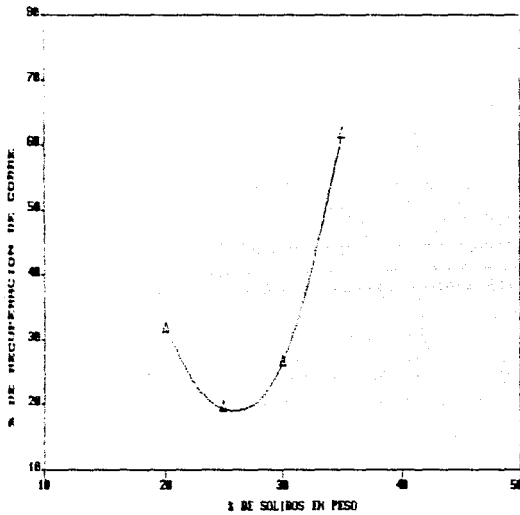


Figura 21

En el rango de 20-25% de sólidos la recuperación disminuyó de 31.7 a 19.4%, pero del 25-35% de sólidos, aumenta rápidamente de 19.4 hasta 61.5%.

Aquí la recuperación máxima es de 61.5% y la mínima de 19.4% que corresponden según los balances metalúrgicos (pruebas 9,10,11 y 12), a 14.47 y 9.27% de ley de concentrado de cobre respectivamente. La ley mínima se presentó cuando se logró una recuperación de 31.7% que corresponde a un 20% de sólidos.

La figura 22, gráfica de % recuperación de mineral de cobre en función del flujo de aire suministrado para la formación de burbujas, indica con una curva ajustada de varianza = 1.243E+00, que existe una zona o región de suministro de aire en el cual es factible el controlar las recuperaciones del mineral de cobre. Esta región comprende de 1800-3800 ml/min., la máxima recuperación alcanzada es de sólo 30.2% y la mínima de 19.1% que corresponde según los balances metalúrgicos (pruebas 13,14,15 y 16), a una ley de 13.5 y 11.6% respectivamente. La ley más baja registrada en estas pruebas es de 4.78% que corresponde a una recuperación del mineral de cobre de 28.5%.

En lo que al mineral de molibdeno se refiere, su ley promedio es de sólo 1.812% con una varianza = 0.763E+00.

La figura 23 muestra un resumen de las pruebas realizadas hasta aquí, y se puede observar que el % de sólidos es una de las variables que más influye en la recuperación del mineral de cobre con las condiciones ya establecidas.

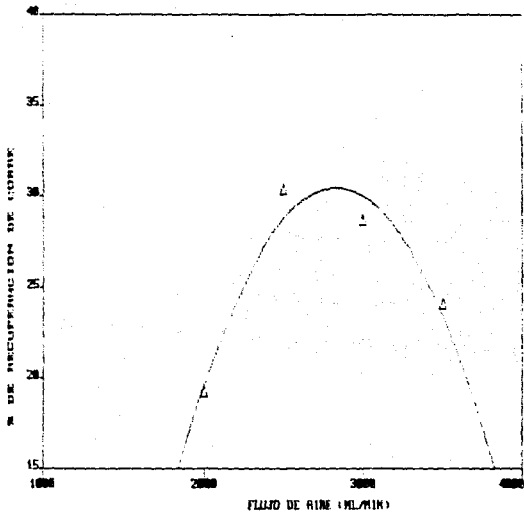


Figura 22



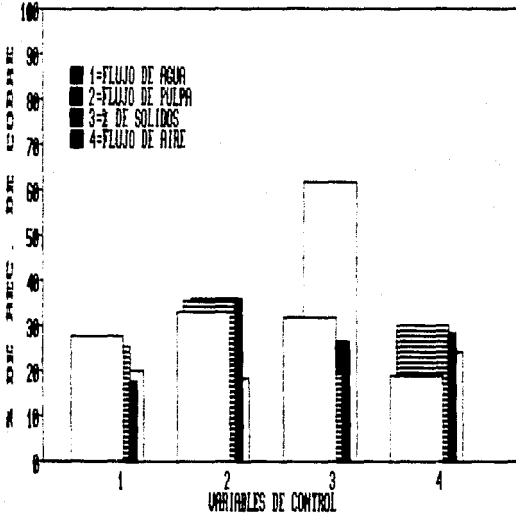


Figura 23 En cada una de las variables, las condiciones son como sigue; del frente hacia atrás: flujo de agua, 0, 225, 360 y 490  $\text{cm}^3/\text{min}$ . Flujo de pulpa, 275.5 463.3, 1100 y 1200  $\text{cm}^3/\text{min}$ . % de sólidos, 20, 25, 30 y 35%. Flujo de aire, 2000, 2500, 3000 y 3500  $\text{cm}^3/\text{min}$ .

De acuerdo con los parámetros de máxima recuperación encontrados en las figuras 19, 20, 21 y 22, se propusieron las nuevas condiciones para realizar la prueba de mejoramiento de recuperación en la que se involucraron de manera simultánea cada una de las variables estudiadas. Similámente la tabla 4, muestra las condiciones de operación de esta prueba.

Tabla 4

35% de sólidos en peso
2500 ml/min. de aire insuflado
400.5 ml/min. de pulpa alimentada
225 ml/min. de agua de rocío
Tiempo de residencia; 5 min.
Tiempo de acondicionamiento 5 min.
Colector xantato; 0.05gr/kg de mineral
Espumante hercolon A-021; 0.03gr/kg mineral
Modificador de pH CaO; 2-4gr/kg mineral pH=9
Peso de muestra 1kg.

El balance metalúrgico para la prueba no.17, indica los cambios que se desarrollaron al considerar la intervención de cada una de las variables en cuestión, la recuperación en esta prueba de flotación primaria comparada con las anteriores es más alta (90.7%) en tanto que la ley de concentrado de cobre es de 11.1% y la ley en el concentrado de cobre de molibdeno baja de 1.812 a 0.825% con una recuperación de 68.86%.

Balances metalúrgicos correspondientes a las pruebas de flotación

Prueba # 1 (Variable de control, flujo de rocío = 0 cm<sup>3</sup>)

		Productos				
		A	B	C	D	Total
	gr.	12.0	7.0	8.70	972.30	1000.0
	% peso	1.2	0.7	0.87	97.23	100.0
% Ley	% Cu	12.03	0.472	0.369	0.379	
	% Mo	2.09	0.026	0.020	0.024	
	% Fe	21.90	2.280	1.520	2.600	
Cont	Cu	14.436	0.330	0.321	36.850	51.937
	Mo	2.435	0.020	0.017	2.334	4.806
	Fe	26.280	1.590	1.322	252.798	281.990
% Rec	Cu	27.975	0.635	0.618	70.951	100.000
	Mo	50.666	0.416	0.354	48.564	100.000
	Fe	9.319	0.564	0.469	89.648	100.000

CABEZA CALCULADA

% Cu	% Mo	% Fe
0.519	0.048	2.819

Prueba # 2 (Variable de control; flujo de rocío = 225ca<sup>3</sup>/min)

		Productos				
		A	B	C	D	Total
	gr.	10.0	6.8	8.1	975.1	1000.0
	%peso	1.0	0.68	0.81	97.51	100.0
% L E Y	%Cu	12.060	0.433	0.376	0.361	
	%Mo	2.320	0.038	0.009	0.004	
	%Fe	20.600	1.600	1.320	2.080	
C o n t	Cu	12.060	0.294	0.305	35.201	47.860
	Mo	2.320	0.026	0.007	0.390	2.743
	Fe	20.600	1.088	1.069	202.821	225.578
% R e c	Cu	25.198	0.614	0.637	73.550	100.000
	Mo	84.579	0.948	0.255	14.218	100.000
	Fe	9.132	0.482	0.474	89.912	100.000

CABEZA CALCULADA

%Cu	%Mo	%Fe
0.478	0.027	2.255

Prueba # 3 (Variable de control; flujo de rocío = 360 cm<sup>3</sup>/min.)

		Productos				
		A	B	C	D	Total
	gr.	6.2	9.9	23.4	960.5	1000.0
	% peso	0.620	0.990	2.340	96.050	100.0
E L e y	%Cu	13.420	0.472	0.353	0.392	
	%Mo	2.181	0.058	0.009	0.010	
	%Fe	13.000	1.360	1.360	1.520	
C o n t	Cu	8.320	0.467	0.826	37.652	47.265
	Mo	1.352	0.057	0.021	0.961	2.391
	Fe	8.060	1.346	3.182	145.996	158.584
E r e c	Cu	17.603	0.988	1.748	79.661	100.000
	Mo	56.545	2.384	0.878	40.192	100.000
	Fe	5.082	0.849	2.007	92.062	100.000

## CABEZA CALCULADA

%Cu	%Mo	%Fe
0.472	0.023	1.585

Prueba # 4 (Variable de control; flujo de rocío =490cm<sup>3</sup>/min)

Productos						
		A	B	C	D	Total
Gr.		7.5	12.2	17.3	963.0	1000.0
%peso		0.750	1.220	1.730	96.300	100.0
% L e e y	%Cu	10.660	0.480	0.457	0.321	
	%Mo	1.480	0.066	0.036	0.066	
	%Fe	11.800	1.320	1.680	1.440	
C o n t	Cu	7.995	0.586	0.791	30.912	40.284
	Mo	1.110	0.081	0.062	0.578	1.831
	Fe	8.650	1.610	2.906	138.672	152.038
% R e c	Cu	19.847	1.455	1.964	76.735	100.000
	Mo	60.623	4.424	3.386	31.567	100.000
	Fe	5.821	1.059	1.911	91.209	100.000

## CABEZA CALCULADA

%Cu  
0.402

%Mo  
0.018

%Fe  
1.520

Prueba # 5 (Variable de control; flujo de alimentación de pulpa = 275.5cm<sup>3</sup>/min.)

Productos						
		A	B	C	D	Total
gr.		26.6	19.8	14.0	939.6	1000.0
%peso		2.66	1.98	1.4	93.96	100.0
%Ley	%Cu	5.630	0.300	0.336	0.312	
	%Mo	0.761	0.017	0.026	0.019	
	%Fe	6.800	1.120	1.120	1.28	
Cont	Cu	14.976	0.594	0.470	29.316	45.356
	Mo	2.024	0.034	0.036	1.785	3.879
	Fe	18.088	2.218	1.568	120.269	142.143
%Rec	Cu	33.019	1.310	1.036	64.635	100.000
	Mo	52.178	0.877	0.928	46.017	100.000
	Fe	12.725	1.560	1.103	84.611	100.000

## CABEZA CALCULADA

%Cu	%Mo	%Fe
0.453	0.038	1.421

Prueba # 6 (Variable de control; flujo de alimentación de pulpa =463.3cm<sup>3</sup>/min.)

		Productos				
		A	B	C	D	Total
	gr.	21.6	18.2	36.5	923.7	1000.0
	%peso	2.16	1.82	3.65	92.37	100.0
% L e y	%Cu	8.690	0.318	0.354	0.356	
	%Mo	1.414	0.019	0.026	0.013	
	%Fe	6.800	1.080	1.240	1.560	
C o n t	Cu	18.770	0.579	1.292	32.884	53.525
	Mo	3.054	0.035	0.095	1.201	4.385
	Fe	14.668	1.966	4.526	144.097	165.277
% R e c	Cu	35.068	1.082	2.414	61.437	100.000
	Mo	69.647	0.798	2.166	27.389	100.000
	Fe	8.887	1.190	2.738	87.185	100.000

## CABEZA CALCULADA

%Cu  
0.535

%Mo  
0.043

%Fe  
1.652



Prueba # 7 (Variable de control: flujo de alimentación de pulpa = 1100 cm<sup>3</sup>/min.)

		Productos				
		A	B	C	D	Total
	gr.	30.3	34.7	28.1	906.9	1000.0
	libras	3.0	3.5	2.8	90.7	100.0
% Ley	%Cu	6.240	0.364	0.416	0.348	
	%Mo	1.104	0.038	0.038	0.015	
	%Fe	7.800	1.480	1.600	1.560	
Cont	Cu	18.907	1.263	1.169	31.560	52.899
	Mo	3.345	0.132	0.107	1.360	4.944
	Fe	23.634	5.136	4.496	141.476	174.742
% Rec	Cu	35.742	2.388	2.210	59.661	100.000
	Mo	67.658	2.670	2.164	27.508	100.000
	Fe	13.525	2.939	2.573	80.963	100.000

## CABEZA CALCULADA

%Cu	%Mo	%Fe
0.528	0.049	1.747

Prueba # 8 (Variable de control: flujo de alimentación de pulpa =1200cm<sup>3</sup>/min.)

		Productos				
		A	B	C	D	Total
	gr.	7.1	17.9	21.1	953.9	1000.0
	Speso	0.71	1.79	2.11	95.39	100.0
g L e y	%Cu	13.780	0.397	0.412	0.444	
	%Mo	2.845	0.062	0.033	0.027	
	%Fe	10.700	1.120	1.360	2.360	
C o n t	Cu	9.784	0.711	0.869	42.353	53.171
	Mo	2.020	0.111	0.070	2.576	4.777
	Fe	7.597	2.005	2.170	225.120	237.592
g R e c	Cu	18.214	1.324	1.618	78.845	100.000
	Mo	42.286	2.324	1.465	53.925	100.000
	Fe	3.197	0.844	1.208	94.751	100.000

## CABEZA CALCULADA

%Cu  
0.531

%Mo  
0.047

%Fe  
2.375

Prueba # 9 (Variable de control; %de sólidos en alimentación =20%).

		Productos				
		A	B	C	D	Total
gr.		22.0	11.5	16.6	9.5	1000.0
Kpeso		2.2	1.15	1.66	94.99	100.0
% L e y	%Cu	6.330	0.336	0.323	0.306	
	%Mo	0.931	0.016	0.021	0.012	
	%Fe	6.000	1.280	1.240	1.240	
C o n t	Cu	13.926	0.386	0.536	29.067	43.915
	Mo	2.048	0.018	0.035	1.140	3.241
	Fe	13.200	1.472	2.058	117.778	134.518
% R e c	Cu	31.711	0.879	1.221	66.189	100.000
	Mo	63.190	0.555	1.080	35.174	100.000
	Fe	9.813	1.094	1.530	87.5563	100.000

## CABEZA CALCULADA

%Cu  
0.439

%Mo  
0.032

%Fe  
1.345

Prueba # 10 (Variable de control; % de sólidos en la alimentación =25%).

Productos						
		A	B	C	D	Total
	gr.	11.4	18.1	23.7	946.8	1000.0
	%peso	1.14	1.81	2.37	94.68	100.0
% Ley	%Cu	9.270	0.357	0.340	0.447	
	%Mo	2.445	0.025	0.023	0.340	
	%Fe	7.900	1.280	1.120	1.920	
Cont	Cu	10.568	0.646	0.806	42.322	54.342
	Mo	2.787	0.045	0.055	3.219	6.106
	Fe	9.006	2.317	2.614	181.786	195.763
% Rec	Cu	19.447	1.189	1.483	77.881	100.000
	Mo	45.644	0.737	0.901	52.719	100.000
	Fe	4.600	1.184	1.356	92.860	100.000

## CABEZA CALCULADA

%Cu	%Mo	%Fe
0.543	0.061	1.957

Prueba # 11 (Variable de control; % de sólidos en la alimentación =30%).

Productos						
		A	B	C	D	Total
gr.		10.5	21.0	34.5	934.0	1000.0
%peso		1.05	2.1	3.45	93.4	100.0
% L e y	%Cu	13.300	0.488	0.384	0.392	
	%Mo	2.882	0.064	0.036	0.016	
	%Fe	9.800	1.400	1.320	1.920	
C o n t	Cu	13.965	0.941	1.325	36.613	52.844
	Mo	3.026	0.134	0.124	1.494	4.778
	Fe	10.290	2.940	4.554	179.328	197.112
% R e c	Cu	26.427	1.781	2.507	69.285	100.000
	Mo	63.332	2.805	2.595	31.268	100.000
	Fe	5.220	1.492	2.310	90.978	100.000

## CABEZA CALCULADA

%Cu	%Mo	%Fe
0.528	0.047	1.971

Prueba # 12 (Variable de control; % de sólidos en la alimentación =35%).

Productos						
		A	B	C	D	Total
gr.		52.4	26.8	46.3	874.5	1000.0
%peso		5.24	2.68	4.63	87.45	100.0
g L e y	%Cu	14.470	0.392	0.369	0.510	
	%Mo	2.761	0.032	0.033	0.019	
	%Fe	12.700	1.160	1.040	2.760	
C o n t	Cu	75.823	1.051	1.708	44.600	123.182
	Mo	14.468	0.086	0.153	1.662	16.369
	Fe	66.548	3.109	4.811	237.864	312.336
g R e c	Cu	61.554	0.853	1.387	36.207	100.000
	Mo	88.387	0.525	0.935	10.153	100.000
	Fe	21.307	0.995	1.542	76.156	100.000

## CABEZA CALCULADA

%Cu	%Mo	%Fe
1.231	0.163	3.123

Prueba # 13 (Variable de control; flujo de aire = 2000cm<sup>3</sup>/min.)

Productos						
		A	B	C	D	Total
gr.		8.9	23.1	21.0	947.0	1000.0
%peso		0.890	2.31	2.10	94.70	100.0
% L e y	%Cu	11.560	0.392	0.469	0.440	
	%Mo	2.220	0.049	0.041	0.038	
	%Fe	9.700	1.160	1.320	1.760	
C o n t	Cu	10.288	0.906	0.985	41.668	53.847
	Mo	1.976	0.113	0.086	1.599	5.774
	Fe	8.633	2.680	2.772	166.672	180.757
% R e c	Cu	19.106	1.683	1.829	77.382	100.000
	Mo	34.222	1.957	1.489	62.331	100.000
	Fe	4.776	1.483	1.534	92.208	100.000

CABEZA CALCULADA

%Cu	%Mo	%Fe
0.538	0.057	1.807

Prueba # 14 (Variable de control; flujo de aire =2500cm<sup>3</sup>/min.)

Productos						
		A	B	C	D	Total
Gr.		9.1	22.2	22.7	946.0	1000.0
Peso		0.91	2.22	2.27	94.6	100.0
% L e y	%Cu	13.550	0.349	0.536	0.284	
	%Mo	1.935	0.028	0.025	0.024	
	%Fe	12.100	1.160	1.320	1.240	
C o n t	Cu	12.331	0.775	0.808	26.895	40.809
	Mo	1.761	0.062	0.057	2.270	4.150
	Fe	11.011	2.575	2.996	117.304	133.886
% R e c	Cu	30.216	1.899	1.980	65.905	100.000
	Mo	42.434	1.494	1.373	54.699	100.000
	Fe	8.224	1.923	2.238	87.615	100.000

## CABEZA CALCULADA

%Cu	%Mo	%Fe
0.408	0.041	1.338



EST. TECN. MIN. DEBE  
SALIR DE LA BIBLIOTECA

Prueba # 15 (Variable de control; flujo de aire = 3000cm<sup>3</sup>/min.)

		Productos				
		A	B	C	D	Total
gr.		25.6	22.8	25.5	926.1	1000.0
Peso		2.56	2.28	2.55	92.61	100.0
% L e y	%Cu	4.780	0.368	0.312	0.314	
	%Mo	0.650	0.028	0.016	0.031	
	%Fe	3.500	1.340	1.160	1.360	
C o n t	Cu	12.237	0.839	0.796	29.080	42.952
	Mo	1.664	0.064	0.041	2.871	4.640
	Fe	8.960	2.827	2.958	125.950	149.695
% R e c	Cu	28.490	1.953	1.853	67.703	100.000
	Mo	35.862	1.379	0.884	61.875	100.000
	Fe	6.368	2.009	2.102	89.520	100.000

CABEZA CALCULADA

%Cu  
0.429

%Mo  
0.046

%Fe  
1.496

Prueba # 16 (Variable de control; flujo de aire =3500cm<sup>3</sup>/min.)

Productos						
		A	B	C	D	Total
gr.		15.3	25.2	35.0	924.5	1000.0
%peso		1.53	2.52	3.5	92.45	100.0
% L e y	%Cu	6.300	0.357	0.315	0.309	
	%Mo	1.035	0.020	0.026	0.026	
	%Fe	5.000	1.240	1.200	1.080	
C o n t	Cu	9.630	0.900	1.103	28.567	40.209
	Mo	1.584	0.050	0.091	2.404	4.129
	Fe	7.650	3.125	4.200	99.846	114.821
% R e c	Cu	23.972	2.238	2.743	71.046	100.000
	Mo	38.363	1.211	2.204	58.222	100.000
	Fe	6.663	2.722	3.658	86.958	100.000

CABEZA CALCULADA

%Cu	%Mo	%Fe
0.402	0.041	1.148

## Prueba # 17 (Con nuevas condiciones de operacion)

Productos						
		A	B	C	D	Total
gr.		35.2	22.0	38.2	904.0	1000.0
%peso		3.52	2.2	3.82	90.4	99.9
%Ley	%Cu	11.100	0.240	0.200	0.030	
	%Mo	0.825	0.098	0.074	0.009	
	%Fe	11.700	0.840	0.840	0.760	
Cont	Cu	39.070	0.528	0.764	0.271	43.072
	Mo	2.904	0.216	0.283	0.814	4.217
	Fe	41.184	1.848	3.208	68.704	114.944
%Rec	Cu	90.740	1.225	1.773	6.291	100.000
	Mo	68.860	5.122	6.710	19.302	100.000
	Fe	35.829	1.607	1.790	59.770	100.000

## CABEZA CALCULADA

%Cu	%Mo	%Fe
0.430	0.042	1.149

Análisis químico por absorción atómica de las pruebas de flotación.

Prueba # 1

	%Cu	%Mo	%Fe
A	12.03	2.029	21.90
B	0.47	0.028	2.28
C	0.37	0.020	1.52
D	0.38	0.024	2.60

Prueba # 2

	%Cu	%Mo	%Fe
A	12.06	2.320	20.60
B	0.43	0.038	1.60
C	0.38	0.009	1.32
D	0.36	0.004	2.08

Prueba # 3

	%Cu	%Mo	%Fe
A	13.42	2.180	13.00
B	0.47	0.058	1.36
C	0.35	0.009	1.36
D	0.39	0.010	1.52

Prueba # 4

	%Cu	%Mo	%Fe
A	10.66	1.476	11.80
B	0.48	0.066	1.32
C	0.46	0.036	1.68
D	0.32	0.006	1.44

Prueba # 5

	%Cu	%Mo	%Fe
A	5.63	0.761	6.80
B	0.30	0.017	1.12
C	0.34	0.026	1.12
D	0.31	0.018	1.28

Prueba # 6

	%Cu	%Mo	%Fe
A	8.69	1.414	6.80
B	0.32	0.019	1.08
C	0.35	0.026	1.24
D	0.35	0.013	1.56

## Prueba # 10

	%Cu	%Mo	%Fe
A	9.27	2.445	7.90
B	0.36	0.026	1.28
C	0.34	0.023	1.12
D	0.44	0.034	1.92

## Prueba # 11

	%Cu	%Mo	%Fe
A	13.30	2.882	9.80
B	0.45	0.064	1.40
C	0.39	0.036	1.32
D	0.39	0.016	1.92

## Prueba # 12

	%Cu	%Mo	%Fe
A	14.47	2.761	12.70
B	0.39	0.032	1.16
C	0.37	0.033	1.04
D	0.51	0.019	2.72

## Prueba # 13

	%Cu	%Mo	%Fe
A	11.56	2.220	9.27
B	0.39	0.049	1.16
C	0.46	0.041	1.32
D	0.44	0.038	1.76

## Prueba # 14

	%Cu	%Mo	%Fe
A	13.55	1.935	12.10
B	0.35	0.028	1.16
C	0.35	0.025	1.32
D	0.28	0.024	1.24

## Prueba # 15

	%Cu	%Mo	%Fe
A	4.78	0.650	3.50
B	0.37	0.028	1.24
C	0.31	0.016	1.16
D	0.31	0.031	1.36

## Prueba # 16

	%Cu	%Mo	%Fe
A	6.30	1.035	5.00
B	0.36	0.020	1.24
C	0.31	0.026	1.20
D	0.30	0.026	1.08

## \* Prueba # 17 \*

	%Cu	%Mo	%Fe
A	11.10	0.825	11.70
B	0.24	0.098	0.84
C	0.20	0.074	0.84
D	0.12	0.086	0.76

## Cabeza analizada

	%Cu	%Mo	%Fe
	0.59	0.054	2.60



## Discusión de resultados

El comportamiento de cada variable analizada por separado provee de una mejor herramienta para determinar su influencia en la recuperación del mineral de cobre.

El flujo de agua utilizada para el lavado del concentrado en la parte superior en la columna beneficia a la recuperación, figura 19. Esto concuerda con el trabajo de Coffin y Cienski<sup>6</sup> quienes reportan que el aumento de agua de lavado aumenta la recuperación, sin embargo, si el área de los orificios del rociador son constantes, y se incrementa el flujo, aumenta la velocidad del agua rociada en la cama de espuma ocasionando no sólo un rompimiento de burbuja sino que también logra atravesar la cama de burbuja impidiendo que las burbujas ya mineralizadas lleguen a la superficie como consecuencia de altos flujos de lavado.

Como se observa en la figura 21, al disminuir el % de sólidos también disminuye la recuperación. El flujo de agua considerada como operacional en la celda fue de 225 ml/min., por abajo de este valor se incrementó ligeramente la recuperación pero debido a que se arrastró lamas en el concentrado con partículas minerales y estériles (balances metalúrgicos de pruebas 1, 2, 3 y 4).

Una de las variables que causó más dificultad en su control fue el flujo de pulpa alimentada ya que el tener variaciones en la alimentación, se producen cambios en la descarga, aun sin considerar las fluctuaciones provocadas por la estabilización del nivel de pulpa al realizar el muestreo dentro de la columna.

Al aumentar el flujo de pulpa disminuye la fracción volumétrica de aire y es insuficiente para flotar el incremento de partículas minerales dadas por el aumento de pulpa en la celda, sin embargo, hay un arrastre de material estéril por lo que se puede observar en la figura 20, una buena recuperación con flujos altos, mas si se observa en los balances metalúrgicos (pruebas 5, 6, 7 y 8), las leyes obtenidas en general son muy bajas (entre 5 y 8%, excepto en la prueba 8 que fue la ley más alta 13.78%). En este caso el flujo seleccionado para la flotación es de 463.3 ml/min., flujo que en la celda se pudo controlar sin dificultad y que alcanzó 35.1% de recuperación en su prueba correspondiente.

El % de sólidos fue un factor determinante en la flotación, aunque en la figura 21 presenta una disminución de recuperación al aumentar el % de sólidos (en el rango de 20-25% de sólidos) debido quizá al taponeamiento o a la disminución de descarga, aumentando así, el tiempo de residencia de la partícula y por tanto también la recuperación. Existió un notable aumento en la recuperación al aumentar el % de sólidos, mas esta recuperación no puede alcanzar valores altos debido principalmente a la dificultad que se presenta al manejar una pulpa de alta densidad, ya que se alimentó constantemente mediante una bomba peristáltica con una manguera de

0.5 cm de diámetro, y no era posible alimentar pulpa de mayor % de sólidos a la celda por las condiciones impuestas por el equipo.

Ciertamente un aumento en el % de sólidos en la pulpa repercute directamente en la recuperación del mineral, al haber más partículas en suspensión en la celda, la velocidad terminal de éstas se ve impedida primero por el aumento de partículas y segundo por la distribución de partículas encontradas que obstaculizan la sedimentación aumentando el tiempo de residencia de la partícula logrando así, una mayor recuperación del mineral de cobre. El % de sólidos para la operación de la celda fue de 35%, con una recuperación de 61.5% y una ley de 14.47% (balance metalúrgico de la prueba 12).

Otro punto importante es el flujo de aire suministrado y la distribución de burbuja generada.

El comportamiento del aire, para mantener en suspensión a la pulpa mineral y flotar las partículas de interés está muy bien delimitado figura 22. A bajo suministro de aire simple y sencillamente no hay flotación además de que ocurre una rápida sedimentación de las partículas. Un alto suministro de aire provoca un rompimiento de burbujas así como una agitación de pulpa violenta que también impide la flotación del mineral.

La distribución de la burbuja lograda (con un aspersor de cuarzo sinterizado con partículas de 43-38 $\mu$ ), genera burbujas con tamaños menores a 1 mm de diámetro, con esto aseguramos tener áreas superficiales mayores para la adherencia en la burbuja, que las producidas por burbujas de gran tamaño, y que al ascender y aumentar

todavía más su tamaño debido a la disminución de las fuerzas de atracción, se colapsan liberando su carga mineral.

La insuflación de aire a la celda que alcanzó una buena recuperación (balance metalúrgico de prueba 14) fue de 2500 ml/min.

Como puede verse de las 16 pruebas realizadas y de las figuras 19,20,21 y 22, existen 4 pruebas que por las condiciones establecidas para la flotación debieron resultar muy similares en su recuperación, es decir, cuando en cada una de las 4 determinaciones se operó con; 30% de sólidos, 225 ml/min. de agua de lavado, 3000 ml/min. de aire y 463.3 ml/min. de pulpa. Si localizamos estos 4 valores en sus gráficas correspondientes y obtenemos la recuperación encontramos que se tiene 26.4, 25.1, 23.97 y 35.7% respectivamente. El valor más alejado corresponde al flujo de pulpa alimentada con una variación de un 32.85% del valor más bajo y un 26.05% del valor más alto. Se pensó entonces que esta variación se debió principalmente a que en las pruebas de flujo de pulpa controlado se arrastraron lamas que contribuyeron a elevar la recuperación (ver peso de muestras en los balances metalúrgicos de pruebas 5,6,7 y 8).

El efecto simultáneo de las variables antes mencionadas, con un incremento de 3 minutos en tiempo de residencia (aumento de 2 a 5 minutos), se muestra en el balance metalúrgico de la prueba 17. La recuperación alcanzada es de un 90.7% que concuerda con los datos propuestos por Dobby, Finch<sup>(5)</sup> y Clingan, McGregor<sup>(17)</sup> referentes a la recuperación en función del tiempo de residencia y relación altura-diámetro, en donde con un tiempo de residencia de 5 min. recuperan aproximadamente 88% de mineral y con una relación altura-diámetro de 6.2 recuperan aproximadamente un 92% .

## Conclusiones

-La recuperación como punto fundamental dentro de este trabajo, permite interaccionar con diferentes variables del proceso de flotación en columna y obtener sus características inherentes a su control y como tal, la recuperación del mineral es importante en los procesos metalúrgicos y en evaluaciones económicas. Se evaluó la recuperación en función del diseminado que se pierde en las colas por estar asociado a estériles y por su característica de pórfido.

-Mediante una serie de pruebas experimentales base en la columna de flotación, con un control completamente manual y de problemas de limitación de equipo, se logró en una prueba final elevar la recuperación hasta un 90.7% bajo condiciones óptimas de cada variable. Cuando las pruebas se desarrollaron por separado, la recuperación máxima alcanzada fue de 61.5% cuando se operó con 35% de sólidos. Siendo esta, una de las variables que más influyó en el proceso de flotación dentro de los parámetros que se consideraron.

-La operación manual de una celda de flotación en columna es posible a medida que se adquiere experiencia en su operación. Sin embargo, presenta ciertas dificultades operacionales debido a la fluctuación en la alimentación y por tanto en el nivel de pulpa ocasionando baja recuperación.

-En general, el objetivo de este trabajo se cumplió realizando así un estudio de recuperación del mineral de cobre, logrando identificar las variables de mayor impacto en la recuperación donde el porcentaje de sólidos y el tiempo de residencia son imprescindibles así como la alimentación de pulpa y aire insuflado, sin que otros parámetros carezcan de importancia.

#### Recomendaciones para trabajos futuros

-Puesto que la columna opera con un mecanismo diferente a las convencionales, se recomienda inicialmente familiarizarse con su mecanismo de operación y aunque se puede trabajar manualmente, existen sistemas instrumentales simples o tan sofisticados como se requiera, para facilitar la tarea de operar una columna de flotación con buenos resultados.

-Es necesario realizar modelos de simulación para proyectar los resultados de laboratorio a diseño y operación de columnas a nivel industrial.

-Para comprender mejor el comportamiento de las partículas minerales dentro de la columna, es preferible clasificar y conocer el tamaño de partícula alimentada, analizando las características del concentrado, medios y colas.

-Contemplar un estudio sobre el comportamiento de la pulpa al ser alimentada en la columna, tipo de flujos formados, velocidades de sedimentación, distribución granulométrica y tamaño de burbujas, ellos afectan directamente la recuperación del mineral.

## Glosario

- C Concentrado SDTPH
- c Analisis quimico para concentrado %
- Cp Concentración de partículas
- D Coeficiente de dispersión axial de cualquier fase
- Di Coeficiente de dispersión axial del liquido
- Dp Coeficiente de dispersión axial del solido
- db Diámetro de la burbuja
- dp Diámetro de la particula
- dc Diámetro de la columna
- Ex Eficiencia fraccional de recuperación de las burbujas de gas
- F Alimentación SDTPH
- f Analisis quimico para la alimentación %
- K Constante de recuperacion
- L Longitud de la columna
- L/S Relacion en peso de liquido a solido
- Nd Número de dispersión para el liquido
- Qr Flujo volumetrico a colas USGPM
- Qc Flujo volumétrico a concentrado USGPM
- Qr Flujo volumétrico a la alimentación USGPM
- Q<sub>r-c</sub> Flujo volumétrico de alimentación reportado en el concentrado
- Q<sub>ws</sub> Flujo volumetrico de agua en el agua de rocío USGPM
- Q<sub>wc</sub> Flujo volumetrico de agua de rocío reportada en el concentrado



Qvr	Flujo volumétrico de agua de rocío reportada en colas
Rec.	Fracción de recuperación del metal en el concentrado
R	Recuperación fraccional
Rc	Recuperación de concentrado en la zona de limpia
Rk	Colección de concentrado en la zona de recuperación
Rr	Recuperación total
t	Análisis químico para colas
t	Tiempo (se especifica nomenclatura para colas o tiempo)
U	Velocidad de cualquier fase
U <sub>l</sub>	Velocidad del líquido
V <sub>g</sub>	Velocidad terminal de la partícula
x	Distancia de abajo hacia arriba en la zona de recuperación
$\rho$	Gravedad específica de la pulpa o sólidos
$\rho_p$	Densidad de las partículas
$\tau$	Tiempo de residencia medio de la partícula.

## Referencias bibliograficas

- 1.- Rabockai Tibor Fisico-quimica de superficies Instituto de Quimica da Universidade de São Paulo. São Paulo, Brasil. Secretaria-Geral da Organização dos Estados Americanos. Programa Regional de Desenvolvimento Cientifico e Tecnológico. Washington, D.C. 1979.
- 2.- V.A. Glembotskii, V.I. Klassen, I.N. Plaksin Flotation Primary Sources New York 1972.
- 3.- D.A. Wheeler "Historical view of column flotation development"  
Column Flotation Company of Canada, Limited Dorval, Quebec, Canada. Column Flotation '88  
SME Annual Meeting, Phoenix, Arizona January 25-28, 1988.
- 4.- B.V. Clingan and D.R. McGregor "Column flotation experience at Magma Copper Company"  
Minerals and Metallurgical Processing, August 1987.
- 5.- G.S. Dobby, J.A. Finch "Flotation column scale-up and simulation". Paper No. 28 17<sup>th</sup> Canadian Mineral Processors Conference. July 3, 1985, Ottawa Canada.
- 6.- R.L. Amelunxen, "The mechanics of operation of column flotation machines". Gibraltar Mines Limited Box 130, McLeese Lake, B.C. Canada, Vol. IPO July 27, 1984.

- 7.- Weibai Hu, Guoming Liu "Design and operating experiences with flotation in China". Column Flotation'88 Proceedings of an International Symposium on Column Flotation. SME Annual Meeting, Phoenix, Arizona January 25-28, 1988.
- 8.- Technology News "Improved gas sparger system for column flotation" The Bureau of Mines, United States Department of the Interior. No. 281, July 1987.
- 9.- W.U. Vincent, B.G. Joseph Mixing Vol. I Academic Press Inc.  
(London) L.T.D. Fourth Printing 1973.
- 10.-R.A. Ynchausti, J.A. Herbs, L.B. Hales "Unique problems and opportunities associated with automation of column flotation cells". Column Flotation', Proceeding of an International Symposium of Column Flotation. SME Annual Meeting, Phoenix, Arizona January 25-28, 1988.
- 11.-J. Leja Surface chemistry of froth flotation University of British Columbia Vancouver, British Columbia Canada. Plenum Press. New York and London. Second Printing December 1983.
- 12.-M.C. Fuerstenau Flotation Vol. I Published by American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc. New York, New York 1976.
- 13.-A.M. Gaudin Principles of mineral dressing Ed. McGraw-Hill Book Company. New York and London 1939.

- 14.-A.S. Lynch, N.W. Johnson Mineral and coal flotation circuits  
Elsevier Scientific Publishing Company. Amsterdam-Oxford-New  
York 1981.
- 15.-Sillitoe R.L., " A plate tectonic model of the origin of  
porphyry copper deposits" Econ. Geo. Vol 67, 1972.
- 16.-Mining chemicals handbook Mineral Dressing, Notes No 26.
- 17.-B.V. Clingan, D.R. McGregor "Column flotation experience  
at ~~magma~~ copper company with related experience of other  
minerals, processors" Littleton, Colorado 80127.  
Magma Copper Company San Manuel, Arizona 1987.