



**NOTAS DE CLASE DE LA ASIGNATURA:**

## **CONCENTRACION DE MINERALES**

<b>M. Oswaldo Bustamante Rúa</b>	<b>I.M.M., MSc, PhD</b>
<b>Ana Cecilia Gaviria Cartagena</b>	<b>I.Q., MSc</b>
<b>Oscar Jaime Restrepo Baena</b>	<b>I.M.M. MSc., PhD</b>

**INSTITUTO DE MINERALES CIMEX**

**FACULTAD DE MINAS**

**ESCUELA DE MATERIALES**

**PROGRAMA CURRICULAR  
INGENIERÍA DE MINAS Y METALURGIA**

## **PRESENTACION**

El grupo de profesores del área del conocimiento en Metalurgia Extractiva del Programa Curricular Ingeniería de Minas y Metalurgia, tiene el gusto de presentar a ustedes un pequeño texto que es el resultado de la acumulación de notas de clase a través de los años, en los que han pasado cientos de nuestros queridos alumnos y los cuales han tenido la paciencia de ser nuestro discípulos y que nos han dado la alegría de verlos graduados como profesionales de la minería que a su vez han contribuido al desarrollo de Colombia.

Las notas de clase no serán nuevas para nuestros exalumnos, tal vez leyéndolas recordarán momentos difíciles de su carrera universitaria, instantes llenos de esperanza de alegría y de un sentimiento de formación en ingeniería que en su momento fue un camino doloroso y difícil, pero que ha servido de base para que “Trabajo y Rectitud” los acompañe durante la vida que se inicio en la claustros de la Facultad de Minas.

Este texto no está acabado, cada vez aparecen nuevas tecnologías, nuevas interpretaciones, pero los fundamentos de la separación sólido-sólido siguen vigentes, pues las leyes de la mecánica y la termodinámica que sostienen como grandes pilares la concentración de minerales permanecen como valiosas joyas del conocimiento humano y sustentan las principales hipótesis y teorías de los fenómenos de separación que sigue vigentes en la actualidad

Este texto disertará sobre estos fundamentos y no pretende ir más allá, con la esperanza de que nuestros exalumnos que cultiven en esta línea de trabajo sigan desarrollando y enriqueciendo el conocimiento del área.

El trabajo que se presentara aquí tiene sus raíces en los profesores que han sido los pioneros a través del tiempo de la Metalurgia Extractiva en la Facultad de Minas, son ellos los ingenieros de Minas y Metalurgia Luis Alberto Meza Saucedo, Luis Emilio Sánchez Zapata, José Vicente Rincón Pino y Jairo Gómez (q.e.p.d.), los cuales fueron los forjadores del IM CIMEX y cuyo legado recibimos y humildemente administramos y la ponemos al servicio de la minería en el país.

M. O. Bustamante, A. C. Gaviria, O. J. Restrepo,  
Medellín, Febrero de 2007

## INDICE

		Página
1	GENERALIDADES DE LA CONCENTRACIÓN DE MINERALES	1
1.1.	Definición de tenor	3
1.2.	Objetivo fundamental de la concentración	4
1.3.	Importancia y ubicación de la concentración de minerales en el contexto minero – metalúrgico	5
2.	INDICES METALURGICOS	7
2.1.	Balances de masa en un concentrador en estado estacionario	7
2.2	Clasificación de los Índices Metalúrgicos	8
2.3	Relacion entre la Recuperación ( <i>R</i> ) y la Razón de Enriquecimiento ( <i>R.E</i> )	11
2.4.	Indices metalurgicos y trazdos de plantas	12
2.5.	Otras expresiones de los índices metalúrgicos usados en operación de plantas concentradoras	13
3	LAS PARTICULAS MIXTAS Y LA CONCENTRACION DE MINERALES	15
4.	INTRODUCCIÓN AL DISEÑO Y TRAZADO DE PLANTAS DE CONCENTRACIÓN DE MINERALES	17
4.1.	Objetivo de cada etapa de concentración	17
4.2.	La recirculación de corrientes	17
5.	CONCENTRACION GRAVITACIONAL	23
5.1.	requerimientos para una eficiente concentración gravitacional	23
5.2.	<b>Tipos fundamentales de concentración gravitacional</b>	25
5.3	Separación en medios densos	26
5.4	Separación en lechos estratificados-Jigs	31
5.5	Sparación en películas (films)	42
6.	FLOTACIÓN ESPUMANTE	48
6.1	Termodinámica de la flotación y adhesión partícula burbuja	50
6.2.	Reactivos de flotación	55
6.3	Algunos ejemplos de la tecnología de la flotación espumante	67
7.	BIBLIOGRAFIA	71



## 1. GENERALIDADES DE LA CONCENTRACIÓN DE MINERALES

La concentración de minerales es la operación en la cual se eleva el tenor o concentración (en porcentaje) de una mena o mineral determinado, mediante el uso de equipos de separación sólido-sólido produciéndose así la segregación de dos o más especies mineralógicas y generar una corriente enriquecida en un mineral de interés.

Para ello, se pueden implementar dos métodos de separación, así:

### a. **Métodos que emplean diferentes propiedades físicas o volumétricas de las sustancias minerales.**

El grupo de tecnologías que asocia a estos métodos se caracterizan por ser fuertemente dependientes del tamaño de partícula y las propiedades diferenciales que generan la separación pueden ser:

- Diferencia de velocidad de sedimentación, a través de la diferencia de densidad de los sólidos (Concentración Gravimétrica)
- Diferencias de movimiento en un campo magnético de intensidad variable, a través de la diferencia de la susceptibilidad magnética de los minerales (Concentración Magnética)
- Quedarse adherido o saltar de una placa metálica, por diferencias en la conductividad eléctrica cuando las partículas están dentro de un campo eléctrico (Concentración Eléctrica).

### b. **Métodos que usan propiedades físico-químicas de superficie, tales como:**

- La adsorción o no de agua en la superficie del sólido, por lo tanto los que adsorban agua se humectarán (hidrofilicos) y otros que no se humectan (hidrofóbicos). Los que no adsorben agua (por ejemplo azufre, talco, grafito y molibdenita), serán rechazados por el medio acuoso y si se les coloca cerca de una burbuja de aire saldrían embebidos en ésta y flotarían. Lo anterior implica algunas otras condiciones que se detallaran más adelante.
- Adsorción selectiva de un tensoactivo de tal manera que se produzca una aglomeración selectiva un mineral o varios minerales y mantener dispersos a los demás minerales acompañantes, lo cual es muy útil cuando se procesan minerales de tamaños de grano ultrafinos (entre 10.0 y 1.0  $\mu\text{m}$ ) y coloidales (< 1.0  $\mu\text{m}$ ). En cada uno de los casos, si el tensoactivo es un polímero se conoce el

proceso como floculación selectiva y si es un ión formando un complejo inorgánico se conoce como coagulación selectiva.

La Tabla 1 muestra los diferentes métodos de concentración que suelen utilizarse industrialmente y las propiedades diferencial que utiliza cada uno de ellos; lo mismo que los nombres de los aparatos más empleados.

Para que se produzca una adecuada separación, debe existir entre los minerales a separar al menos un propiedad que tenga valores relativamente diferentes, tales como gravedad específica, susceptibilidad magnética, conductividad eléctrica o una repuesta fisicoquímica superficial bien diferente. Esta propiedad se denominará PROPIEDAD DIFERENCIAL.

El objetivo general será entonces; enriquecer el mineral eliminando ganga y minimizando las pérdidas de mineral útil en cuanto sea posible.

**Tabla 1.** Diferentes Métodos de Concentración de Minerales y Algunos Equipos Empleados

Nombre del Método	Propiedades que emplea para separar	Principales aparatos
Concentración Gravitacional	Diferencia de velocidad de sedimentación de los minerales	Sedimentador, Hidrociclón, Jig, Canalón Canaletas, Mesa Vibratoria, Espiral, Conos de Separación Centrifugas, entre otros
Concentración Magnética	Susceptibilidad magnética (atracción o no frente a una Magneto u imán)	Separador magnético de tambor, rodillos magnéticos, separador magnético tipo "carrusel", etc.
Concentración eléctrica	Conductividad eléctrica	Separador eléctrico de alta intensidad
Flotación espumante	Hidrofobicidad y/o hidrofiliidad del mineral (mojamiento o no)	Celdas de flotación y columnas de flotación
Floculación selectiva	Adsorción específica de un polímero y formación de flóculo	Sedimentador
Coagulación selectiva	Adsorción específica de iones inorgánicos y formación de una coágulo	Sedimentador

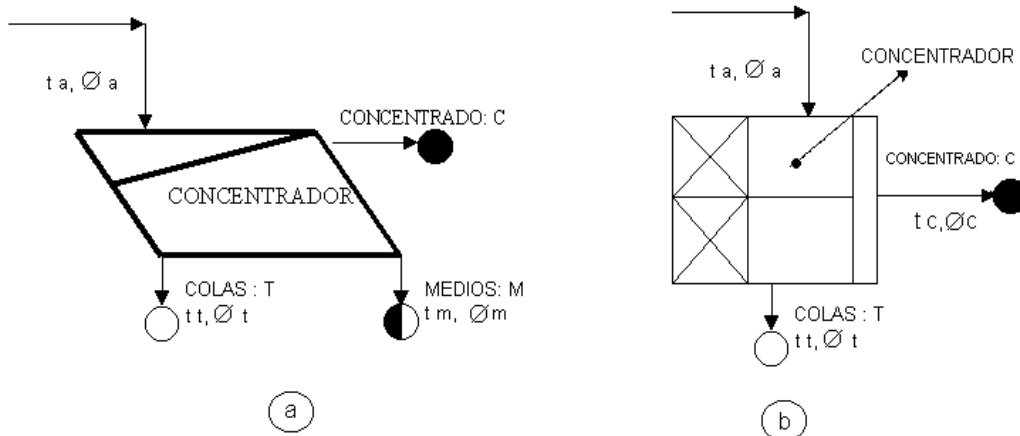
La Figura 1 muestra dos procesos de concentración en maquinas comunes con los diferentes productos que se obtienen; concentrados, medios y colas.

Algunas máquinas como la mesa vibratoria y la espiral generan tres productos; sin embargo, esta no es una situación típica, los cuales serían concentrados, medios y colas. Más adelante detallaremos este aspecto, de bastante importancia en la operación unitaria de concentración.

### 1.1. DEFINICIÓN DEL TENOR

El concepto de tenor se usa principalmente en la minería metálica, pero se puede hacer una extrapolación para su uso en minería de minerales industriales, lo cual se asocia al porcentaje (*en inglés "grade"*) de mineral útil respecto a toda la masa mineral extraída es importante en el desarrollo de los objetivos que se pretenden alcanzar en la concentración de minerales.

Podemos definir el tenor de un mineral como la relación que existe entre la cantidad másica de mineral de interés o útil respecto a la cantidad másica o volumétrica en la mena. Por lo tanto, el tenor se puede expresar en gramos de mineral útil por tonelada de material total, en porcentaje, en miligramos (mg) por metro cúbico de material total, etc.



**Figura 1.** Etapas de Concentración con sus Diferentes Productos. a) Mesa Vibratoria. b) Jig. Donde A, C, M, T: son los Flujo Másicos (en *ton/hr, kg/seg, etc*) de las corrientes de alimentación, concentrados, medios y colas respectivamente, mientras que  $t_a, t_c, t_m, t_t$  son los tenores en las corrientes de alimentación, concentrados, medios y colas respectivamente

Se debe tener en cuenta que  $\phi_a, \phi_c, \phi_t$  son las fracciones en peso de sólidos en las pulpas de alimentación, concentrados, medios y colas respectivamente, lo cual es muy importante cuando se establecen los balances de aguas y mineral.

Como ejemplo, en minería de explotación de vetas de oro los tenores de explotación pueden ser 12 g de oro por tonelada de mineral total extraído (12 gpt), mientras en la minería de aluvión pueden ser de 150 mg de oro por  $m^3$  de mineral extraído. Para la minería del cobre los tenores deber ser mayores al 1.5% para depósitos masivos; esto quiere decir, que hay 1.5 Kg de Cu en cada 100 Kg de mineral extraído de la mina, en otros.

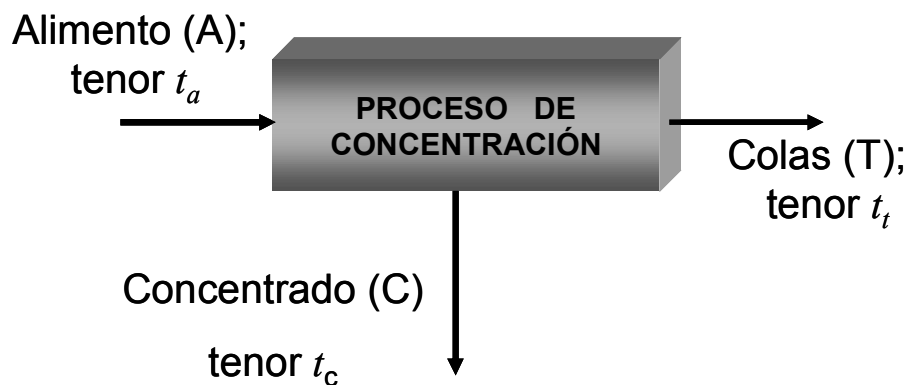
De acuerdo a la definición anterior, matemáticamente tenemos que:

$$\text{Tenor } t = \frac{\text{Cantidad de mineral útil}}{\text{Cantidad total de minerales extraídos}} \quad (1)$$

## 1.2. OBJETIVO FUNDAMENTAL DE LA CONCENTRACIÓN.

Ahora se podrá entender el objetivo fundamental de la concentración, el cual es elevar el tenor de una especie mineralógica en una corriente que se denomina CONCENTRADO C. Este tenor se denotará como  $t_c$ . (ver figura 2)

De acuerdo a lo anterior, en la corriente denominada COLAS se disminuirá substancialmente el tenor de la especie mineral de interés ( $t_i$ ), o lo que es evidente, se elevará el tenor de las especies minerales que acompañan el mineral de interés.



**Figura 2.** Esquema general de separación en un concentrador detallando el la corriente de entrada (Alimento), y las corrientes de salidas (Concentrado y Colas)

En el caso ideal, el tenor de la especie mineral de interés en las colas ( $t_i$ ) deberá ser nulo o cercano a cero ( $t_i \rightarrow 0$ ). Ahora bien, como es muy difícil alcanzar en los procesos situaciones ideales, se posee una meta en las plantas de concentración, la cual es alcanzar un valor de  $t_i$  suficientemente mínimo, de acuerdo a las limitaciones tecnológicas y físicas de la separación.

De acuerdo a lo anterior

$$t_c > t_a > t_t \quad \text{con} \quad t_i \rightarrow 0 \quad (2)$$



Debe notarse que la desigualdad en la ecuación 2, es estricta y no permite la igualdad, pues en el caso de que alguna de las desigualdades se transforme en una igualdad, el separador se está comportando metalúrgicamente como un partidor de muestra simplemente.

### **1.3. IMPORTANCIA Y UBICACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN DE MINERALES EN EL CONTEXTO MINERO – METALÚRGICO**

La concentración de minerales es una etapa intermedia en el contexto de la metalurgia extractiva y algunas veces etapa final de algunas plantas, principalmente en el caso de minerales industriales. Se puede ver en la Figura 3, que la etapa de concentración recibe un material que haya alcanzado un buen grado de liberación, eleva su tenor y lo pasara a etapas siguientes bien sea, de procesos pirometalúrgicos o hidrometalúrgicos, como es el caso del blanqueo mediante el uso de soluciones acuosas de algunos minerales industriales.

Se puede plantear que a importancia de la concentración de los minerales radica en varios aspectos, a saber:

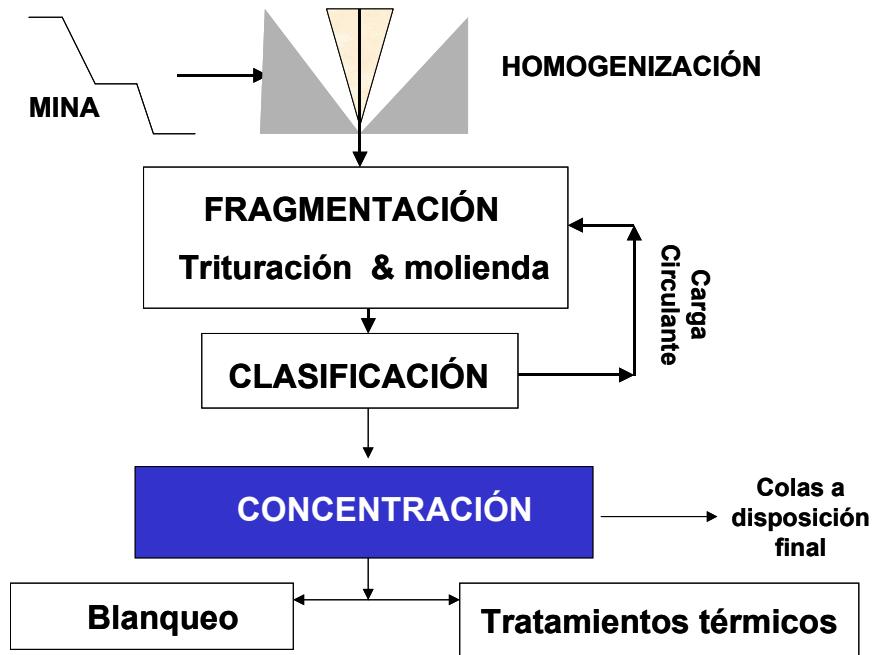
- ✓ Elimina del circuito de planta, minerales que no poseen riqueza alguna y que generan costos de manejo y tratamiento, como las gangas o minerales acompañantes de rechazo.
- ✓ Elimina del circuito de planta, minerales cuya presencia puede presentar consecuencias negativas en el proceso de extracción metalúrgica siguiente como piritas, arenas de cuarzo en algunos casos y materia orgánica, etc.
- ✓ En algunas ocasiones el producto obtenido de la concentración ya es un material con valor industrial y comercial, como es el caso del lavado de carbones, cuyo concentrado es producto final de la planta, carbón sin estéril o arenas silíceas para fundición, concentrados de oro etc.

Deben relacionarse estos aspectos al objetivo fundamental de la concentración (ver ecuación 2,) y a los tenores de minerales extraídos de las minas, las cuales generalmente son muy bajos o sin valor comercial.

Como se puede deducir; la concentración de minerales en algunas ocasiones puede llegar a ser etapa final por ejemplo en la preparación y lavado de carbones, en el procesamiento de minerales industriales como talco, fluorita, roca fosfórica, arena silícea para fundición, entre otros.

Por otro lado, la etapa de concentración sería, en algunas ocasiones, la primera etapa dentro del contexto minero-metalúrgico, que daría valor agregado a los minerales extraídos.

La capacidad de concentración y por ende de eliminar colas muy pobres en los procesos de concentración, se evalúa utilizando diferentes índices que dan idea de la eficacia de la separación y de la calidad de los productos obtenidos.



**Figura 3.** Esquema Global de una Planta Concentradora de Minerales

## 2. INDICES METALÚRGICOS

Los índices metalúrgicos son números adimensionales que precisan la calidad de la separación efectuada en una o varias etapas de concentración, y además proporcionan información para el escalamiento en el dimensionamiento de equipos y/o plantas de concentración.

Es necesario que la determinación de los índices este apoyada por un balance de masa en el proceso de separación, debido a que si ello no se realiza previamente, el cálculo de los índices puede generar números absurdos o incoherentes y que desorienten las decisiones y el análisis de los circuitos de concentración.

Se asume en todos los casos que la separación y los muestreos se realizan en estado estacionario, esto es cuando la variación de las propiedades del sistema son invariantes con el tiempo.

Nótese que si no se encuentra el sistema en estado estacionario, sino en estado transiente, lo que ingresa al equipo y/o proceso no es igual exactamente a lo que sale, debido a una acumulación de masa dentro de los equipos y por lo tanto las condiciones de operación no garantizan que un muestreo genere datos invariantes en el tiempo.

### 2.1. Balances de masa en un concentrador en estado estacionario

La Figura 4, muestra un concentrador con dos productos, concentrados y colas. Los flujos másicos, sobre una base seca de cada una de las corrientes se representan con letras mayúsculas, mientras los tenores con las letras minúsculas.

Si se realiza un balance macroscópico de masa se puede tener que:

$$\left[ \begin{array}{l} \text{Flujo másico de} \\ \text{mineral que entra} \end{array} \right] = \left[ \begin{array}{l} \text{Flujo másico de} \\ \text{mineral que sale} \end{array} \right] \quad (3a)$$

Por lo tanto:

$$A = C + T \quad (3b)$$

Haciendo un balance microscópico, se tiene que:

$$\left[ \begin{array}{l} \text{Mineral de interés} \\ \text{que entra} \end{array} \right] = \left[ \begin{array}{l} \text{Mineral de interés} \\ \text{que sale} \end{array} \right] \quad (4a)$$

Rescribiendo en términos de las variables usadas se tiene que:

$$A \cdot t_a = C \cdot t_c + T \cdot t_t \quad (4b)$$

Debe notarse que el balance microscópico de la ecuación 4b está referido en términos del mineral de interés y por lo tanto, el segundo término de la derecha de esta ecuación se asocia a la pérdidas en el proceso, esto es, al mineral de interés que abandona el proceso o las máquina de concentración por las colas.

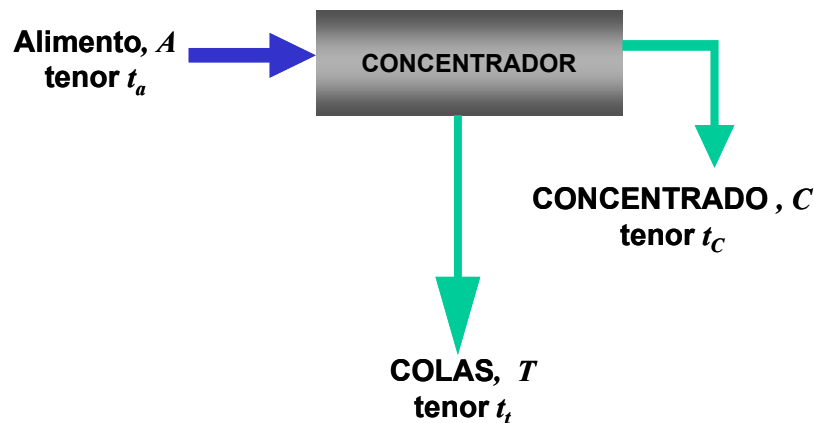


Figura 4. Esquema de un Concentrador con Dos Productos.

## 2.2. Clasificación de los Índices Metalúrgicos

Los índices metalúrgicos los podemos dividir en dos tipos; Índices que relacionan calidad de la concentración e índices que relacionan capacidad del circuito de concentración, principalmente para usos de escalamiento.

### 2.2.1. Índices que Relacionan Calidad.

Estos son los que proporcionan información acerca de la calidad de los productos obtenidos, bien sea en la etapa de concentración o globalmente en la planta.

- **Recuperación. (R).** Se define la recuperación como la relación que existe en una operación de concentración entre el peso del material útil o de interés que hay en el concentrado con respecto a la cantidad de ese mismo mineral que hay en la alimentación, o que ingresó a la operación.

$$R = \frac{\text{Peso de mineral de interés en concentrado}}{\text{Peso de mineral de interés en alimento}} \quad (5)$$

De acuerdo al balance microscópico de la ecuación 4, se puede obtener que:

$$\left[ \begin{array}{l} \text{Peso de mineral} \\ \text{de interés en} \\ \text{Concentrado} \end{array} \right] = \left[ \begin{array}{l} \text{Peso de} \\ \text{Concentrado} \end{array} \right] * \left( \begin{array}{l} \text{Tenor de} \\ \text{Concentrado} \end{array} \right) = C \cdot t_c \quad (6)$$

De la misma manera se puede calcular el peso de mineral útil en la corriente de alimento, obteniéndose que:

$$\left[ \begin{array}{l} \text{Peso de mineral} \\ \text{de interés en} \\ \text{Alimento} \end{array} \right] = A \cdot t_a \quad (7)$$

Reemplazando las ecuaciones 6 y 7 en 5, se obtiene que:

$$R = \frac{C \cdot t_c}{A \cdot t_a} \quad (8)$$

Lo anterior indica que una recuperación, por ejemplo, de 0.80 para un proceso determinado, sugiere que el 80% del mineral de interés se recupera en la corriente de concentrado y el restante 20% sale del equipo o circuito por la corriente de colas.

- **Razón de enriquecimiento ( $R_E$ ).** Se define este índice como la relación que existe entre el tenor (o porcentaje) de mineral útil en el concentrado respecto al tenor (o porcentaje) del mismo mineral en la alimentación, entonces:

$$R_E = \frac{t_c}{t_a} \quad (9)$$

Si se considera la desigualdad planteada en la ecuación 2, el valor de la razón de concentración  $R_E$  en una operación de concentración, deber ser siempre mayor que la unidad.

En el caso de que  $R_E$  se iguale a la unidad, no se produce concentración dado que el  $t_c$  sería igual al  $t_a$  e iría contra el objetivo de esta operación unitaria. Por otro lado, mientras más lejano esté de la unidad (y que sea mayor que ella) mejor será la concentración; lo que quiere decir que se está enriqueciendo aún más el concentrado respecto al tenor de alimento.

- **Índice de Selectividad I.S.** Este índice metalúrgico compara la calidad de separación entre dos especies (A) y (B) que se desean separar en el proceso de concentración. Se define matemáticamente como la siguiente relación.

$$I.S. = \frac{t_a(A) * t_t(B)}{t_a(B) * t_t(A)} \quad (10)$$

Donde:  $t_a(A)$  y  $t_a(B)$  son los tenores de los componentes (A) y (B) en la alimentación de la operación. Los tenores  $t_t(A)$  y  $t_t(B)$  son de los componentes (A) y (B) en las colas respectivamente.

## 2.2.2. Índices que Relacionan Capacidad.

Estos índices con la información necesaria para escalamiento, dimensionamiento y selección de equipos de concentración.

- **Razón de concentración (RC).** Se define como la razón entre el flujo másico de sólidos en la alimentación  $A$  con respecto al flujo de sólidos en el concentrado  $C$  (ver figura 4).

$$RC = \frac{A}{C} \quad (11)$$

Nótese que este índice no da información de calidad, sino de capacidad, esto es, de los flujos que entraron y salieron del separador y permite calcular por ejemplo cuántas toneladas se deben alimentar para producir una tonelada de concentrado.

- **Rendimiento de Concentración (V).** Se define como la relación entre flujo másico en el concentrado respecto al flujo másico de sólidos en la alimentación (ver figura 4), o sea que:

$$V = \frac{C}{A} = \frac{1}{RC} \quad (12)$$

Nótese que es el inverso de la razón de concentración y proporciona igual información.

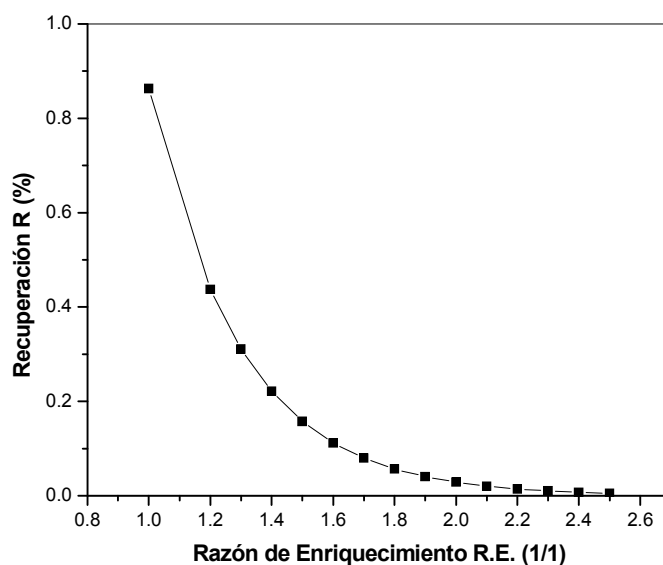
- **Eficiencia de la Separación (E).** Es un índice que combina la información obtenida en los anteriores numerales, el cual se define como:

$$E = \frac{R - V}{1 - V_{IDEAL}} \quad (13)$$

Donde  $V_{IDEAL}$  es el rendimiento ideal, el cual se detallará a continuación.

### 2.3. Relación entre la Recuperación ( $R$ ) y la Razón de Enriquecimiento ( $R.E.$ )

Normalmente en una operación de concentración los índices de Recuperación  $R$  y Razón de enriquecimiento  $R.E.$  son completamente antagónicos. En la figura 5



**Figura 5.** Relación entre la Recuperación y la Razón de Enriquecimiento en una operación de concentración en una sola etapa

Según la figura 5, se puede ver que si la operación de concentración ocurre en una única etapa, no es recomendable que se exija valores altos de ambos índices metalúrgicos.

Lo anterior implica que sólo es posible alcanzar una recuperación alta y una razón de enriqueciendo también alta, si la separación se efectúa por etapas y es prácticamente imposible en una única etapa alcanzar ambos objetivos.

#### 2.2.4. Índices metalúrgicos ideales

Una separación ideal es aquella en la cual se cumplan conjuntamente dos condiciones en la concentración:

Primera condición. El tenor de mineral de interés en las colas debe ser cero, esto es:

$$t_i = 0 \quad (14)$$

Segunda condición. No debe haber mineral de ganga o estéril en el concentrado; así que:

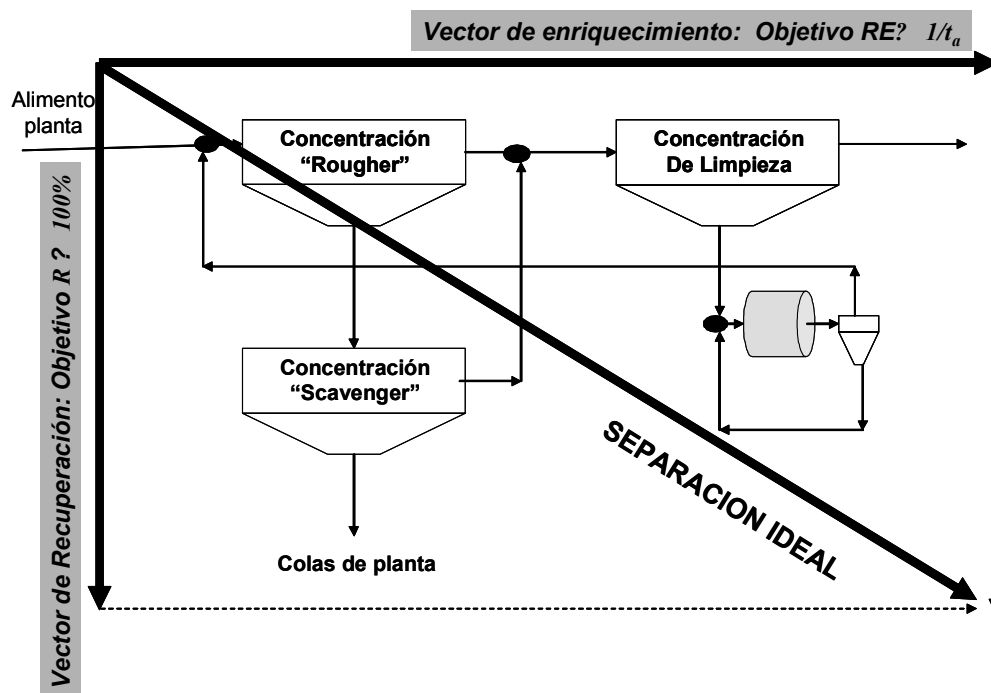
$$t_a = 1.0 \quad (15)$$

Con una de las dos condiciones que no se cumplan, la concentración deja de ser ideal y además el cumplimiento de una no implica necesariamente que se genere la otra, ya que son completamente independientes.

De acuerdo a lo anterior, se pueden definir los índices metalúrgicos ideales, como se detallan en la Tabla 2.

## 2.4. Índices metalúrgicos y trazados de plantas concentradoras

La utilidad metalúrgica de definir los índices ideales radica principalmente en la fijación de metas para el proceso de separación en las estrategias de optimización control de la concentración, como se ve en la Figura 5.



**Figura 5.** Trazado de una Planta de Concentración Mostrando la Separación Ideal y objetivos de cada etapa de concentración



Si se consideran las condiciones anteriores, es fácil demostrar que los índices ideales tienen las siguientes expresiones:

A partir de la ecuación 8, se puede calcular la recuperación ideal  $R_{IDEAL}$  como:

$$R_{IDEAL} = 1.0 \quad (16)$$

A partir de la ecuación 9, se puede calcular la razón de enriquecimiento ideal como:

$$RE_{IDEAL} = \frac{1.0}{ta} \quad (17)$$

Cuando  $t_a$  esta dado en fracción

A partir de la ecuación 11, se puede calcular la razón de concentración ideal como:

$$RC_{IDEAL} = \frac{1.0}{ta} \quad (18)$$

y por lo tanto el rendimiento ideal se expresa como:

$$V_{IDEAL} = ta \quad (19)$$

Los demás índices se expresan en la tabla 2.

## 2.5. Otras expresiones de los índices metalúrgicos usados en operación de plantas concentradoras.

En algunas ocasiones es complicado obtener valores relativamente confiables de caudales en las operaciones de concentración. Esta dificultad se puede superar empleando otras expresiones de los índices metalúrgicos las cuales son exactamente iguales a las definiciones anteriores.

De acuerdo al balance microscópico de la ecuación 4b, se puede obtener fácilmente que:

$$R = \left[ \frac{t_a - t_t}{t_c - t_t} \right] \frac{t_c}{t_a} \quad (29)$$

Nuevamente se puede determinar que la recuperación ideal  $R_{IDEAL}$  es la unidad

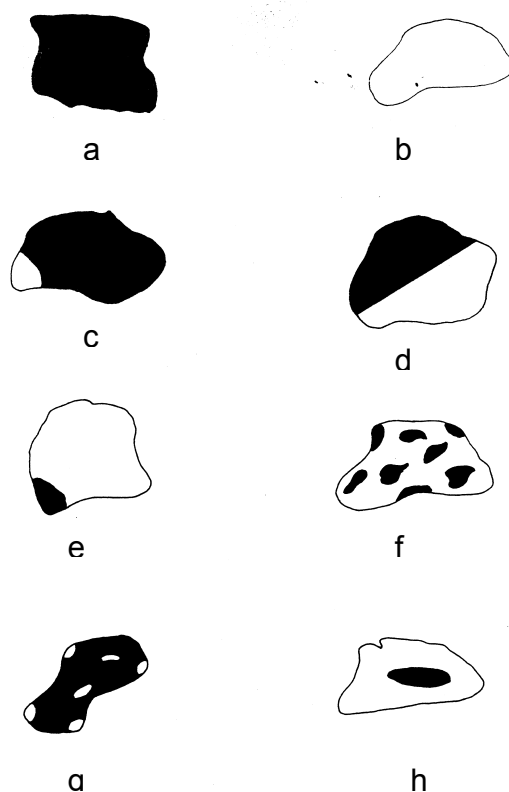
Las demás expresiones de índices metalúrgicos en términos de los tenores se encuentran en la Tabla 2 y se pueden deducir fácilmente a partir de las definiciones y los balances de masa.

**Tabla 2.** Índices de Concentración

NOMBRE DEL INDICE METALÚRGICO	EXPRESIÓN DEL INDICE IDEALMENTE	INDICES EN TERMINOS DE TENORES
Recuperación: $R$	$R_{IDEAL} = 1.0$	$R = \left[ \frac{t_a - t_t}{t_c - t_t} \right] \frac{t_c}{t_a}$
Razón de Enriquecimiento $R_E$	$R_{IDEAL} = 1/t_a$	$R_E = \frac{t_c}{t_a}$
Índice de Selectividad $I.S.$	$I.S._{IDEAL} \rightarrow \infty$	$I.S. = \frac{t_a(A) * t_b(B)}{t_b(A) * t_a(B)}$
Razón de Concentración $RC$	$RC_{IDEAL} = 1/t_a$	$RC = \frac{t_c - t_t}{t_a - t_t}$
Rendimiento $V$	$V = t_a$	$V = \frac{t_a - t_t}{t_c - t_t}$
Eficiencia de separación $E$	$E = 1.0$	$E = \frac{(t_a - t_t)(t_c - t_a)}{t_a(t_c - t_t)(1 - t_a)}$

### 3. LAS PARTÍCULAS MIXTAS Y LA CONCENTRACIÓN DE MINERALES.

Las partículas mixtas (ver Figura 6) juegan un papel importante en la concentración, debido a que ellas no están completamente liberadas.



**Figura 6.** Partículas Liberadas y Mixtas

El objeto de la trituración y molienda es alcanzar un grado de liberación de las partículas, ya que ellas al estar liberadas responderán mejor a los diferentes métodos de concentración. El problema es que hay diferentes tipos de partículas mixtas y cada una de ellas tendrá un comportamiento particular.

En el caso de partículas como (6c), tendrían mayor tendencia a comportarse como de la especie “oscura”, 6a mientras que las de tipo 6e tendrán la tendencia a comportarse como las partículas “claras” liberadas 6b.

Sin embargo, estas partículas en general crearán deficiencias en las separaciones; pues como se ve, con la presencia de ellas se alejará de una concentración ideal.

El efecto de la presencia de las partículas mixtas genera la necesidad de utilizar varias etapas de concentración, para evitar combinadamente, pérdidas en la operación y aumentar la recuperación.

Como se puede prever, por la presencia de partículas mixtas y/o los mecanismos de separación, no es factible mediante una sola etapa de concentración lograr el objetivo de la operación. Por ello, generalmente, se implementan varias etapas de concentración para ir logrando objetivos parciales paulatinamente, como se muestra en la Figura 5.

Puede notarse en la figura los siguientes aspectos.

- ✓ De la etapa de concentración “Scavenger” salen las colas definitivas de planta.
- ✓ Las demás etapas de concentración (limpieza y “Rougher”) generalmente recirculan las colas a corrientes donde el tenor sea similar.
- ✓ Las partículas mixtas pueden salir en las colas del separador “Rougher” o de limpieza; por lo que, para ser procesadas nuevamente, debe efectuarse generalmente remolienda. Esto se puede hacer siempre y cuando la economía del proyecto lo permita.
- ✓ Puede hablarse de índices metalúrgicos para cada etapa, pero a su vez se debe hacer referencia a los índices metalúrgicos globales así (ver figura 4.6):

$$R_{global} = \frac{(C_2 \times tc_2) \cdot tc}{(A \times ta)} \quad (21a)$$

$$R_{global} = \frac{(ta - t_{t3}) \cdot tc_2}{(t_{c2} - t_{t3}) \cdot ta} \quad (21b)$$

## **4. INTRODUCCIÓN AL DISEÑO Y TRAZADO DE PLANTAS DE CONCENTRACIÓN DE MINERALES**

Empleando los índices metalúrgicos, se puede introducir al concepto de diseño de plantas de concentración.

La figura 7 muestra un esquema de una planta de concentración donde se detallan los objetivos en la una de las líneas de producción

Se observa que el objetivo de la línea "Rougher-Scavenger" es la recuperación, de tal manera que las colas de esta línea pueden pasar a botaderos o escombreras, mientras que los concentrados de la línea "Rougher"-Limpieza.

### **4.1. OBJETIVO DE CADA ETAPA DE CONCENTRACIÓN.**

La etapa de barrido "Scavenger" tiene por objetivo eliminar al máximo la ganga liberada, es por ello que ella produce las colas más pobres del sistema.

La etapa de desbaste ("Rougher"), tiene por objetivo eliminar partículas mixtas al máximo y obtener un concentrado lo más enriquecido posible.

Las variables más importantes en las dos etapas anteriores son la recuperación y el rendimiento, por lo que suelen denominarse circuitos o etapas de recuperación.

La etapa de limpieza es opcional; dependiendo de circunstancias especiales. Su utilización, se da cuando se desea aumentar el tenor de tal manera que es necesario eliminar el máximo de ganga y tener un concentrado de alta pureza. Es factible que haya pérdidas de mineral útil, por lo que la recuperación en estos circuitos es relativamente baja, pero la razón de enriquecimiento deber muy alta.

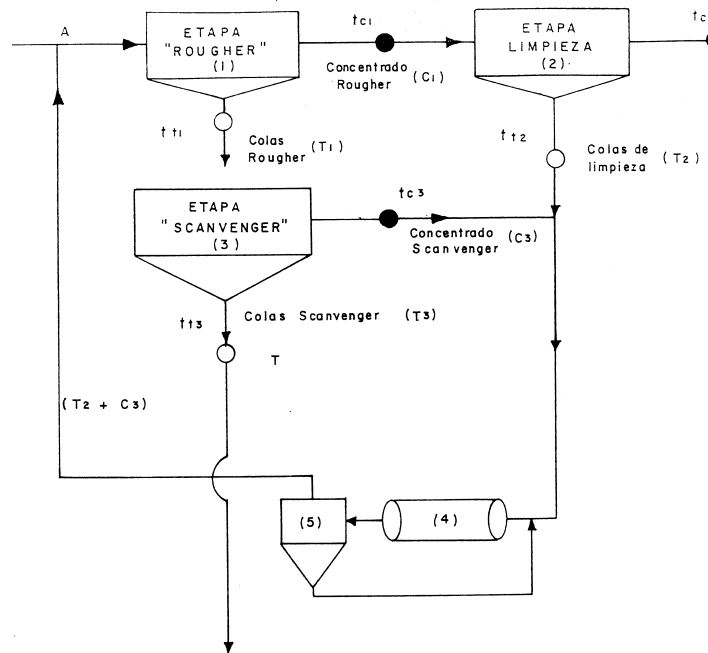
En algunas ocasiones, es necesaria otra etapa de re-limpieza. La variable más importante en ésta etapa es la razón de enriquecimiento, por lo que suelen denominarse a estas etapas de enriquecimiento.

Debe quedar claro que la remolienda sólo es válida cuando existan problemas de liberación de minerales, pues otro mecanismo que desarrolle pérdidas deber ser corregido mediante optimización de los aparatos, (por ejemplo; mala calibración de los aparatos, empleo insuficiente de agua, etc.)

### **4.2. LA RECIRCULACIÓN DE CORRIENTES.**

La recirculación de corrientes en plantas de concentración se deb realizar considerando que no se puede violar el objetivo fundamental de la concentración.

En la práctica esto indica que no es recomendable mezclar corrientes con tenores y/o porcentajes de mineral diferentes, pues se estaría diluyendo la corriente que este más enriquecida en el mineral de interés.



**Figura 7.** Corrientes de una Concentradora y Propósito del Diseño.

**Ejemplo.** Se concentró una arena de playa utilizando una espiral Humphrey, con el fin de obtener arenas pesadas ricas en rutilo ( $TiO_2$ ). El esquema es como se muestra en la Figura 8.

A = 2.274 ton/h de sólidos (Alimentación)

Fracción en peso de sólidos  $\phi_a = 0.15$

C = 0.325 ton/h de sólidos (Concentrado)

Fracción en peso de sólidos  $\phi_c = 0.20$

M = 0.318 ton/h de sólidos (Medios)

Fracción en peso de sólidos  $\phi_m = 0.12$

T = 1.631 ton/h de sólidos (Colas)

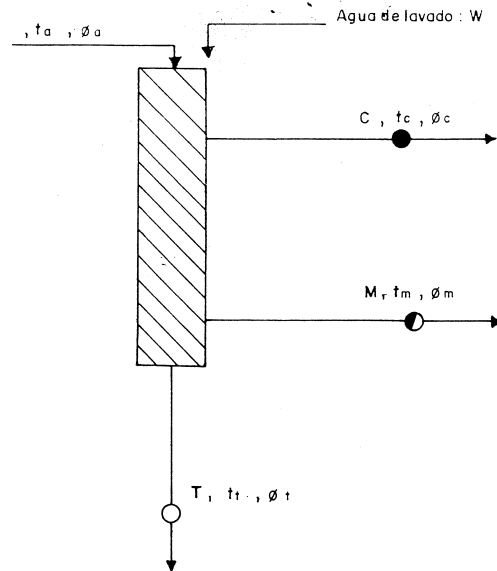
Fracción en peso de sólidos  $\phi_t = 0.11$

Los tenores de arenas negras en cada una de las corrientes son:

$t_a = 13.32\%$ : Tenor de rutilo en la alimentación

$t_c = 88.32\%$ : Tenor de rutilo en el concentrado

$t_m = 4.00\%$ : Tenor de rutilo en los medios  
 $t_t = 0.19\%$ : Tenor de rutilo en las colas



**Figura 8.** Esquema de Concentración en Espiral Humphrey de Arenas Negras. Los productos son C, M, y T que significan: Concentrados, medios y colas respectivamente. A: representa la alimentación

**Balance de sólidos.** De acuerdo a la ecuación sabemos que:

$$A = C + M + T$$

Donde:

$$2.27 \text{ ton/h} = (0.026 + 0.318 + 1.93) \text{ ton/h} = 2.274 \text{ ton/h}$$

$$R = \frac{(0.325 \text{ ton/h} \times 88.32)}{(2.274 \text{ ton/h}) \times 13.32} = 0.948$$

No se puede aplicar la ecuación, debido a que existen tres salidas.

- **Razón de enriquecimiento.** Según la ecuación  $R_E = 88.32/13.32 = 6.63$
- **Índice de selectividad IS**

Si denominamos  $t_a$  (A) el tenor de rutilo en alimentación,  $t_t$  (B) el tenor de otras especies en las colas y medios (igual a 100 menos el tenor ponderado de rutilo en colas igual a  $100\% - 0.8\% = 99.19\%$ )

$t_a$  (B) el tenor de otras especies en alimentación exceptuando rutilo (=100% - 13.32 = 86.68%) .  $t_t$  (A), el tenor de rutilo en colas.

$$IS = \frac{(13.32) \times (99.19)}{(86.68) \times (0.81)} = 18.82$$

- **Razón de concentración RC:**

$$RC = 2.274 \text{ ton/h} / 0.325 \text{ ton/h} = 7.0 \text{ ton de alimentación} / \text{ton de concentrado}$$

- **Rendimiento V**

$$V = \frac{0.325 \text{ ton/h}}{2.274 \text{ ton/h}} = 0.143 \text{ ton. concentrado. / ton. alimento.}$$

Como se puede ver en los dos anteriores cálculos se deduce que para obtener una tonelada de concentrado se requiere procesar 7.0 ton de mineral.

- **Rendimiento ideal  $R_{EIDEAL}$**

$$R_{EIDEAL} = 2.274 \times 0.332 / 2.274 = 0.1332$$

- **Eficiencia de la separación E:**

$$E = \frac{94.76 - 14.30}{100 - 13.32} \cdot 100\% = 92.82\%$$

- **Pérdidas de arenas negras en las colas y medios:**

$$\text{Pérdidas} = 100 - \%R = 5.24\%$$

Observaciones: dado que la recuperación R es muy cercano al 1.0, pero la  $R_E$  no es tan alta, ésta es una etapa de desbaste ("Rougher").



## EJERCICIOS

**PROBLEMA UNO.** En la concentración de un mineral de sulfuro, se obtuvieron los siguientes resultados:

Peso de Concentrado: 3.13 kg. , Peso de Colas: 96.8 kg, los tenores de alimento, concentrado o colas fueron de 1.64 %, 46.91% y 0.174%.

Determine:

- Rendimiento y compárelo con el rendimiento ideal
- Recuperación y razón de enriquecimiento y compárelos con los valores ideales
- Perdidas de sulfuro en las colas
- Dibuje un esquema de la separación y certifique si fue "Rougher-scavenger" o "Ruogher"-limpieza.

**PROBLEMA DOS.** Con base en los balances de masa, demuestre que:

a. El rendimiento es: 
$$V = \frac{ta - tt}{tc - tt}$$

b. La recuperación es: 
$$R = \left[ \frac{ta - tt}{tc - tt} \right] \frac{tc}{ta}$$

donde  $ta$ ,  $tc$  y  $tt$  son los tenores de alimento, concentrado y colas, respectivamente.

**PROBLEMA TRES.** Se efectuó un ensayo de hundido-flotado para un carbón, y se obtuvieron los resultados que se presentan en la tabla 3..

De acuerdo a la tabla el % de ceniza total en toda la muestra es del 29.96%.

Grafique

- % Acumulado de flotados vs. Gravedad específica del líquido
- % Acumulado de hundidos vs. Gravedad específica de líquido

Si se tiene un separador con una gravedad específica de corte de 1.60. Determine el rendimiento y la recuperación esperada de carbón en la fracción liviana y en la fracción pesada

**Tabla 3.** Ensayo hundido –flotado de carbón

Denisdad de líquido en kg/l	% peso de flotado	% peso de hundido	%Ceniza
+1.30	62.15	37.85	2.60
1.30-1.40	9.60	28.25	9.00
1.40-1.50	3.50	24.75	18.98
1.50-1.60	1.90	22.85	29.71
1.60-1.70	2.25	20.60	39.62
1.70-1.80	1.00	19.60	46.60
1.80-1.90	0.95	18.65	53.19
1.90-2.00	1.00	17.65	59.50
-2.00	17.65	-	83.82
	100.00		20.96

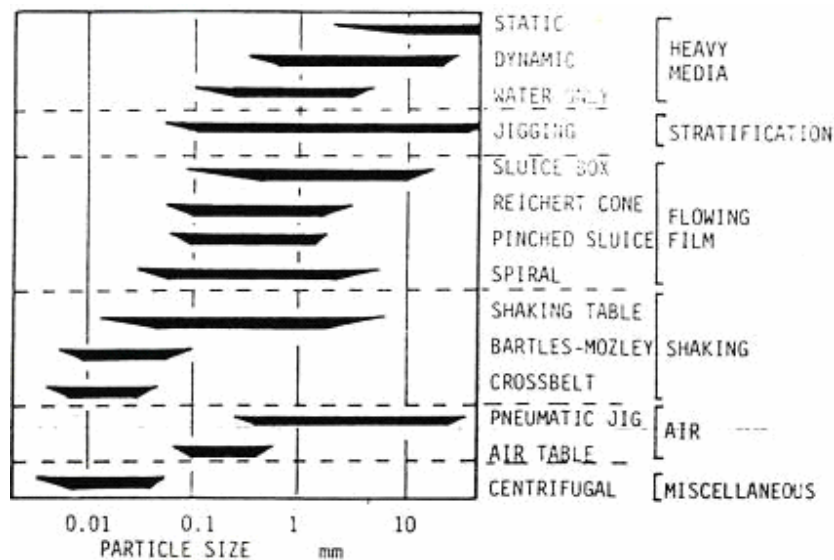
## 5. CONCENTRACIÓN GRAVITACIONAL

La concentración Gravitacional puede definirse como la separación de dos o más especies de diferente peso específico (diferente densidad), causada por el movimiento relativo bien sea en un medio acuoso o en aire debido a la respuesta de los sólidos a las fuerzas: gravitacionales, de arrastre y empuje.

### 5.1. REQUERIMIENTOS PARA UNA EFICIENTE CONCENTRACIÓN GRAVITACIONAL

Para que haya una buena separación debe tenerse en la cuenta:

- ✓ Una buena **liberación de partículas**. Las partículas mixtas no tendrían una separación clara entre ellas.
- ✓ La **distribución de tamaños en alimentación**. Una partícula por pesada que sea si se tiene un diámetro muy pequeño se comportaría hidráulicamente como una liviana y por lo tanto no habría buena separación. Es recomendable cuando se pueda, no alimentar a los aparatos de concentración distribuciones granulométricas muy amplias, o sea, donde haya desde partículas muy finas a partículas muy gruesas (ver figura 9).



**Figura 9.** Efecto del tamaño de partícula sobre la capacidad de separación gravitacional (Tomado de R. Burt, 1984).

Esto debe a que la velocidad de sedimentación depende tanto de la densidad como del tamaño de las partículas y cuando el diámetro es pequeño, la velocidad de sedimentación es muy baja.

- ✓ **La forma de las partículas.** Esto es, partículas de forma laminar u hojizas se comparten hidrodinámica diferente a partículas de forma esférica, aunque sean de igual densidad.
- ✓ **Las diferencias de densidad de los sólidos a separar.** Para utilizar un método de concentración gravitacional debe existir una diferencia de densidad de los sólidos, pues si ellos tienen densidades muy semejantes la respuesta de los sólidos frente a las fuerzas en el fluido será similar, lo que implica una gran dificultad en la separación, por esto, se define el criterio de concentración (C-C); así:

$$C - C = \frac{\rho_p - \rho_f}{\rho_1 - \rho_f} \quad (22)$$

Donde:

$\rho_p$  = Densidad de las partículas pesadas.

$\rho_1$  = Densidad de las partículas livianas.

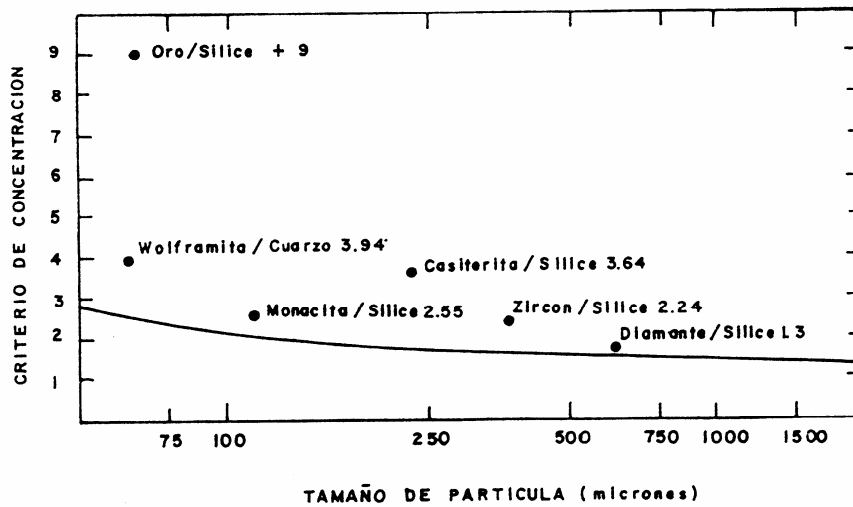
$\rho_f$  = Densidad del fluido

En la práctica, para que haya una separación eficiente el valor de (CC) debe ser mayor o igual a 2.50 para valores de CC < 2.50 se presentan generalmente problemas (ver figura 10).

Sin embargo, como se mencionó en el numeral (b) el tamaño de partícula juega un papel importante. La Figura 10 muestra una curva normalizada del criterio de concentración (CC). Se puede ver en la misma figura como el oro puede ser separado de la ganga silíceas en un rango del tamaño muy amplio (> 75 micrones), lo mismo ocurre con la galena (PbS), pero la esfalerita sólo puede ser separada de la ganga silíceas por concentración gravitacional en medio acuoso si el tamaño de partícula es mayor de 500 micrones (0.5mm).

- a. **Disponibilidad de agua.** Como generalmente la concentración gravitacional se efectúa en medios acuosos, siendo el agua el fluido principal, es importante disponer de una suficiente cantidad de agua en el sitio donde sea factible instalar una planta de concentración gravitacional.

Ahora bien, la calidad de ella es importante puesto que agua con limos o de corrientes de aguas negras (de alcantarillados u otros) no es recomendable usarla sin un tratamiento previo de clarificación.



**Figura 10.** Criterio de concentración cc a diferentes diámetros de partículas (Tomada de Burt, 1984).

## 5.2. TIPOS FUNDAMENTALES DE CONCENTRACIÓN GRAVITACIONAL

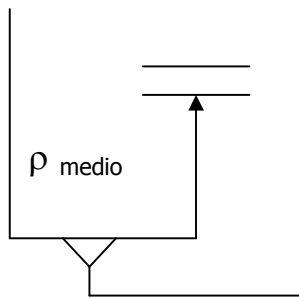
1. Métodos que dependen de la diferencia de empuje de dos partículas en medio de fluido de densidad intermedia.
2. Métodos que dependen de la inercia generada tanto por densidad como por tamaño:
  - ☼ Tamaño.
  - ☼ Densidad.
  - ☼ Viscosidad (resistencia del fluido).
  - ☼ Forma de partícula.

Por otro lado, la separación gravitacional depende altamente de la razón de sedimentación libre:

$$R_G = \frac{\rho_{\text{mineral pesado}} - \rho_{\text{fluido}}}{\rho_{\text{mineral liviano}} - \rho_{\text{fluido}}} \quad (22)$$

### 5.3. SEPARACIÓN EN MEDIOS DENSOS

Cuando la densidad del fluido se iguala es mayor que la densidad de las partículas livianas, se produce la separación por medios densos.



**Máximo tamaño:** 8" – #65 en máquinas de separación estática

Malla 65 – en Separación dinámica, p.e., en Hidrociclones

**Figura 11.** Esquema de separación en medios densos

De acuerdo al tamaño de las partículas se sugieren diferentes equipos, como se describe en la tabla 4.

**Tabla 4.** Intervalo de tamaño de partículas a separar y equipo sugerido

Intervalo de tamaño		Equipo
8"	1/4"	Cono separador
20 cm	6 mm	
1/4"	65 mallas	Hidrociclón de medio denso
6 mm	208 μm	

#### Condiciones del medios denso

Las condiciones de los medios densos deben ser tales que cumplan los siguientes requisitos:

- La densidad del fluido debe de tener un valor intermedio entre la de los sólidos a separar.
- La viscosidad del medio denso debe de ser lo más baja posible, para disminuir fuerzas de interacción sólido-fluido (Disminuir la fuerza de arrastre  $F_d$ ) y así permitir adecuadas velocidades de sedimentación de las partículas (ver ecuación 23b).

- Material que modifica la densidad del fluido para generar el medio denso, debe ser a más alta posible (de alta gravedad específica) de tal manera que el volumen de sólido requerido para incrementar la densidad del medio denso sea mínimo sin incrementar innecesariamente la viscosidad del medio.
- Debe producir un fluido de baja viscosidad.
- Debe producir un fluido denso muy estable, para mantener con una agitación mínima.

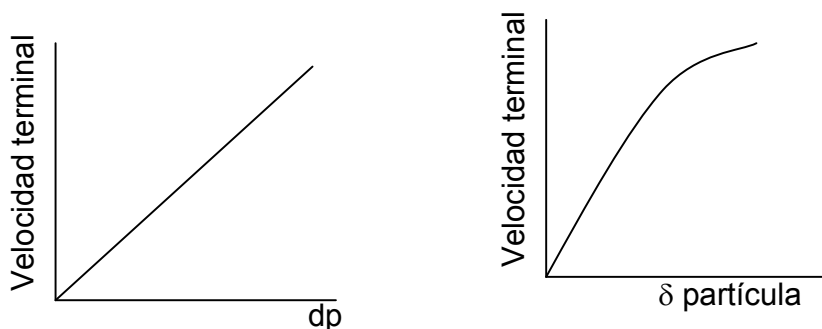
### 5.3.1. Hidrodinámica de la separación en medios densos

La velocidad de sedimentación en fluidos  $V_t$ :

$$V_t^2 = \frac{4}{3} g d \frac{(\delta - \rho)}{\delta * \rho} \quad \text{Ley de Newton (23a)}$$

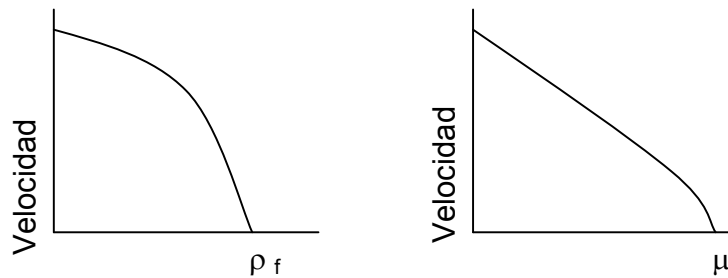
$$V_t = \frac{g d^2 (\delta - \rho)}{18 \mu} \quad \text{Ley de Stokes (23b)}$$

La figura 12 muestra el efecto de las variables diámetro de partícula  $d$  y densidad de partícula  $\rho$  se, mientras la figura 13 detalla el efecto de las propiedades del fluido, viscosidad y densidad.



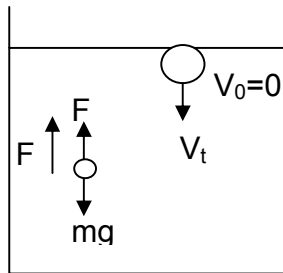
**Figura 12.** Efecto del diámetro y la densidad de partículas sobre la velocidad de sedimentación.

Se puede establecer una similitud entre sedimentación libre y separación por medios densos, si el diámetro de la partícula tratado es grande comparado con el espacio y tamaño de las partículas del medio.



**Figura 13.** Efecto sobre la velocidad terminal de las propiedades del fluido, densidad  $\rho_f$  y viscosidad  $\mu$

El concepto necesario para comprender la concentración de sólidos es la velocidad terminal, pues si las partículas adquieren  $V_t$  diferentes, se separar y concentran.



**Figura 14.** Esquema de separación

La velocidad terminal de sedimentación es la velocidad constante que adquiere un cuerpo cuando:

$$F_H + F_g + F_e = 0 \quad (24a)$$

$$F_g = mg \quad (24b)$$

$$F_e = mfg \quad (24c)$$

Donde,  $F_H$  es la fuerza hidrodinámica,  $F_g$  es la fuerza de la gravedad y  $F_e$  es la fuerza de empuje.

Para valores extremos del número de Reynolds

$$R_e = \frac{d \cdot v}{\nu} = \frac{d \cdot v}{\mu} \rho_{fluido} \quad (25)$$



Para régimen turbulento (alto número de  $Re$ ) o régimen de Newton ( $>1000$ ), equivale a casos en que la viscosidad de fluido  $\mu$  tiende a cero

Para régimen laminar (bajo  $Re < 1$ ) o régimen de Stokes y equivale a casos en que la viscosidad  $\mu \rightarrow \infty$ .

Para  $Re$  en régimen de Stokes laminar  $\mu \rightarrow \infty$  líquidos viscosos

$$F_H = -\mu K \cdot v_t \quad (26)$$

donde:  $K$  es el coeficiente de arrastre.

Reemplazando, Se puede calcular la velocidad terminal o de sedimentación, para esferas de diámetro  $d$ , cuyo coeficiente de arrastre es  $K = 6\pi d/2$ , como:

$$V_t = g \frac{d^2 \Delta \rho}{18\mu} \quad (27)$$

Cuando no es una esfera  $K = 6\pi Re f(\psi)$

Donde  $d_e$ : diámetro equivalente y  $f(\psi)$ : función de esfericidad.

$$V_t = \frac{g d_e^2 \Delta \rho}{18 \mu f(\psi)} \quad (28)$$

### 5.3.2. Separación en medios densos para análisis densimétricos

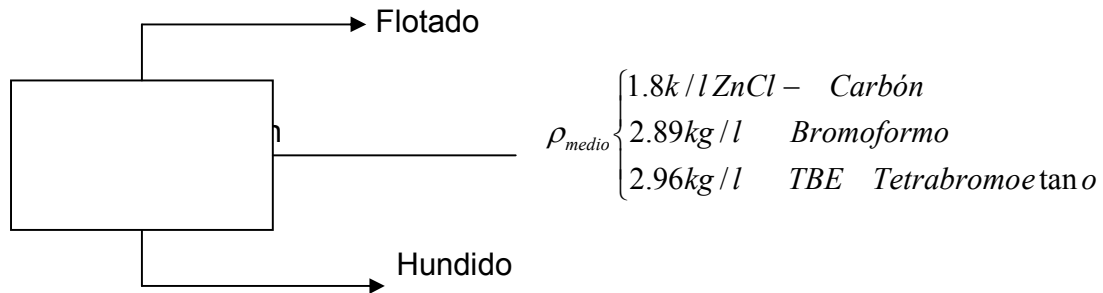
Este es un método de análisis de gravedades específicas de sólidos de un mineral carbón. Se ejecuta a nivel de laboratorio es muy útil; sirve para:

- 1) Ensayo de la posibilidad de separación gravitacional.
- 2) Control de procesos para separación gravitacional.
- 3) Ensayo para aplicabilidad y diseño de separación por medios densos.
- 4) Ensayo para variaciones en composición de un producto mineral, tal como cenizas inherentes al carbón.
- 5) Evaluación de eficiencia de otro proceso de separación; esto es, flotación, mesa, jigg, espiral.
- 6) Concentraciones de fracciones menores de una mena para un estudio mineralógico detallado.
- 7) Análisis de liberación de mineral.
- 8) Análisis de productos de minerales industriales.

Métodos de análisis densimétricos

- Hay tres:
- 1) Análisis simple de sumergido – emergido.
  - 2) Análisis completo de sumergido – emergido.
  - 3) Análisis de gradiente de densidad.

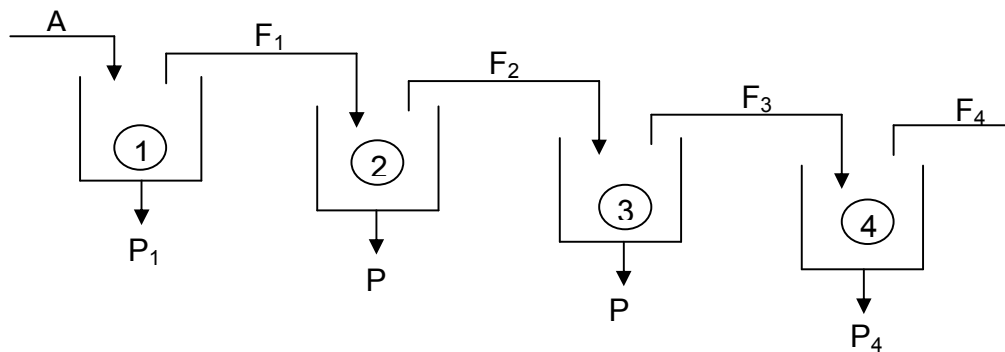
**a) Análisis simple de sumergido – flotado:**



Con esta densidad casi todas las gangas minerales, a saber, cuarzo, feldespato, calcitas, dolomitas, son menores a TBE, mientras muchos minerales de importancia económica poseen gravedad específica mayor a TBE ( excepto para carbón).

**b) Análisis completo de separación por medio denso.**

Es probablemente el más útil de los tres métodos. A nivel práctico el ensayo anterior, solo que maneja un amplio rango de valores de densidad del medio; de tal manera que el flotado puede pasar a otra etapa siguiente de separación.



Donde: las densidades de los fluidos en cada estanque cumplen la relación:  $\rho F1 < \rho F2 < \rho F3 < \rho F4$ ,

**c) Análisis del gradiente de densidad.**

Esta técnica consiste en separar en tres o más productos en una sola etapa de separación. Hay variaciones de la técnica. Hay dos procesos básicos para alcanzar tal separación.

#### 5.4. SEPARACIÓN EN LECHOS ESTRATIFICADOS – JIGS

El movimiento en pulsos, implica estratificación de lechos de partículas en un plano vertical. El fluido puede ser agua o aire; lo cual origina jig hidráulicos o jig neumáticos.

Aunque en algunos casos el lecho se mueve respecto al fluido, en muchos casos es el fluido el que se mueve con respecto al lecho. En general las partículas yacen sobre una malla.

De diferentes maneras el fluido se encauza de tal forma que se mueva cíclicamente fluyendo a través del lecho, dilatándose y contrayéndose a medida que el flujo sube y baja respectivamente, con pulsaciones que oscilan entre frecuencias de 100-300 ciclos/min.

Se ha propuesto cuatro mecanismos principales que controla la estratificación; a saber:

- 1) Aceleración diferencial al inicio la caída.
- 2) Sedimentación obstaculizada.
- 3) Logró de un nivel de energía potencial mínimo.
- 4) Escurrimiento intersticial.

Los cuatro mecanismos afectan estratificación de una manera singular, haciéndose, para casos particulares, unos más importantes que otros.

##### **Primer mecanismo: Aceleración diferencial al inicio de la caída**

Durante el ciclo de ascenso del pulso de jig, el lecho se dilata y las partículas se levantan disminuyendo su velocidad hasta lograr alcanzar su máxima altura en e instante en que velocidad es cero.

Posteriormente, el lecho de partículas comienzan a caer y justo al inicio de la cada, las aceleraciones iniciales son independientes de tamaño de partícula. Si consideramos la ecuación de movimiento de una partícula cayendo en un fluido:

$$\sum F = F_{caida} = F_{peso} - F_{empuje} - F_D \quad (29)$$

$$M_p a_p = m_p g - m_f g - F_D \quad (30)$$

Considerando que  $a_p = dv/dt$  y reemplazando se obtiene queE:

$$m_p \left( \frac{dV}{dt} \right) = (m_p - m_f)g - F_D \quad (31)$$

Como al inicio de la caída la fuerza de arrastre es nula, entonces:

$$\frac{dV}{dt} = \left[ 1 - \frac{m_f}{m_p} \right] g = \left[ 1 - \frac{m_f/v}{m_p/v} \right] g \quad (32a)$$

$$\frac{dV}{dt} = \left[ 1 - \frac{\rho_f}{\rho_p} \right] g \quad (32b)$$

Por lo tanto; de acuerdo a la ecuación 32b, dos partículas de diferente densidad, desarrollan inicialmente diferentes aceleraciones independientes de tamaño.

Por ejemplo al separar una partícula de oro ( $\rho = 15$ ) con arena de cuarzo ( $\rho = 2.7$ ); tenemos que en fluido agua ( $\rho_f = 1.0$ )

$$\left. \frac{dV}{dt} \right|_{Au} = \left[ 1 - \frac{1}{15} \right] g \quad \wedge \quad \left. \frac{dV}{dt} \right|_{SiO_2} = \left[ 1 - \frac{1}{2.7} \right] g$$

$$\frac{\left. \frac{dV}{dt} \right|_{Au}}{\left. \frac{dV}{dt} \right|_{SiO_2}} = \left[ \frac{1 - 1/15}{1 - 1/2.7} \right] g$$

Por lo tanto; si la repetición de caída es frecuente; y la duración de la caída es corta, las distancias atravesadas por las dos partículas por estar más condicionadas a las aceleraciones iniciales que las velocidades terminales de sedimentación, generan separación sólo por diferencias de gravedad específica. (Gaudin, 1952).

Se puede ver en la figura 15, las distancias atravesada por la partículas (la cual es el área bajo la curva) para las partículas A y , cuando ellas poseen velocidades terminales iguales.

Si los puntos D y E no están muy lejanos y las áreas  $ODF \approx OEF$ , por lo tanto las partículas B y E pueden estar en el mismo producto en un jig.

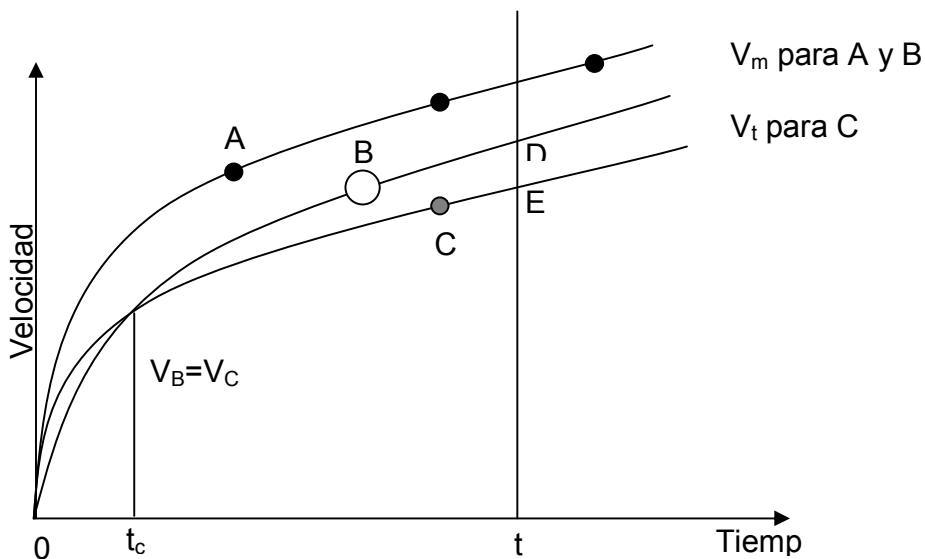
Teniendo en la cuenta, condiciones newtonianas (en jig se separan partículas relativamente grandes); podemos hallarla distancia atravesada como:

$$S = \frac{\rho_s v_t^2 \ln \left[ \frac{2 + \exp(t/B) + \exp(-t/B)}{4} \right]}{2(\rho_s - \rho_f)g / \rho_s} \quad (33)$$

siendo  $S$  la distancia atravesada y los parámetros  $B$  y  $v_t$  definidos como:

$$B = \rho_s v_t / [2(\rho_s - \rho_f)g] \quad (34)$$

$$v_t = \left[ 3.33 (\rho_s - \rho_f)gd / \rho_s \right]^{0.5} \quad (35)$$



**Figura 15.** Variación de la velocidad de caída de partículas con el tiempo

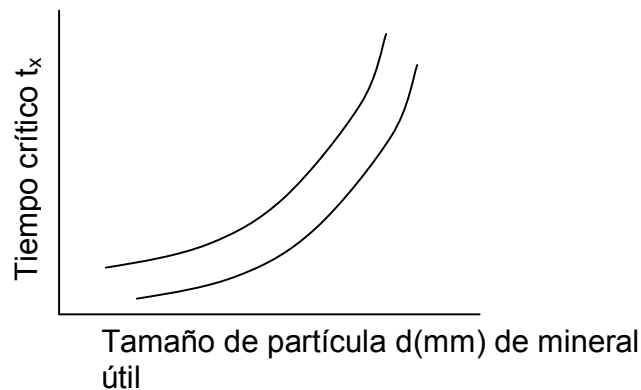
A partir de estas relaciones, es posible graficar las curvas para un conjunto de condiciones de diámetro  $d$ , y  $\rho_s$  y  $\rho_f$  de la distancia atravesada por segundo,  $S_x/t_x$ , si las caídas repetidas de duración  $t_x$  son asignadas a las partículas, se puede obtener un conjunto de curvas:

A partir de estas curvas se puede observar que para partículas finas cada una tiene un tiempo de duración de caída  $t_x$  a la cual la distancia atravesada por segundo ( $S/t$ ) es la misma que para la partícula de 16 mm de cuarzo. Esto es, son de igual razón de jig



material no clasificado; o material muy fino en la alimentación; por lo tanto aumenta el tiempo de residencia dentro del jig, y la capacidad se reduce.

Cuando  $\Delta\rho (= \rho_s - \rho_f)$  no es muy grande, cercana al límite ( $R_G=2.5$ ) también aumenta el tiempo de residencia; pues aumenta la diferencia de periodos de sedimentación.



**Figura 17.** Tiempo crítico de caída vs. Diámetro de partícula, para que ocurra separación en jig

Debe tenerse en la cuenta que estas curvas se construyen para el caso en que  $F_D=0$  (ver ecuación 32b), y ésto sólo es cierto para exactamente el instante de inicio de caída y sin considerar la forma de las partículas, las interacciones o choques con las demás partículas, ni tampoco los efectos del escurrimiento intersticial.

Sin embargo lo anterior es una base práctica para determinar el tamaño a alimentarse el jig y la frecuencia del movimiento armónico (pulso).

### Segundo mecanismo: Sedimentación obstaculizada

La sedimentación de partículas depende de la forma, densidad, y tamaño de ella. Para la sedimentación de partículas gruesas ( $> 2$  mm), en régimen de Newton la ecuación es:

$$V_t = \left[ \frac{4(\rho_s - \rho_f)dg}{3\varphi\rho_f} \right]^{0.5} \quad (36)$$

Donde:  $V_t$  : Velocidad terminal (en m/s),  $\varphi$ : Coeficiente de resistencia; para partículas esféricas = 0.4,  $\rho_s$ , y  $\rho_f$  son las densidades de sólido y fluido respectivamente. (en  $\text{kg/m}^3 \times 10^{-3}$ ) y  $d$  es el diámetro de partícula (en metros)

Para partículas en sedimentación libre en agua



$$V_t = K[d(\rho_s - 1)]^{0.5} \quad (37)$$

Similarmente, la relación de Stokes para partículas finas (< 0.4 mm) sedimentando en un fluido.

$$V_t = \frac{(\rho_s - \rho_f)d^2g}{18\mu} \quad (38)$$

Si es en agua

$$V_t = K(\rho_s - 1)d^2 \quad (39)$$

De ambas relaciones se obtiene que:

$$V_t = K[d(\rho_s - 1)]^{0.5} \text{ y } V_t = K(\rho_s - 1)d^2$$

La tasa de sedimentación de las partículas va a ser así:

- 1) Partículas con igual densidad; la  $V_t$  será función del diámetro

$$\left. \begin{array}{l} V_t \propto d^{0.5} : \text{ Regimen de Newton} \\ V_t \propto d^2 : \text{ Regimen de Stokes} \end{array} \right\}$$

- 2) Partículas con igual diámetro;  $V_t$  depende de  $(\rho_s - 1) = \Delta\rho$  diferencia de densidades

$$\left. \begin{array}{l} \sqrt{(\rho_s - 1)} \rightarrow \text{Newton} \\ (\rho_s - 1) \rightarrow \text{Stokes} \end{array} \right\} A \text{ mayor } (\Delta\rho) > v_t$$

La relación de tamaño de partícula ( $d_a$  y  $d_b$ ) para dos minerales de diferente densidad  $\rho_a$  y  $\rho_b$ , tiene igual velocidad terminal en sedimentación libre, la cual se conoce como la relación de sedimentación libre ( $R_f$ ), la cual fue mostrada por Gaudin como:

$$R_f = \frac{d_a}{d_b} = \left[ \frac{(\rho_b - 1)}{(\rho_a - 1)} \right]^n \text{ donde } n \begin{cases} 0.5 & \text{Newton} \\ 1.0 & \text{Stokes} \end{cases} \quad (40)$$

Siendo el subíndice a y b, para denominar mineral pesado y liviano, respectivamente.

A medida que el contenido de sólidos en la pulpa aumenta, aumenta el efecto de interferencia o colisiones partícula - partícula, por lo cual el líquido cargado de partículas actúa como un líquido denso con una densidad de pulpa mayor que la densidad del fluido original, aparece por lo tanto el término densidad de la pulpa  $\rho_f$ , reemplazando la unidad en la ecuación 40 y por lo cual aparece la relación de sedimentación obstaculizada  $R_h$ , (ver ecuación 42), en la cual la sedimentación de las partículas disminuye la velocidad.

$$R_f = \frac{d_a}{d_b} = \left[ \frac{(\rho_b - \rho_f)}{(\rho_a - \rho_f)} \right]^n \quad (41)$$

Un caso especial es cuando la densidad del fluido es cercanamente igual a la densidad del sólido de menor densidad. En esta situación, el denominador de la ecuación 41 tiende a infinito y por lo tanto el valor de  $R_f$  es muy grande y la separación por densidades se independiza prácticamente del tamaño de partícula.

**Tercer mecanismo:      Lograr un nivel de energía potencial mínimo mediante la estratificación de los lechos de partículas.**

De acuerdo a esta teoría, propuesta por Mayer (Buró, 198464), un lecho de partículas mezcladas en un estado no perturbado posee una energía potencial. Determinada.

Al agitarse un lecho de partículas, éstas se ubican relativamente dentro del espacio del lecho de acuerdo a sus diferentes gravedades y tamaños, fuertemente ligado a la velocidad de sedimentación.

Lo anterior genera una estratificación de las partículas ocasionada por la disminución de la energía potencial del sistema de mezcla, y en este escenario mecánico, se favorece la separación en jig.

La energía obtenida del pulso de jig no es directamente la responsable de la estratificación, si no es simplemente tiene un efecto de liberación de la energía potencial guardada en el lecho. Esta teoría explica porque la estratificación puede ser fácilmente obtenida por una simple agitación (no pulsante) de una mezcla de tamaños no uniformes.

La teoría puede, sin embargo, aplicarse mientras haya contacto físico entre el lecho móvil de partículas, porque de otro modo que se logran otros arreglos que no pertenecen necesariamente al nivel de energía potencial más bajo.

Consideramos un sistema binario de mezcla de partículas livianas y pesadas (ver figura 18) antes y después de la estratificación causada por una agitación lenta.

La energía potencial del sistema particulado para una mezcla completa  $E_1$  se expresa como:

$$E_1 = \frac{h}{2}[G_1 + G_2] \quad (42)$$

Donde  $G_1$  es el peso de mineral liviano en el fluido y  $G_2$  es el peso de mineral pesado.

Por otro lado, cuando el sistema particulado está totalmente estratificado, la energía potencial del sistema se expresará como:

$$E_2 = \frac{h_2}{2} G_2 + \left( h_2 + \frac{h_1}{2} \right) G_1 \quad (43)$$

Ahora la diferencia de energía potencial es:  $\Delta E$  será:

$$\Delta E = E_2 - E_1 = \frac{h_2}{2} G_2 + \left( h_2 + \frac{h_1}{2} \right) G_1 - \frac{h_2 + h_1}{2} [G_2 + G_1] \quad (44a)$$

$$\Delta E = \frac{h_2}{2} G_1 - \frac{h_1}{2} G_2 = -\frac{1}{2} [h_2 G_1 - h_1 G_2] = \frac{1}{2} [h_1 G_2 - h_2 G_1] \quad (44b)$$

Se puede observar que el término  $h_1 G_2 / 2$  representa el camino medio  $\overline{S_a S_2}$  (ver figura 18) de los pesados multiplicado por su peso  $G_2$  (equivalente a una energía producida), mientras que el término  $h_2 G_1 / 2$ , representa el trabajo hecho por el sistema para levantar los livianos a partir del centro de gravedad inicial  $S_a$  Hasta el punto del gravedad final  $S_1$ .

Se puede demostrar que la altura del centro de gravedad del sistema estratificado es (ver figura 18):

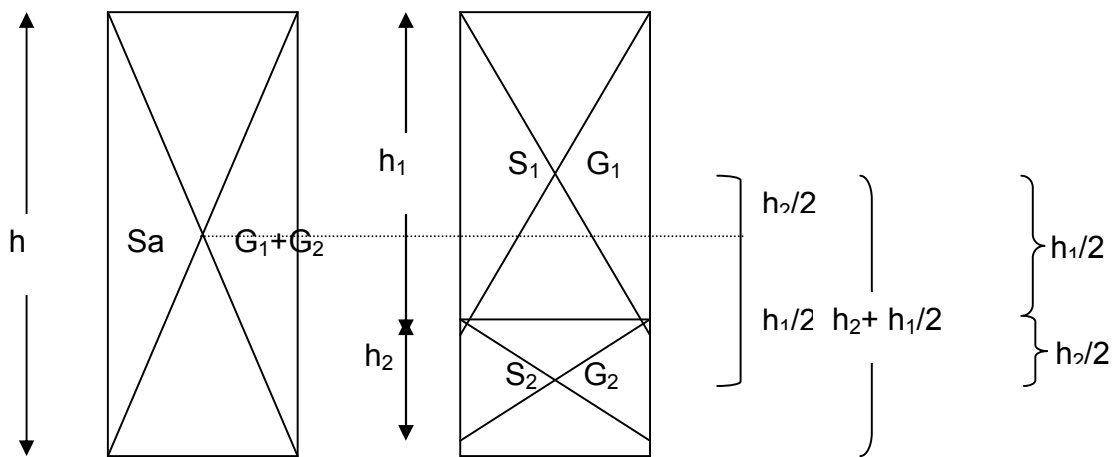
$$S_b = \frac{G_1(2h_2 + h_1) + G_2 h_2}{2(G_1 + G_2)} \quad (45)$$

La magnitud del desplazamiento de centro de gravedad del sistema estratificado respecto a sin estratificar será:  $S = S_a - S_b$ , donde  $S$  es un valor que indica la compactación de la mezcla.

Un aspecto interesante en esta teoría es que podremos relacionar una función de decaimiento del movimiento de los centros de gravedad mediante:

$$y_n = S(1 - K)^n \quad (46)$$

Donde  $y_n$ : es la ordenada del centro de gravedad después de  $n$  pulsos y  $K$  es una constante indicando la compactación de la mezcla deseada.



**Figura 18.** Esquema de variación de la energía potencial de un lecho de sin y con estratificación.

Según esta ecuación; el centro de gravedad baja inicialmente rápido, pero luego pasa a descender muy lentamente (ver ecuación 46).

El valor del parámetro  $K$  pueden evaluarse experimentalmente, por lo cual se puede hallar el número de pulsos necesarios para tener la mitad del valor de

$$Y = \frac{S}{2}$$

Lo que permite obtener un valor del número de pulsos  $n_{1/2}$ , tal que:

$$n_{1/2} = \frac{\log(1/2)}{\log(1 - k)} \quad (47)$$

Así para una mezcla podemos tener el número de pulsos necesarios para una separación deseada.

#### **Cuarto mecanismo:       Escurrimiento intersticial**

Dado que las partículas de diferente tamaño y/o densidad no recorren distancias iguales durante un período de sedimentación determinado, ellas pueden detenerse en diferentes instantes.

Lo anterior implica que las partículas gruesas permanecen en suspensión por un período mucho más corto de tiempo que las partículas finas. Como resultado de esto, las partículas gruesas se empaquetan, mientras las finas pueden escurrir a través de los intersticios de las más grandes.

Este efecto se denomina escurrimiento o percolación intersticial. Obviamente la sedimentación de los finos no es tan rápida durante el escurrimiento con respecto a las otras fases del ciclo del jig, pero si esta fase puede hacerse tan larga como sea posible, el efecto puede llegar a ser significativo durante la concentración.

El tamaño de partícula que escurre intersticialmente va a depender de la compactación en la succión del lecho.

#### **Estratificación en jig**

El movimiento o del jig produce una estratificación que favorece la separación de las partículas finas livianas e las gruesas densas (ver figura 19).

Se puede observar que el rebalse del jig esta caracterizado por estar enriquecido de partículas finas y livianas, mientras que la descarga del mismo se favorece por estar enriquecido de partículas gruesas y densas.

Sin embargo existe un intervalo de difícil separación, esto es, las partículas finas densas poseen la tendencia de salir del jig por la misma corriente donde salen las gruesas pesadas y por lo tanto no ocurre una separación clara entre grupo de partículas.

En este sentido la optimización del funcionamiento del jig pretende disminuir este intervalo de separación confusa, usando el concepto de variación sedimentación obstaculizada (ver figura 20).

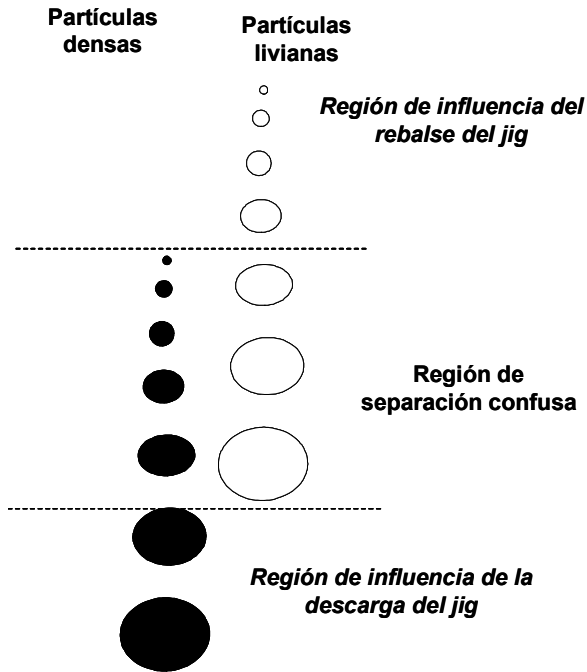
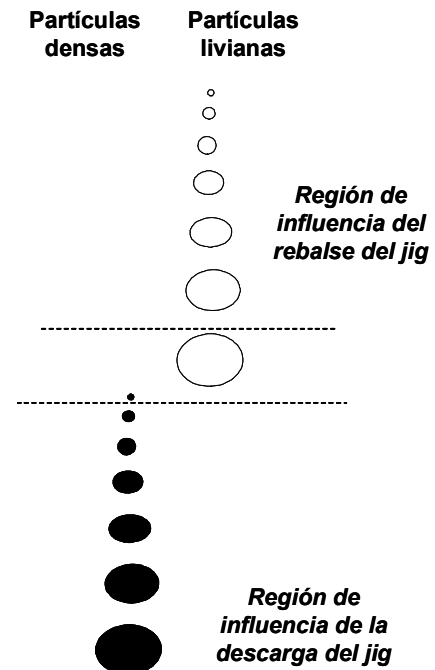


Figura 19. Estratificación del jig

Figura 20. Estratificación optimizada En un jig



## 5.5. SEPARACIÓN EN PELÍCULAS (Films)

La concentración en películas fluidas se puede dar de acuerdo al tamaño o espesor del film en:

Concentración películas delgadas.  
 Concentración en películas viscosas.

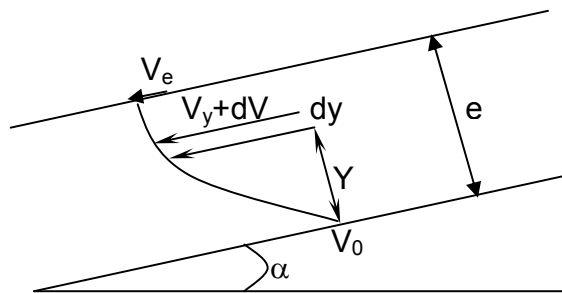
Los principios básicos de la concentración en este tipo de medio, es que el agua fluye en una superficie inclinada (ver figura 21), en una película delgada, bajo condiciones laminares. La velocidad de fluido posee una distribución parabólica, siendo cero en el contacto con la superficie y máxima en la parte superior del film o en cercanías de ella.

Bajo tales condiciones de flujo el  $N_{Re} < 500$ ; definido este como:

$$N_{Re} = \frac{\rho_f v e}{\mu} \quad (48)$$

Con

- $\rho_f$ : Densidad del fluido. ( $\text{kg. M}^{-3}$ )
- $V_f$ : Velocidad del fluido ( $\text{m.s}^{-1}$ )
- $e$ : Espesor del film (m)
- $\mu$ : Viscosidad dinámica de fluido ( $\text{N.s.m}^{-2}$ )



**Figura 21.** Perfil de velocidad de un fluido en un plano inclinado.

Consideremos una partícula situada en la parte interior de una superficie inclinada, sobre la cual fluye una película de agua (ver figura 22).

Se pueden considerar hidrodinámicamente tres fuerzas actuando sobre las partículas:

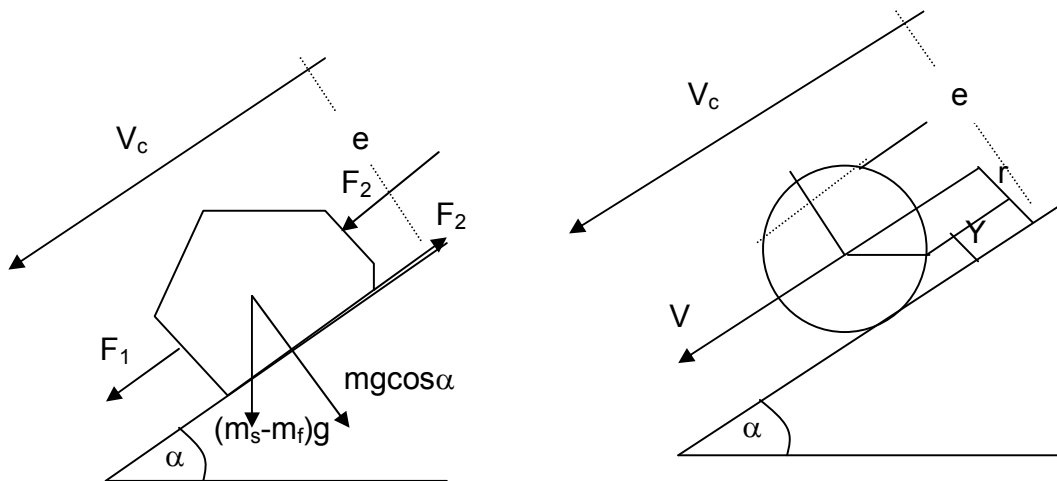
$F_1$ : Fuerza debida a la debida a la gravedad o componente de peso en el ángulo de inclinación  $\alpha$ :

$$F_1 = [m_s - m_f] g \sin \alpha \quad (49a)$$

$F_2$ : Fuerza de fricción entre partícula y placa sobre la que ocurre el desplazamiento:

$$F_2 = [m_s - m_f] r \cos \alpha = N\mu \quad (49b)$$

Donde  $\mu$  es el coeficiente de fricción entre la partícula y el material, sobre el cual fluye la película y puede tener valores que varían desde 0 hasta un coeficiente estático de fricción  $\mu_s$ .



**Figura 22.** Esquema de separación en films

Si la partícula se mueve el término  $\mu_s$  se convierte en  $\mu_D$  (coeficiente dinámico de fricción); el cual es menor que  $\mu_s$  y es función de la velocidad de la partícula  $V_s$ .

$F_3$ : Es la fuerza de interacción fluido – partícula o fuerza de arrastre.  $F_3$  es difícil de calcular, debido a que ella depende tanto de la forma y orientación de la partícula sino también del movimiento relativo partícula-fluido. Además, el fluido tiene una velocidad que es función de la profundidad. De hecho,  $F_3$  se compone de dos fuerzas opuestas. Una es la fuerza del fluido sobre la partícula actuando aguas abajo y la otra es la resistencia del fluido que la partícula experimenta debido a su movimiento.



Pueden obtenerse soluciones analíticas haciendo una sumatoria de fuerzas que actúan sobre todos los elementos individuales de la partícula. Esto se puede hacer para una partícula esférica si se asume que la resistencia del fluido es la misma a través del régimen del fluido por el cual atraviesa la partícula. Esto inmediatamente excluye los regímenes newtonianos y de transición (Pranhl) cerca a la base inferior, debido a las bajas velocidades; el régimen es de Stokes. Por ende, la ley de Stokes debe ser utilizada para una solución matemática - una suposición que es razonable, considerando las velocidades tan bajas y los tamaños finos que generalmente se involucra. Con base en las oposiciones anteriores, Gaudin (1939) desarrolló la ecuación para hallar el valor de  $F_3$ .

Asumiendo condiciones en régimen de Stokes, la fuerza de fluido  $dF_3$  para un elemento  $rd\beta$  sobre el perímetro de la esfera es:

$$dF_3 = 6\pi\mu(V_f - V_s)rd\beta \quad (50)$$

Donde  $V_f$ : velocidad de fluido en posición  $\beta$  y  $V_s$  es la velocidad de partícula

Como el perfil de velocidad del fluido es:

$$V_f = \frac{(\rho g \text{sen}(\alpha))(2e - y)y}{2\mu} \quad (51)$$

Considerando que  $y = \Gamma + \Gamma \cos\beta$ , y definido los parámetros  $B = 6\pi\mu$  y

$$A = \frac{(\rho g \text{sen} \alpha)}{2\mu}$$

se tiene que:

$$F_3 = -9\pi^2 \rho g \Gamma^3 \text{sen} \alpha + 12\pi^2 \rho g \Gamma^2 \text{sen} \alpha - 12\pi^2 \mu \Gamma V_s \quad (52)$$

La ecuación 52, anterior se puede usar al derivar la ecuación de movimiento de partículas esférica transportándose a través de una película delgada de fluido. No se debe usar (como generalmente se hace) para otras formas debido a que  $F_3$  debe ser calculado independientemente por ecuaciones apropiadas y una integración subsecuente, por lo que se sugieren métodos numéricos para hallar el balance de fuerzas a partir de las ecuaciones diferenciales de movimiento.

Para obviar el anterior problema, Gaudin (1939) introduce un coeficiente de aproximación,  $K$ , el cual para una esfera es  $2\pi$ , reemplazando en la ecuación 52, se obtiene que:

$$F_3 = 2(-9\pi^2 \rho g \Gamma^3 \text{sen} \alpha + 12\pi^2 \rho g \Gamma^2 \text{sen} \alpha - 12\pi^2 \mu \Gamma V_s) \quad (53)$$

Dado lo anterior la ecuación de  $F_3$  para una esfera puede aplicarse a otras formas, escogiendo un adecuado valor de  $K < 2\pi$  (generalmente  $K = 1.33$  para cubos,  $K = 1.00$  para platillos).

No se pueden esperar valores exactos; pero si nos dará una idea de la magnitud de la diferencia de movimiento entre las partículas. Por lo tanto  $F_3$  queda como:

$$F_3 = \left[ 6 - \frac{9}{2} \Gamma \left[ \pi K \rho g \Gamma^2 \operatorname{sen} \alpha \right] - 6 \pi K \mu \Gamma V_s \right] \quad (54)$$

Aplicando la 2ª ley de Newton:

$$m_s \left( \frac{dv}{dt} \right) = (m_s - m_f) g (\operatorname{sen} \alpha - \eta \cos \alpha) + F_3 \quad (55)$$

Sustituyendo los términos apropiados para  $F_3$  y  $m = \frac{4}{3} \pi \Gamma^3 \rho_s$  donde  $\rho_s$  es la densidad del sólido.

$$\frac{dv}{dt} = \left[ \frac{(\rho_s - \rho)}{\rho_s} \right] g (\operatorname{sen} \alpha - \mu \cos \alpha) - \frac{9 \mu K v}{2 \rho_s \Gamma^2} + \left( \frac{9}{2} \rho_s \right) K \rho (\operatorname{sen} \alpha) \cdot g \frac{e}{\Gamma} - (27 K \rho g \operatorname{sen} \alpha) \rho_s \quad (56)$$

En la derivación del anterior ecuación se asume que la fuerza de fricción está actuando completamente. Esto no puede ser así como y no habría movimiento cuando el término  $(\operatorname{sen} \alpha - \mu \cos \alpha)$  se torne positivo. Cuando  $dv/dt = 0$  y  $\eta = \eta_s$  la condición límite se deriva:

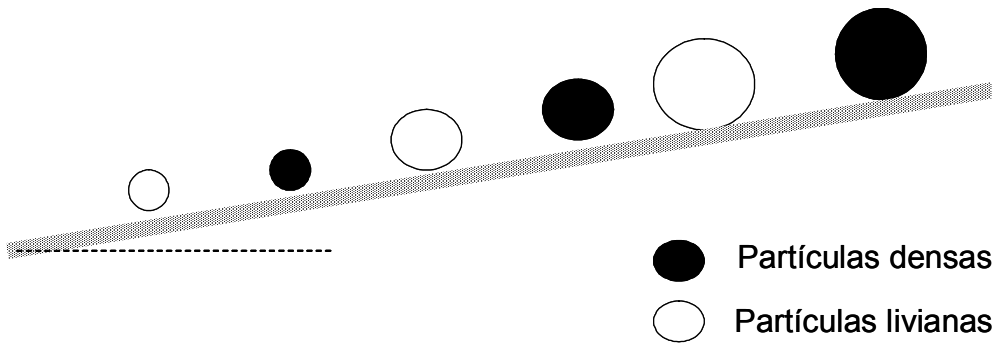
$$c \operatorname{tg} \alpha = \left[ \frac{[9k\rho]}{[2(\rho_s - \rho_f)\Gamma]} - \frac{27k\rho}{8(\rho_s - \rho_f)} \right]^n \quad (57)$$

## ESTRATIFICACIÓN EN PELICULAS

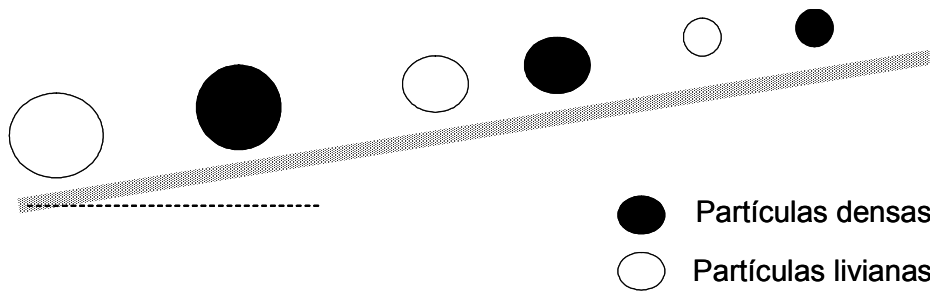
Cuando las partículas minerales se someten a un escurrimiento en películas delgadas, se produce un primer arreglo de las partículas controlado por la densidad y tamaño de las partículas (ver figura 23), el cual se denominará primer evento de estratificación.

Luego del ocurrido el primer evento, el rodamiento de las partículas, ocasiona un segundo momento de estratificación gobernado principalmente por el diámetro de las partículas (ver figura 24).

En este sentido existen mecanismos para evitar el segundo evento como los rifles y demás rugosidades que impidan el desplazamiento de las partículas aguas abajo



**Figura 23.** Primer evento de estratificación de partículas en planos inclinados



**Figura 24.** Segundo evento de estratificación de partículas en planos inclinados

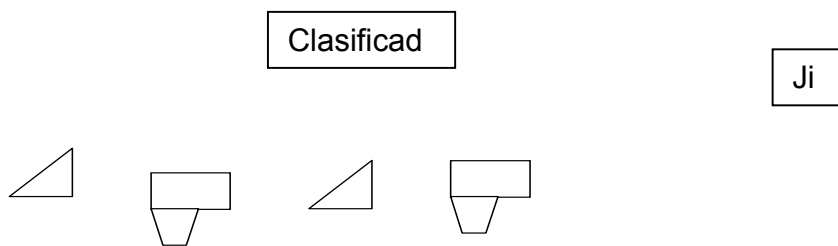
## PROBLEMAS

1. La recuperación de un equipo gravitacional se pudo modelar y se obtuvo la siguiente ecuación:

$$R = 1 - \exp\left[-\left(\frac{d^3 - 50}{1 - \phi_v}\right)t\right]$$

Grafique como se comporta la recuperación con el tiempo  $t$  y con la fracción volumétrica de sólidos  $\phi$

2. La figura siguiente muestra una disposición de clasificadores y jig, los cuales se pueden conectar en serie o en paralelo.



Si se tiene una mena en la cual los valores del mineral pasado están en el intervalo de tamaño medio (un 30% del mineral valioso) fino (un 70% del mineral valioso). Cómo sería el arreglo o distribución de las corrientes para que el circuito cumpliera satisfactoriamente su objetivo de concentrar los pesados, tener una recuperación y razón de enriquecimiento cercana a la ideal. Justifique claramente su respuesta.

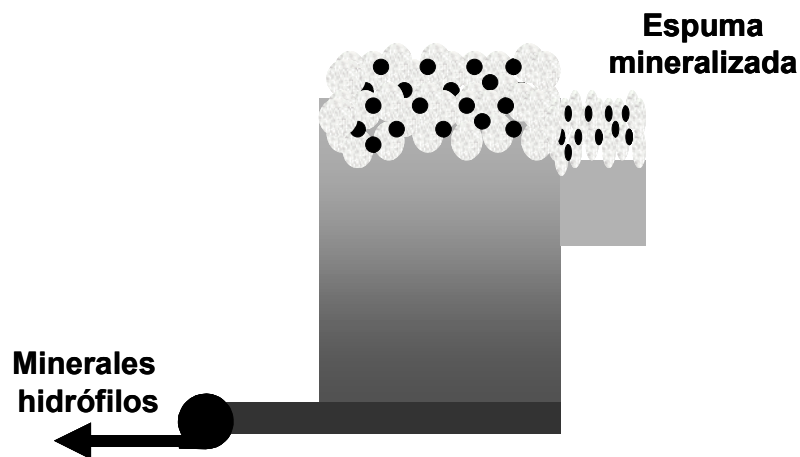
3. Responda las preguntas siguientes

- Demuestre que la aceleración diferencial al inicio de la caída no depende del tamaño de la partícula.
- El mecanismo de sedimentación obstaculizada tiene un propósito. Cuál es su objetivo y que pasaría si este mecanismo prácticamente desaparece en la estratificación en Jigs y que efecto tendría sobre la estratificación y posterior separación.
- Cuál es el efecto metalúrgico de tener ciclos muy largos de escurrimiento intersticial en la separación con Jigs.
- Explique la función del agua de caja en el ciclo del jig.
- Analice cuáles son los valores esperados de recuperación y razón de enriquecimiento, que permitan posicionar estos equipos en un arreglo de planta, como Rougher-Scavenger, Rougher-limpieza, Rougher, Scavenger, o limpieza solamente.
- Detalle los parámetros operacionales, de diseño y perturbaciones en el uso de Jigs.

## 6. FLOTACION DE MINERALES

La flotación es un método fisicoquímico de concentración de minerales en suspensiones acuosas y que consiste en separar partículas sólidas “hidrófobas” de partícula sólida “hidrofílicas”, asistida con inyección de burbujas de aire.

Algunos minerales pueden ser hidrófobos por naturaleza (p.e., talco, azufre, molibdenita y grafito), pero a la gran mayoría de éstos se les debe inducir su hidrofobicidad mediante la adición de tensoactivos que generen la reducción de la tensión superficial de la interfase sólido-agua y permita la adsorción espontánea de burbujas de aire para que el sistema partícula-burbujas ascienda hasta la superficie en donde previamente se ha formado una espuma, de estabilidad suficiente, para permitir su evacuación por rebalse del sistema burbuja-partícula hidrofóbica (ver figura 25).

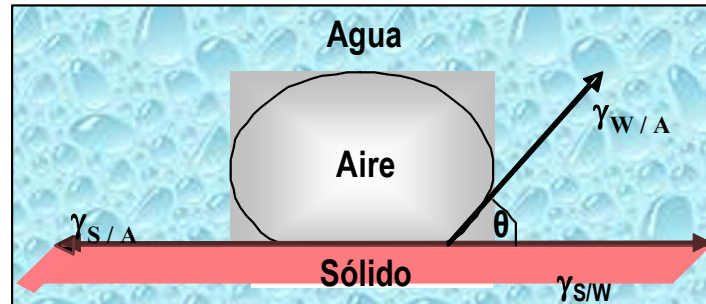


**Figura 25.** Celda de flotación espumante

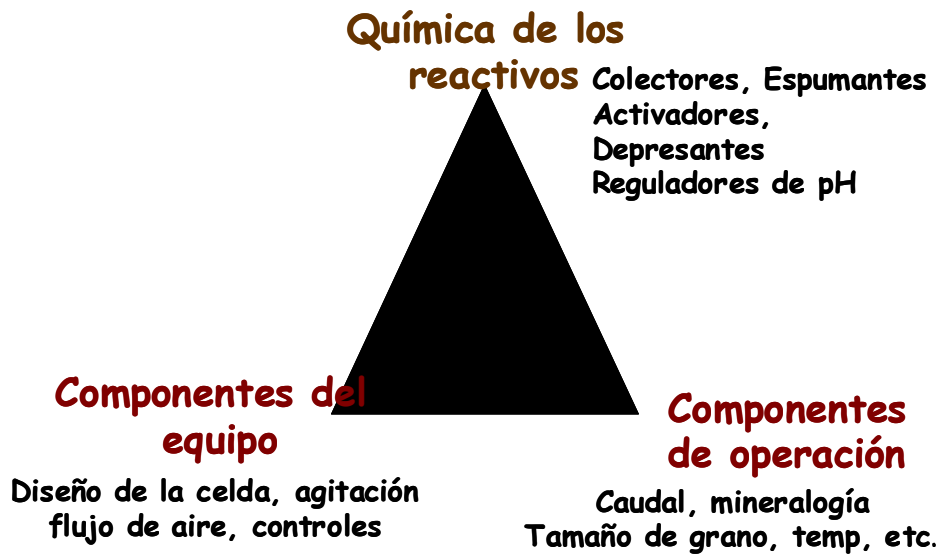
Por otro lado, las especies minerales hidrofílicas, se humectan en el medio acuoso, ya que establecen enlaces superficiales con los grupos iónicos del agua ( $H^+$  y  $OH^-$ ) y se descargan en la parte inferior por sedimentación. Lo anterior suele conocerse como adsorción de agua.

Lo anterior implica que la flotación es un fenómeno fisicoquímico que involucra las interfases líquido/gas, líquido/sólido y sólido/gas (ver figura 26), además de un complejo sistema de reactivos, parámetros del mineral y parámetros del equipo a usar (ver figura 27).

Como se mencionó antes, la mayoría de los minerales no poseen flotabilidad natural y se les debe inducir la hidrofobicidad, con la ayuda de reactivos particulares llamados colectores. Además de los colectores se emplean en flotación otros reactivos que describiremos más continuación.



**Figura 26.** Esquema de la interfase aire-agua-sólido, mostrando el ángulo de contacto (tomado de Fuente: WILLS B. A, 999).



**Figura 27.** Parámetros del complejo sistema de operación de la flotación espumante (Tomado de Fuerstenau, 1999)

## 6.1. TERMODINÁMICA DE LA FLOTACIÓN Y ADHESIÓN PARTÍCULA BURBUJA.

La termodinámica de la flotación permite obtener información acerca de la hidrofobicidad de una partícula y por ende de su relación con los grupos iónicos del agua.

La energía libre superficial y la tensión superficial, se relacionan según la ecuación 58., siendo G la energía libre y A el área de la interface.

$$dG = \gamma dA \quad (58)$$

Despejando la tensión superficial  $\gamma$ , se obtiene:

$$\gamma = \left[ \frac{dG}{dA} \right]_{T,P,n} \quad (59)$$

La tensión superficial  $\gamma$ , es entonces una medida del trabajo requerido para aumentar la superficie en  $1 \text{ cm}^2$ , a P, T y n constantes.

La actividad de una superficie mineral en relación a los reactivos de flotación en el agua depende de las fuerzas que actúan en la superficie. Para que sea factible la flotación de partículas sólidas o líquidas más densas que el líquido, es preciso que la adherencia de las partículas a las burbujas de gas sea mayor que la tendencia a establecer un contacto entre las partículas y el líquido.

Este contacto entre un sólido y un líquido se determina mediante la medida del ángulo formado por la superficie del sólido y la burbuja de gas, llamado ángulo de contacto  $\theta$  (ver figura 26).

En el equilibrio, las fuerzas de interfaciales que conducen al desarrollo de un ángulo de contacto  $\theta$ , es un parámetro termodinámico que se usa para describir la hidrofobicidad de las superficies minerales.

Normalmente, el parámetro que suele emplearse para determinar el balance de fuerzas en las interfaces, es la tensión superficial  $\gamma$  y la ecuación 1 (conocida como ecuación de Young) muestra dicho equilibrio de fuerzas

$$\gamma_{S/A} = \gamma_{W/A} + \gamma_{S/W} \cos \theta \quad (60)$$

donde:  $\gamma_{S/A}$ ,  $\gamma_{S/W}$ ,  $\gamma_{W/A}$  son las energías de superficie entre las fases sólido – aire, sólido – agua y agua aire respectivamente.

Se ha demostrado que la energía libre de la delgada capa que separa una partícula y una burbuja, referida a la película que produce desunión, puede cambiar a medida que la burbuja se aproxima a la superficie del mineral, por lo

tanto, el proceso de adhesión de una partícula sólida a una burbuja durante el proceso de flotación se realiza en tres etapas (figura 28):

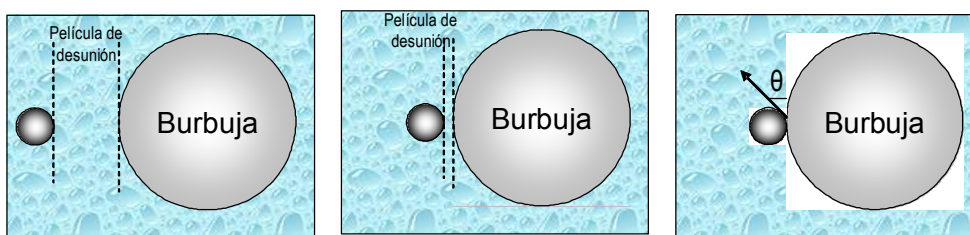
- El acercamiento de la burbuja a la partícula debido a turbulencia o atracción entre ambas: predomina la hidrodinámica del proceso de flotación. En esta etapa la película de agua (película de desunión) es completamente estable, su energía libre se incrementa a medida que la burbuja se aproxima al mineral.
- El adelgazamiento de la película de agua entre la burbuja y la partícula hasta la ruptura: predomina la intervención de las fuerzas moleculares como las de Van der Waals y eléctricas que se originan de la interacción de las dobles capas que hay en torno a las partículas y de hidratación de cualquier grupo hidrofílico existente sobre la superficie de la partícula. En esta etapa la película de agua es completamente inestable, la energía libre de la misma disminuye a medida que la burbuja se aproxima a la superficie del mineral.
- Ruptura de la película de agua entre la burbuja y el sólido para establecer finalmente el equilibrio de contacto: se define el ángulo de contacto.

La fuerza necesaria para romper la interfase partícula – burbuja es el llamado trabajo de adhesión  $W_{adh}$ , y es igual al trabajo necesario para separar la interfase sólido – aire y produce las interfases separadas aire – agua y sólido – agua, es decir,

$$W_{adh} = \Delta G_{adh} = \gamma_{W/A} + \gamma_{S/W} - \gamma_{S/A} \quad (61)$$

Al combinar las ecuaciones 58 y 59, se tiene:

$$W_{S/A} = \gamma_{W/A}(1 - \cos \theta) \quad (62)$$



**Figura 28.** Proceso de adhesión partícula – burbuja

Es claro decir a partir de esta relación, que el proceso de adhesión partícula - burbuja es factible termodinámicamente, si el ángulo de contacto entre la burbuja y la superficie del mineral es mayor a cero. Mientras mayor sea el ángulo de contacto más grande será el trabajo de adhesión entre la partícula y la burbuja;



además el sistema es más elástico ante las fuerzas de rompimiento. La *flotabilidad* de un mineral aumenta con el ángulo de contacto y se dice que los minerales con alto ángulo de contacto son *aerofílicos*, es decir que tienen mayor afinidad por el aire que por el agua.

El ángulo  $\theta$  se puede aumentar mediante el uso de sustancias tensoactivas que forman una película hidrófoba alrededor de las partículas. Tales sustancias poseen en sus moléculas una parte no polar (hidrófoba) que es atraída por las burbujas de aire en ascensión y otra polar (hidrófila), que es atraída por la fase dispersa. El empleo de sustancias espumantes también ha sido recomendado para formar una mezcla más estable de burbujas y partículas, tales sustancias tienen, además, la propiedad de reducir el tamaño de las burbujas de aire, aumentando la superficie específica de las mismas, para proporcionar mayor capacidad de absorción y tiempo de contacto, ya que burbujas de aire pequeñas poseen menores velocidades ascensionales.

### **Adsorción de surfactantes en la interfase mineral - solución: adsorción Física y química.**

La adsorción de colectores sobre una superficie mineral es dependiente de varios factores, tales como: la carga superficial y la composición química superficial del mineral, la química en solución del mineral, de los surfactantes y del solvente. Las principales fuerzas que intervienen en la adsorción de surfactantes son: la atracción electrostática, uniones covalentes, uniones por puentes de hidrógeno (Van der Waals) y la unión no polar entre el surfactante y el mineral, así como las atracciones laterales entre las especies adsorbidas.

- **Adsorción física – fisiadsorción.** Se presenta cuando los iones se adsorben por fuerzas electrostáticas y enlaces hidrofóbicos (interacciones de Van der Waals entre las cadenas hidrocarbурadas). La adsorción ocurre a través de contrapones individuales en la doble capa eléctrica cuando la concentración de surfactante es baja.

Las fuerzas electrostáticas juegan un papel muy importante en sistemas donde el surfactante y el mineral se encuentran cargados. La adsorción electrostática de surfactantes puede estar influenciada también por otras especies presentes en el sistema, por ejemplo, cationes multivalentes mejoran la flotación de cuarzo usando ácidos grasos, debido a que estos iones se adsorben sobre la superficie haciendo que el cuarzo tenga un comportamiento superficial opuesto al del surfactante.

Las interacciones cadena – cadena (enlaces hidrofóbicos), resultan por la asociación de cadenas hidrocarbурadas de las especies surfactantes adsorbidas en la superficie del mineral para formar agregados bidimensionales llamados

*hemimiscelas*<sup>1</sup>, las cuales se presentan cuando la concentración de surfactante es alta.

- **Adsorción química – quimisorción.** La adsorción de surfactante debida a la interacción entre uniones covalentes con la superficie del mineral es llamada *quimisorción*. La unión química entre el surfactante y el sólido es más específica que otras uniones.

La quimisorción es de enorme interés para la flotación puesto que se puede obtener selectividad si hay una reacción específica sobre un tipo de mineral o bien sobre un grupo de minerales. Este caso aplica a la separación de cuarzo presente en las arcillas, donde gracias a la quimisorción generada por un proceso de activación con iones calcio y magnesio donde se forman complejos hidroxil con éstos iones, se logra selectividad sobre el cuarzo y no sobre las especies arcillosas (aluminosilicatos), logrando la separación.

### **Teoría de la doble capa eléctrica**

La doble capa eléctrica es un sistema en el cual, por definición, existe una separación de carga eléctrica en una interface (ver figura 5), ésto es, hay una capa de carga positiva y una capa de carga negativa. Los principales procesos mediante los cuales las partículas dispersas en un líquido pueden desarrollar cargas eléctricas en su superficie son<sup>2</sup>:

- a. Adsorción específica de iones de superficie activa (es decir, surfactantes iónicos)
- b. Polarización de la interface mediante la aplicación de una diferencia de potencial con una fuente externa.
- c. La sustitución isomórfica en la red cristalina del sólido, por ejemplo, remplazamiento de  $\text{SiO}^{4+}$  por  $\text{Al}^{3+}$  en la red cristalina de las arcillas.
- d. La adsorción de polímeros cargados o polielectrolitos.
- e. Transporte a través de la interface de iones que hacen parte de la red cristalina.

Como resultado del desarrollo de la carga superficial, la superficie del sólido adquiere un potencial con respecto a la solución. La carga es compensada por una distribución de carga igual en la fase acuosa. La carga en solución junto con la carga sobre la superficie del sólido esta referida a la doble capa eléctrica.

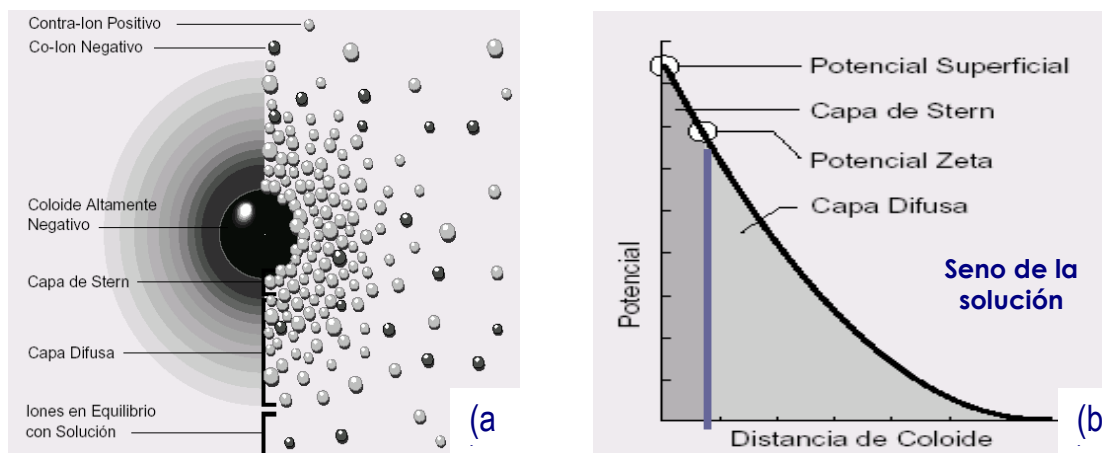
Los iones determinantes de potencial son aquellos que establecen la carga superficial, éstos incluyen: iones que componen el sólido, iones  $\text{H}^+$  y  $\text{OH}^-$  y los iones capaces de formar complejos con las especies superficiales. Los

contraiones son aquellos que no tienen afinidad especial por la superficie y son adsorbidos por atracción electrostática.

La figura 29 muestra un esquema de la doble capa eléctrica y el descenso del potencial a través de la doble capa en una interface sólido – agua. Se usa el modelo de la doble capa como herramienta para explicar el concepto de potencial Z. La figura 29 a permite visualizar la atmósfera iónica en la proximidad del coloide cargado y explicar como actúan las fuerzas eléctricas de repulsión.

**El potencial zeta.** La doble capa se forma con el fin de neutralizar el coloide cargado, y establecer la electroneutralidad del sistema, sin embargo, el exceso de contraiones en la superficie del mineral genera una diferencia de potencial eléctrico por el gradiente de carga eléctrica entre los contraiones adsorbidos y el seno de la solución (esto es lejos de la partícula), donde se asume potencial de referencia o cero y la diferencia de energía potencial eléctrica entre la superficie y el seno de la solución se denomina potencial superficial.

La figura 29 b muestra que cuando nos alejamos de la superficie, el modelo de doble capa eléctrica asume que potencial cae linealmente en la capa de Stern, para luego decaer de manera exponencial a través de la capa difusa aproximándose a cero en el seno de la solución.



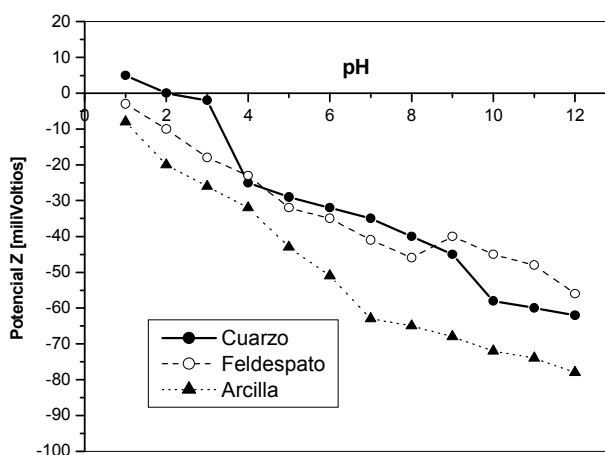
**Figura 29** a). Modelo de la doble capa eléctrica y b).Variación del potencial a través de la doble capa en la interface sólido – agua

Un punto de particular interés es el potencial donde se unen la capa difusa y la de Stern (ver figura 29 b). Este potencial es conocido como **el potencial zeta**, el cual es importante porque puede ser medido de una manera muy simple, mientras que la carga de la superficie y su potencial no pueden medirse

El potencial zeta es una manera efectiva de controlar el comportamiento superficial del coloide, su carga es una clave de los iones que se puede adsorber, de su capacidad de interacción con los grupos iónicos del agua, etc.

El comportamiento de potencial Z con el *pH* de la suspensión acuosa en la cual se encuentra el coloide, se puede describir como en la figura 30.

Se puede ver fácilmente en la figura 30, que un valor de *pH* en particular, donde se neutralizan las cargas eléctricas superficiales, este valor de *pH* en donde la carga superficial se vuelve cero se conoce como punto de carga cero (PZC, por sus siglas en inglés). El valor del *pH* donde el potencial  $\zeta$  es cero, se conoce como punto isoeléctrico (IEP por sus siglas en inglés).



**Figura 30.** Comportamiento de potencial Z con el *pH* para tres minerales

Como resultado del desarrollo de la carga superficial, la superficie del sólido adquiere un potencial con respecto a la solución. La carga es compensada por una distribución de carga igual en la fase acuosa. La carga en solución junto con la carga sobre la superficie del sólido esta referida a la doble capa eléctrica.

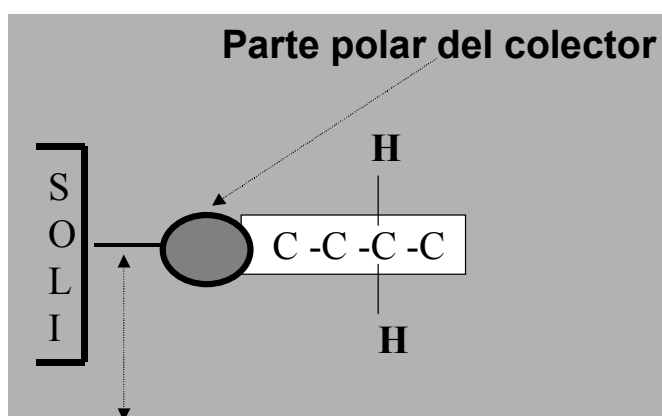
Los iones determinantes de potencial son aquellos que establecen la carga superficial, éstos incluyen: iones que componen el sólido, iones  $H^+$  y  $OH^-$  y los iones capaces de formar complejos con las especies superficiales. Los contraiones son aquellos que no tienen afinidad especial por la superficie y son adsorbidos por atracción electrostática

## 6.2. REACTIVOS DE FLOTACIÓN

Los surfactantes son usados en los procesos de flotación con el propósito de cambiar las propiedades de mojabilidad de los minerales. En general, éstos

pueden clasificarse en tres tipos: colectores, espumantes y reguladores. La selección de los reactivos de flotación se realiza teniendo en cuenta el comportamiento superficial de los minerales involucrados cuando están en suspensión, a partir de las curvas de potencial Z, las cuales relacionan el comportamiento de la carga superficial a diferentes condiciones de *pH*.

**Colectores.** Los colectores son componentes heterogéneos que contienen un grupo inorgánico activo acoplado a una cadena hidrocarburada (ver figura 31). En general, el grupo inorgánico es la parte del colector que se adsorbe sobre la superficie del mineral, mientras que la cadena hidrocarburada, siendo de naturaleza no iónica, provee hidrofobicidad a la superficie mineral después de la adsorción del colector. Debido a la atracción química, eléctrica o física entre las partes polares y los sitios de la superficie, los colectores se adsorben sobre las partículas con su extremo no – polar orientado hacia la masa de la solución, impartiendo hidrofobicidad a las partículas (figura 31)



**Figura 31.** Esquema general de un colector

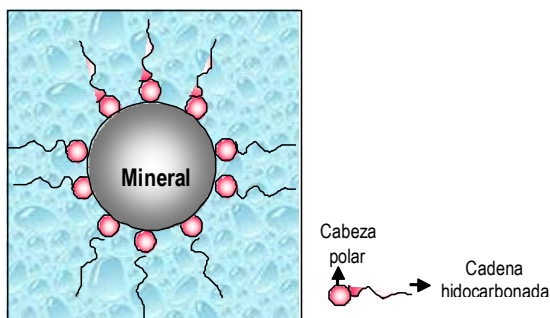
Existe una variedad de colectores y ellos se clasifican de acuerdo a su carácter catiónico, aniónico o neutro de su cabeza polar.

Los **colectores catiónicos** de importancia son las aminas, las propiedades relevantes de estos reactivos son: la longitud de la cadena hidrocarburada, la constante de ionización, su solubilidad y concentración micelar crítica. Las aminas pueden ser primarias, secundarias o cuaternarias. Las aminas primarias son las más usadas en la industria y ellas se ionizan en solución acuosa por protonización.

Los **colectores aniónicos** usualmente incluyen carboxilatos (ácidos grasos), sulfonatos, alkyl sulfatos y ciertos agentes quelantes.

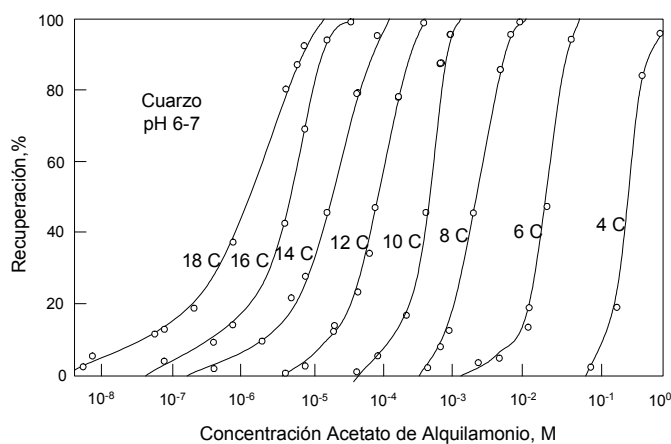
La adsorción de colectores sobre la superficie mineral depende de factores tales como: la carga superficial, la composición química superficial del mineral y los

surfactantes. Las principales fuerzas involucradas en la adsorción tienen que ver con: atracción electrostática, uniones covalentes, uniones por puente de hidrógeno y uniones no polares entre el surfactante y el mineral, así como la atracción lateral entre las especies adsorbidas<sup>3</sup>.



**Figura 32.** Adsorción del colector sobre una superficie mineral: interface sólido – líquido

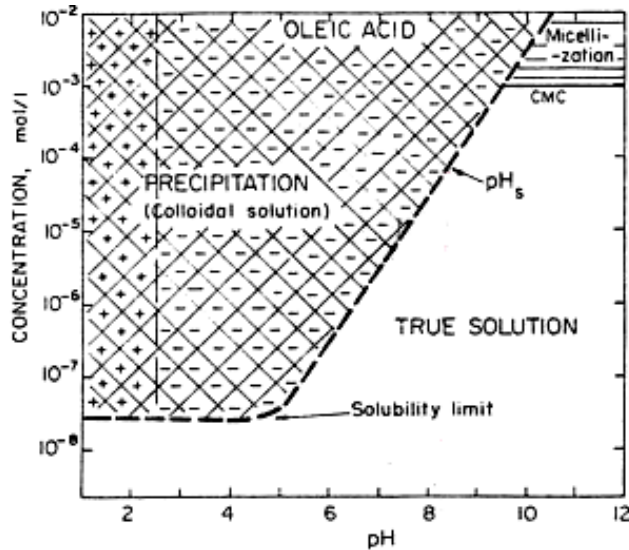
Debido a que la cadena hidrocarbonada controla la interacción del colector con las moléculas de agua, su longitud tiene un efecto pronunciado sobre la adsorción de un surfactante en las interfaces sólido – agua y aire – agua. La figura 33 muestra el efecto del largo de la cadena sobre la respuesta a la flotación del cuarzo a *pH* neutro usando colectores aniónicos



**Figura 33.** Efecto de la longitud de la cadena hidrocarbonada sobre la flotación del cuarzo usando acetato de alquil amonio (Tomado de Fuerstenau, D.W. 1999)

Para explicar la química en solución de ácidos grasos (ácido oleico) y aminas primarias (dodecil amina), se usan los diagramas de equilibrio termodinámico de colectores (figuras 34 y 135), estos muestran las siguientes características:

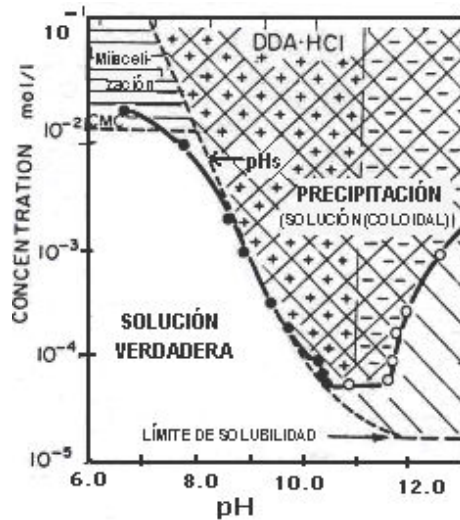
- Zona de "solución verdadera" donde no hay precipitación del colector sobre la superficie del sólido, por lo tanto no hay modificación superficial.



**Figura 34.** Diagrama de equilibrio termodinámico para el ácido oléico (Tomado de Laskowsky, 1987).

- Zona de precipitación, donde el colector forma un precipitado coloidal sobre la superficie del sólido y la tensión superficial disminuye.
- Punto de límite de solubilidad y concentración micelar crítica, extremos donde no se presenta flotación debido a características del colector, referidas a su concentración. Las micelas formadas a concentraciones superiores a la concentración micelar crítica (CMC) del surfactante depresan la flotación de minerales.
- Zona de variación lineal, donde ocurre el proceso de flotación gracias a la modificación que se genera por el surfactante.

En algunos gráficos se muestra además, el comportamiento superficial del precipitado formado por el colector, indicando que indiferente de su naturaleza original (catiónica o aniónica), a diferentes condiciones de pH y concentración, puede tener ambos comportamientos de carga



**Figura 35.** Diagrama de equilibrio termodinámico para la Dodecylamina (Tomado de Laskowsky & Nyamekye 1994).

## Tipos de colectores y especificación de uso

### Colectores de sulfuros

Los tiocolectores (*tio= sulfuro*) usados son esencialmente aniónicos y entre los más destacados citaremos:

- Los Xantatos son solubles en agua y estables en un amplio intervalo de pH, son reactivos sensibles a la oxidación y forman compuestos insolubles con la mayoría de los iones metálicos pesados.
- Los Ditiofosfatos poseen propiedades colectoras para las piritas, más selectivas que los Xantatos, son menos oxidables pero, se unen más débilmente a la superficie de los sulfuros. Este tipo de reactivos se emplea para flotar sulfuros de cobre, de plomo y de metales preciosos.
- Otros reactivos considerados como colectores de sulfuros metálicos tenemos: Mercaptobenzotisales, mercaptanos, ditiocarbamatos, etc.

### Colectores de Óxidos

Para los minerales del tipo óxidos, se pueden usar colectores aniónicos y cationicos.



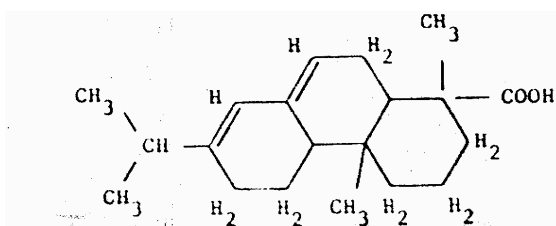
### Colectores Aniónicos

Los Ácidos grasos y sus sales que se emplean para colectar calcáreos como calcita, dolomita, etc. los mecanismos de adsorción sobre estos minerales son de dos tipos así:

- Adsorción de tipo quimisorción, con formación de carboxylatos insolubles de calcio, magnesio, etc.
- Adsorción de tipo físico de la molécula de ácido o de soda no disociada según el rango de pH

En las Tabla 5 a 6 se presentan algunas especificaciones de este tipo de colectores.

**Tabla 5** Estructura y Solubilidad de algunos ácidos Grasos.

Acido Graso	Formula	solubilidad de la Molécula sin disociar ( <u>M</u> ), 20°C
Capricho	$\text{CH}_3 (\text{CH}_2)_8\text{COOH}$	$3.0 \times 10^{-4}$
Laurico	$\text{CH}_3 (\text{CH}_2)_{10}\text{COOH}$	$1.2 \times 10^{-5}$
Myristico	$\text{CH}_3 (\text{CH}_2)_{12}\text{COOH}$	$1.0 \times 10^{-6}$
Palmitico	$\text{CH}_3 (\text{CH}_2)_{14}\text{COOH}$	$6.0 \times 10^{-7}$
Estearico	$\text{CH}_3 (\text{CH}_2)_{16}\text{COOH}$	$3.0 \times 10^{-7}$
Elaidico	$\text{CH}_3 (\text{CH}_2)_7\text{CH} = \text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COOH}$	
Oleico	$\text{CH}_3 (\text{CH}_2)_7\text{CH} = \text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COOH}$	
Linoleico	$\text{CH}_3 (\text{CH}_2)_4\text{CH} = \text{CHCH}_2\text{CH} = \text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COOH}$	
Linoleico	$\text{CH}_3\text{CH}_2\text{CH} = \text{CHCH}_2\text{CH} = \text{CHCH}_2\text{CH} = \text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COOH}$	
Abietico		

Los Alkyl-sulfonatos se emplean para flotar los óxidos de hierro a *pH* neutros o ligeramente ácidos, mientras los Alkyl-sulfatos son excelentes colectores de la baritina y se emplean para flotar barita en minerales con calcita.

Los reactivos acomplejantes, los cuales se adsorben en la superficie de ciertos minerales bajo la acción de fuerzas específicas de acomplejación. Por ejemplo los hidroxamatos

**Tabla 6.** Productos de Solubilidad de Varios Carboxylatos Metálicos y ácidos grasos  $pK_{sp}$

Atomos de Carbón en la Molecula	Mg <sup>++</sup>	Sr <sup>++</sup>	Ba <sup>++</sup>	La <sup>+++</sup>
12	10.48	11.02	11.46	23.91
13	-	-	-	-
14	13.08	13.37	14.15	27.14
16	15.77	16.16	17.11	31.03
18	18.33	18.60	19.60	34.30

**Tabla 7.** Productos de Solubilidad de Varios Carboxylatos y sulfonatos de Calcio,  $pK_{SP}$

Atomos de Carbón en la Molecula	Ca(RCOO) <sub>2</sub>	Ca(RSO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>
8	6.57 <sup>6</sup>	-
9	8.10 <sup>6</sup>	-
10	9.32 <sup>5</sup> , 9.42 <sup>6</sup>	8.07 <sup>6</sup>
11	10.90 <sup>5</sup> , 10.66 <sup>6</sup>	-
12	12.16 <sup>5</sup> , 12.16	10.33 <sup>6</sup>
13	13.30 <sup>5</sup>	-
14	14.665, 15.005	13.54 <sup>6</sup>
16	17.42 <sup>5</sup>	15.80 <sup>6</sup>
18	19.69 <sup>5</sup>	-

**Tabla 8.** Formulas Estructurales de Varios Colectores Aniónicos

Colector	Formula Estructural
<b>Carboxylato</b>	$\begin{array}{c} \text{O}^- \dots\dots \text{Na}^+ \\   \\ \text{R} - \text{C} \\    \\ \text{O} \end{array}$
<b>Sulfonato</b>	$\begin{array}{c} \text{O} \\    \\ \text{R} - \text{S} - \text{O}^- \dots\dots \text{Na}^+ \\   \\ \text{H} \\   \\ \text{O} \end{array}$
<b>Alkyl sulfato</b>	$\begin{array}{c} \text{O} \\    \\ \text{R} - \text{O} - \text{S} - \text{O}^- \dots\dots \text{Na}^+ \\    \\ \text{O} \end{array}$
<b>Hydroxamato</b>	$\begin{array}{c} \text{H} \\   \\ \text{R} - \text{C} - \text{N} \\    \quad   \\ \text{O} \quad \text{O}^- \dots\dots \text{Na}^+ \end{array}$

Se ha encontrado (Laskowsky & Nyamekye 1994), que la precipitación in situ de partículas coloidales en la interfase es la clave de la flotación con ácidos débiles (ver figura 35).

### Colectores Catiónicos

Están constituidos por un grupo polar nitrogenado y una cadena no polar esencialmente alifática, salvo en algunas excepciones. Se distinguen según el número de átomos de H que se reemplazan, dentro de la molécula  $NH_3$ , por cadenas hidrocarbурadas, como aminas primarias hasta aminas cuaternarias, donde el radical más común tiene 12 ó 16 carbonos. Estos reactivos son empleados para flotar cuarzo, silicatos, etc.

Su adsorción se ha ligado al establecimiento de fuerzas electrostáticas y a las uniones laterales de cadenas promoviendo la formación de hemimicelas.

Su costo es elevado y por lo tanto, se emplean solo en casos particulares como flotación de óxidos de cinc y flotación inversa de minerales de hierro. En las Tablas siguientes se presentan algunos de estos colectores.

Laskowsky (1987) ha encontrado que la formación de miscelas y la generación de un precipitado genera las mejores condiciones de flotación (ver figura 34 y 35)

**Tabla 9.** Colectores Catiónicos

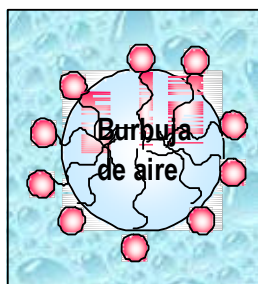
Colector	Formula*	Ión
Sal de Amina Primaria	$\text{RNH}_3\text{Cl}$	$\text{RNH}_3^+$
Sal de Amina Secundaria	$\text{RR}'\text{MH}_2\text{Cl}$	$\text{RR}'\text{NH}_2^+$
Sal de Amina Terciaria	$\text{R(R}')_2\text{NHCl}$	$\text{R(R}')_2\text{NH}^+$
Sal de Amonio cuaternario	$\text{R(R}')_3\text{NCl}$	$\text{R(R}')_3\text{N}^+$
Sales Sulfónicas**	$\text{RS(R}')_2\text{Cl}$	$\text{RS(R}')_2^+$
<b>Alkyl Pyridinium Salt</b>	<b>R NHCl</b>	<b>R NH<sup>+</sup></b>

\* R Representa la cadena de hidrocarburos, generalmente de 10 ó más átomos.

R' Es una cadena corta Alkylis, generalmente del grupo metyl.

\*\* Compuestos de Fósforo, yodo y arsénico también son conocidos.

**Espumantes.** Son reactivos orgánicos de superficie activa heteropolar, capaces de adsorberse en la interfase aire – agua (figura 36), cuya función en el sistema de flotación consiste en reducir la tensión superficial en la interface generando suficiente estabilidad y espumación. Los espumantes también influyen en la cinética de la unión de la partícula a la burbuja.



**Figura 36.** Adsorción del espumante: interface gas - líquido

Los espumantes pueden dividirse en dos grupos, dependiendo sus características moleculares; sin embargo, a diferencia de los colectores, no es fácil asociar cierto tipo de colector con cualquier sistema mineral. La química del proceso de flotación

es particularmente compleja y el tipo de espuma producida por cierto espumante dependerá de la naturaleza del colector, el tipo de mineral y la presencia de otras especies orgánicas e inorgánicas en solución, así como del tipo de espumante que se este usando

**TABLA 10.** Estructura y Pureza de Aminas Colectoras

Cpd. #	Compuesto	Pureza
I	Aminas Primarias	98%, 95.8%
II		95%
III	n-Dodecy lamina <sup>a</sup> n-Octylamina a 1,5-Dimethylhexylamina <sup>a</sup>	98%
IV	Diaminas	>95%
V		See footnote
	N-(n-dodecy1)-propil 1-1,3-diamina <sup>a</sup> N-(tridecoxy-n-propil1)-propil1-1,3-diamina monoacetato	
VI	N-Substituted-n-Dodecylaminas	
VII		94.9% <sup>c</sup>
VIII	N-methyl-n-dodecylamina <sup>a</sup> N,N-dimethyl-n-dodecylamina <sup>a</sup> N,N,N-trimethyl-n-dodecylammonium bromuro	99.3% <sup>c</sup> 98.75% <sup>d</sup>

<sup>a</sup> Acido Acético fue adicionado para solubilizar estas aminas.

<sup>b</sup> Arosurf MG-83, de pureza desconocida fue empleado.

<sup>c</sup> Purificado por cromatografía de gases.

<sup>d</sup> Pureza determinada por titulación

**Tabla 11.** Constantes Físicas de Algunas Aminas

Amina	Constante de Ionización	Solubilidad de Especies Moleculares (M)	CMC (m)
n-Dodecy lamina	4,3x10 <sup>-4</sup> a 25 <sup>a</sup>	2x10 <sup>-5</sup> a 25°C	0.014 a 30°C (Sales de cloruro)
N-methyl-dodecy lamina	10.2x10 <sup>-4</sup>	1.2x10 <sup>-5</sup>	
Dimetyl-dodecy lamina	5.5x10 <sup>-5</sup>	7.2x10 <sup>-6</sup>	
Trimethyl-dodecyl-hydroxido de amonio	1(Hidróxido es una base fuerte)	No aplicable	0.0160-0.020@30°C (Sales de cloruro)

**Tabla 12.** Solubilidades de Especies Moleculares y Valores de CMC para Varias Aminas Primarias

Longitud de la Cadena	Solubilidad de Especies Moleculares (M) <sup>7</sup>	CMC (m) <sup>6</sup>
10 C	$5 \times 10^{-4}$	$3.2 \times 10^{-2}$
12 C	$2 \times 10^{-5}$	$1.3 \times 10^{-2}$
14 C	$1 \times 10^{-6}$	$4.1 \times 10^{-3}$
16 C	-	$8.3 \times 10^{-4}$
18 C	-	$4.0 \times 10^{-4}$

### **Estructura y Propiedades de los Espumantes**

Son reactivos heteropolares y surfactantes, constituidos de una cadena alifática o no polar, compuesta de al menos 6 átomos de carbón y un grupo polar solubilizante y estable en medio acuoso del tipo hidroxil, carbonil, carboxil, amina o sulfato.

Los compuestos surfactantes de este tipo tienden a ser adsorbidos en la interfase agua-aire en concentraciones mucho mayores que las que existen en la masa total del líquido. En una interfase aire-agua, los espumantes se orientan con el grupo polar hacia el agua y el grupo no-polar hacia el aire.

De estos reactivos los más empleados pertenecen a la familia de los hidroxilos o carboxilos con una cadena compuesta de al menos 6 átomos de carbón y del tipo alifático o tal vez aromático.

Entre los reactivos más empleados citaremos: Terpinoles  $C_{10}H_{17}OH$ , cresoles  $CH_3C_6H_4OH$ , los alcoholes alifáticos superiores  $C_xH_{x+1}OH$  y los fenoles.

Entre los terpinoles se cuenta el aceite de pino; el ácido cresílico es un espumante de la línea de los cresoles, se obtiene de los residuos de la cokización del carbón o del "cracking" del petróleo y se usan particularmente para flotar minerales óxidos o sulfuros de plomo.

Los alcoholes alifáticos superiores son empleados en la flotación de minerales sulfurosos no-metálicos, cuando se desea obtener una espuma selectiva y de textura fina y producen una espuma más o menos frágil que reduce el arrastre

mecánico de partículas minerales indeseables y por esta razón son preferidos sobre el aceite de pino y el ácido cresílico. En la casa Cyanamid estos espumantes corresponden a la línea AEROFROTH.

### ***Elección y Regulación del Espumante***

Un buen espumante debe tener la propiedad de posicionarse fácilmente a la interfase agua-aire para reducir la tensión superficial de esta interfase. La elección del espumante es tan importante como la elección de los otros reactivos sean estos colectores o modificadores.

En efecto se deberá buscar que el espumante sea barato y que no se requiera altas concentraciones. Además, la espuma que forme deberá ser de volumen y de estabilidad suficiente sin ser muy pesada o muy voluminosa.

En la elección se debe tener en cuenta la granulometría del producto a flotar puesto que, la formación de la espuma es más difícil de lograr en el caso de tener minerales gruesos con poco contenido de finos. En el caso contrario, la presencia de una gran cantidad de finos (< 10 micrones) tienden a acrecentar la estabilidad de la espuma de manera excesiva, puesto que este fenómeno está ligado a la adsorción de finos en la interfase aire-agua.

Debido a la similitud química entre colectores y espumante, algunos colectores poseen propiedades espumantes, como por ejemplo, los ácidos grasos, las aminas y los alkylsulfatos, formando a menudo espumas muy voluminosas y muy estables, sobre todo si se aplican a pulpas con minerales finamente molidos.

Para evitar este tipo de problemas es muy importante tener una dosificación apropiada y que permita adaptar el consumo de reactivos al máximo de eficiencia del proceso.

**Reguladores o modificadores.** Frecuentemente en la flotación, los colectores no se adhieren adecuadamente al mineral de interés. Los reguladores o modificadores se usan mucho en flotación para modificar la acción del colector, ya sea intensificando o reduciendo el efecto repelente al agua sobre la superficie mineral y de esa manera hacer más selectiva la acción del colector hacia ciertos minerales. Los reguladores se pueden clasificar en activadores, depresantes o modificadores de *pH*.

### ***Agentes Depresantes***

La utilización de depresantes concierne tanto a la flotación de óxidos como de sulfuros. En el primer caso se busca eliminar en las colas de flotación la ganga; mientras que en el segundo caso, se busca eliminar la ganga y los sulfuros no útiles. Se trata también de deprimir temporalmente ciertos sulfuros con el fin de

poder realizar la flotación diferencial de otros. Por ejemplo, la flotación diferencial de la galena y la calcopirita de la esfalerita.

Bajo este criterio, es posible entonces encontrar depresantes de sulfuros como las bases, el cianuro de sodio, el sulfuro de sodio, el sulfato de cinc, los sulfitos e hidrosulfitos de sodio, el anhídrido sulfuroso, los oxidantes (dicromato), cationes metálicos ( $Fe^{++}$  y  $Fe^{+++}$ )

La neutralización de la ganga en flotación aventaja ampliamente la noción de depresantes de minerales desde el punto de vista del colector utilizado para flotar los minerales útiles. Se trata de realizar a un mismo tiempo la dispersión de finos de la ganga. Gracias a esta dispersión, se limita el efecto de arrastre mecánico de ganga dentro de los concentrados; la selectividad de la flotación se mejora y se limita también la formación de lamas de minerales útiles por los finos de la ganga lo que conlleva a mejorar la recuperación de materiales de interés. El silicato de sodio, el ácido tánico, los polímeros del ácido amílico de bajo peso molecular y la carboximetilcelulosa CMC, son algunos de los reactivos que ejercen esta función (Bustamante, 2002).

### **Agentes Activadores**

Los productos químicos de este grupo se usan para realizar la flotación de ciertos minerales que normalmente no es posible flotar empleando solo el colector y el espumante. Un ejemplo clásico, lo constituye el sulfato de cobre que se emplea para activar esfalerita y marmatita y los sulfuros de hierro entre otros. Otro ejemplo, el cloruro de aluminio para la flotación de mica con colectores de tipo catiónico y el cianuro de sodio que permite mejorar la recuperación de minerales oxidados de cinc.

## **6.3 ALGUNOS EJEMPLOS DE TECNOLOGÍA DE LA FLOTACIÓN ESPUMANTE**

Los minerales a menudo ocurren en la naturaleza en mezclas muy complejas y una flotación selectiva puede conseguirse sólo usando depresores que inhiben la flotación de minerales no deseados.

El ácido fluorhídrico y el fluoruro de sodio se usan en la flotación de minerales de tipo silicatos, particularmente en la separación de cuarzo y feldespato. Silicato de sodio es ampliamente usado en la flotación de minerales no metálicos ya sea como depresante o como dispersante de lamas. Su rol es más bien complejo, aunque una parte de su efectividad, lo más probable es que se deba a su capacidad para formar agregados coloidales de polisilicato en solución. Estos polímeros pueden entonces recubrir las partículas de mineral debido a la similitud química entre la superficie mineral silícea y el polímero. Materiales como coloides orgánicos hidrofílicos, entre ellos, gelatina, goma arábiga, proteínas y almidón, son



también usados como depresantes en flotación. Estas grandes macromolécula se absorben sobre ciertos minerales, haciéndolos hidrofílicos y permiten la separación de minerales deseada.

Para ilustrar los tipos de separaciones que pueden hacerse por flotación, se dan unos pocos ejemplos. En el caso de los minerales de hierro, el problema habitual es separar la hematita del cuarzo. Seis procedimientos diferentes han sido desarrollados, de los cuales, los primeros cuatro han sido implementados en la práctica industrial.

- ✓ Flotación de hematita usando un sulfonato como colector, a pH entre 2 y 4.
- ✓ Flotación de hematita con un ácido graso como colector, entre pH 6 y 8.
- ✓ Flotación de cuarzo con una amina, como colector entre pH 6 y 7.
- ✓ Flotación de cuarzo activo con iones calcio a pH 11 – 12, usando un jabón como colector junto con almidón para depresar la hematita.
- ✓ Flotación de hematita con una amina como colector a pH 1.5 en presencia de ácido clorhídrico o ácido sulfúrico.
- ✓ Flotación de hematita con un hidroxamato como colector a pH 8.5 y MIBC como espumante.

Brevemente, la flotación de hematita con un sulfonato resulta de la adsorción de un colector aniónico sobre la hematita cargada positivamente a pH 2-4 (el cuarzo está cargado negativamente a estos *pH*). En el segundo proceso, el ácido graso se quimiadsorbe sobre la hematita y no se adsorbe sobre el cuarzo. En el tercer proceso, la amina catiónica se absorbe sobre el cuarzo cargado altamente negativo, pero no sobre la hematita esencialmente sin carga. En los cuatro procesos industriales la flotación de hematita se evita con macromoléculas de almidón hidrofílico que se quimiadsorbe sobre la hematita a través de sus grupos carboxilos. Sin el almidón, la hematita podría flotar también sobre estas condiciones.

Los minerales que contienen mica, feldespato y cuarzo pueden ser separados por flotación por un método que utiliza la química del cristal de la mica. La primer etapa comprende la flotación de la mica con una amina a pH 3, bajo estas condiciones el cuarzo y los feldespatos se depresan. Puesto que la mica es silicato laminar, con una superficie cargada negativamente, la amina catiónica se absorbe sobre la mica.

Después de esto, a *pH* 2.5 usando ácido fluorhídrico como activador y una amina como colector, los feldespatos pueden ser flotados desde el cuarzo.

Los minerales de fosfatos son generalmente mezclas el apatito y cuarzo. El procedimiento de flotación habitual comprende la flotación de el apatito con un ácido graso como colector. En esta etapa de separación, el ácido graso se quimiadsorbe sobre el apatito y no se absorbe sobre el cuarzo cargado negativamente. Con el objeto de mejorar la ley de fosfato, el concentrado es tratado con ácido para remover el colector. Enseguida, usando una amina como colector, el concentrado se somete nuevamente a flotación para remover los contaminantes de sílice. En esta última etapa que se lleva a cabo a pH neutro, la amina se absorbe sobre el cuarzo cargado negativamente y no sobre el apatito carente de carga.

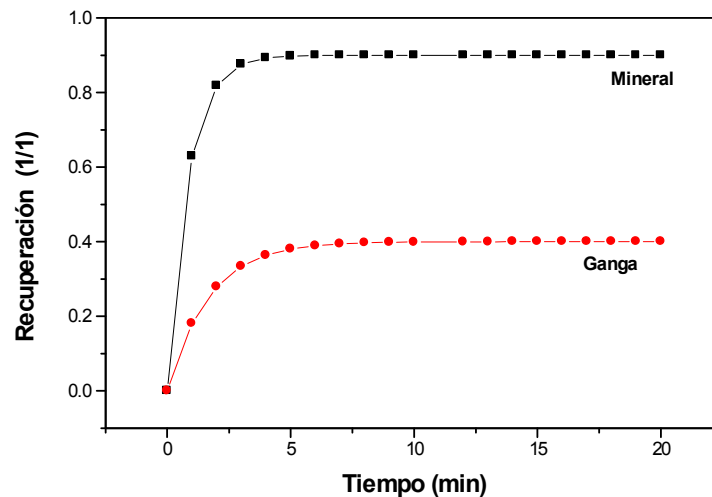
La concentración de potasio (KCl) desde halita (NaCl) es el único proceso de concentración en que dos minerales solubles en agua son separados por flotación en un medio saturado, usando una amina como colector. La amina se absorbe selectivamente sobre la superficie del KCl y no sobre el NaCl, así la separación no ofrece dificultades.

## PROBLEMAS

La modelación en cinética de flotación de minerales determinó que la cinética de recuperación de mineral y de ganga se puede ajustar al modelo:

$$R_{MINERAL} = 0.95 * [1 - \exp(-1.2t)]$$

$$R_{GANGA} = 0.40 * [1 - \exp(-0.6t)]$$



Determine:

- Tiempo óptimo de flotación según el criterio de la máxima diferencia de recuperación
- Volumen del circuito de flotación, para procesar 416 t/h
- Numero de celdas de 120 pie<sup>3</sup> (1 pie<sup>3</sup> = 0.02832 m<sup>3</sup>).
- Recuperación esperada en cada una de las celdas de mineral y de ganga.
- Si el tenor de alimento del mineral es del 75%, y el rendimiento es de 0.70, determine el tenor en el concentrado de mineral y de ganga a la salida de la batería.
- Determine pérdidas de mineral en las colas

## **BIBLIOGRAFÍA**

J. Laskowsky. "Fundamentos Físicoquímicos de la Mineralurgia", U. de Concepción, 1974

J. Laskowsky, and Ga. Nyamekye. "Colloid Chemistry of Weak Electrolyte Collectors". International Journal Mineral Processing, 40, 1994

J. Leja, "Surface Chemistry of Froth Flotation": Plenum Press, New York and London, 1982

H.C., Fuerstenau, , "Flotation, A.M. Caudin Memorial Volume"; AIME, New York; 1976

S. Castro, "Fundamentos Físicoquímicos de la Flotación"; Curso Panamericano de Metalurgia Extractiva; U. de Concepción, 1983

Rocky Mountain Fund Series, "Froth Flotation", AIME, 50th Anniversary volume, 1962

E. KELLY & D. SPOTTISWOOD. Introduction to mineral Processing. John Wiley & Sons, N.York, 1982.

B.A. WILLS. Mineral Processing Technology. Pergamon Press, Oxford, Third Edition, 1985.

A.M. GAUDIN. Principles of mineral Dressing. McGraw-Hill, N. York, 1939.

J. F. SPISAK & G. JERGENSEN (Editors). Frontier Technology in Mineral Processing. AIME, 1985.

R. BURT. Gravity Concentration Technology. Elsevier, 1984.

P. SOMASUNNDARAN & N. ARBITER (Editors). **Beneficiation of Mineral Fines.** AIME, 1979.

W. BOERICKE. Estudio y explotación de pequeños aluviones. Librería Colombiana, 1991.

J. S. LASKOWSKY & J. RALSTON (Editors). Colloid Chemistry in Mineral Processing., Elsevier, 1992.

M. O. BUSTAMANTE. Concentración de Minerales. U. Nacional-MINERALCO, 1994.

A. J. LYNCH, N. W. JOHNSON, E.V. MANLAPING & C. G. THOTRNE. Mineral and Coal flotation circuits. Their simulation and control. Elsevier, 1980.

Proceedings of 10th Int. Min. Proc. Congress. 1973, 13th Int. Min. Proc. Congress, 1979,

FUERSTENAU, D.W. The Froth Flotation Century. En: Advances in Flotation Technology. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc, section 1, 1999. p.7.

ABDEL – KHALEK, N.A. Et al. Carrier flotation of ultrafine Egyptian kaolin. Fizykochemiczne Problemy Metalurgii, Vol. 32, 1998. p 265 – 273.

ARI, V. Flotation of silicates minerals: physico-chemical studies in the presence of alkylamines and mixed (cationic/anionic/Non-ionic) collectors, Doctoral thesis: Department of Chemical and Metallurgical Engineering, division of mineral Processing, 2001.

AQUINO, J.A., OLIVEIRA, L.M., FERNÁNDEZ, D. Tratamento de Minério, capítulo flotação em Coluna. Brasil: CETEM, 1997.

BAILEY, M., GOMEZ, C.O., FINCH, J.A. A method of bubble diameter assignment. En: Minerals Engineering, Vol.18, p. 119–123

\_\_\_\_\_, TORREALBA, J., VARGAS GOMEZ, C., FINCH, J.A. Coalescence of bubbles sampled for imaging. En: Minerals Engineering, Vol.18. p. 125 –126

BANISI, S., FINCH, J.A., LAPLANTE, A. R. On-line gas and solids holdup estimation in solid-gas systems. En: Mineral Engineering, Vol 9, No. XXX (jun-dic.,1994). p. 1099-1113

BARBA, A., BELTRÁN, V. Materias primas para la fabricación de soportes de baldosas cerámicas. Instituto de Tecnología Cerámica. España,1997, p. 45.

BERGH, L.G. and YIANATOS J.B. Control alternatives for flotation columns. En: Minerals Engineering, Vol.6, No. XXX (jul-dic., 1993). p. 631-642

Biswal, S. K. Flotation column – a novel technique in mineral processing. En: Mineral Processing & Engineering Indian Institute of Chemical Engineers, Regional Research Laboratory, Bhubaneswar, India. www

BOUCHARD, J., DESBIENS A., DEL VILLAR, V. Recent advances in bias and froth depth control in flotation columns. En: Minerals Engineering, Vol. 18, No. XXX (Jul-dic., 2005). p. 709 –720

Canadian Process Technologies Inc. (2002). Column Flotation Cell Operating and Maintenance Manual. Vancouver, B.C. Canadá.

Castro, S. (2002). Proyecto de cobre a nivel mundial diseñado con celdas en columna como una tecnología convencional. Universidad de Concepción, Departamento de Metalurgia, Chile. Wide Web: [www.editec.cl/mchilena/agosto2002/Artículo/pionero.htm](http://www.editec.cl/mchilena/agosto2002/Artículo/pionero.htm)

Nueva versión SIABUC 8 [en línea]. México: Universidad de Colima, [citado 3 jun, 2006]. Disponible en Internet: <http://siabuc.ucol.mx>

\_\_\_\_\_. Flotación avanzada de minerales. En: memorias de curso sobre Tecnología de la flotación de minerales, Universidad Nacional, Facultad de minas, Medellín, Octubre 10 – 13, 2005.

CHERNYSHOVA, I. V., *et. Al.* Mechanism of adsorption of long-chain alkylamines on silicates: A spectroscopic study. 2. Quartz. En: American Chemical Society, vol. 16, 8071 – 8084, 2001

CHRISTIE, T., THOMPSON, B and BRATHWAITE, B. Mineral Commodity Report 20 – Clays. Institute of Geological and Nuclear Sciences, 1999.

CHUK, O.D., CIRIBENI, V., GUTIERREZ, L.V. Froth collapse in column flotation: a prevention method using froth density estimation and fuzzy expert system. En: Minerals Engineering, Vol. 8, No. XXX (jul-dic., 2005). p. 495–504

\_\_\_\_\_, MUT,V., GUTIERREZ, L y Núñez, E. Multivariable Predictive Control of froth depth and gas Holdup in column flotation. 10th IFAC Symposium on Automation in Mining, Mineral and Metal Processing (2001, septiembre).

AUTOR CORPORATIVO??? CHUK, O. D., CIRIBENI, V.H., NÚÑEZ, E. A. Modelo dinámico hidráulico - mineralúrgico de columnas de flotación. VI Jornadas Argentinas de Tratamiento de Minerales. Argentina: [s.n], 2000. p. XXXX

AUTOR CORPORATIVO??? CHUK, D., MUT, V. (2002, Julio). Expert Control of Column Flotation with Froth overloading prevention. 15th IFAC World Congress. Barcelona, España.

AUTOR CORPORATIVO??? Chuk, D, Mut,V, Gutierrez, L y Núñez, E. (2001, septiembre). Multivariable Predictive Control of froth depth and gas Holdup in column flotation. 10th IFAC Symposium on Automation in Mining, Mineral and Metal Processing (MMM2001).

CRUZ, B. A. Comprehensive Dynamic Model of the Column Flotation. Tesis de doctorado Faculty of the Virginia Polytechnic Institute and State University, 1997. p. XXX

D. A. C. Manning, Introduction to Industrial Minerals, Chapman & Hall, Londres, 1995

DEDELYANOVA, K., METODIEV, M. Vibratory column flotation machine – vibratory – acoustic and technological researches. Part II. En: Mining and Mineral Processing. Vol. 44 – 45 No. XXXX (XXXX, 2002). p. 85-88

DEL VILLAR, R., GRÉGOIRE, M., POMERLEAU, A. Automatic control of a laboratory flotation column. En: Minerals Engineering. Vol. 12, No. XXX (XXXX, 1999). p. 291 – 308

DESBIENS, A., DEL VILLAR, R and MILOT, M. Identification and gain-scheduled control of a pilot flotation column. [s.l.] : Groupe de Recherche sur les Applications de l'Informatique à l'Industrie Minérale, 1998. p. XXX

ESCUADERO, R. and TAVERA, F. J. Predicting gas hold-up in flotation columns from the physical characteristics of rigid spargers. En: Trans. Instn Min. Metall. Vol. XXX, No. XXX (Sept-Dic., 2002). p. XXX

FINCH, J. A and DOBBY, G. S. Column Flotation. Oxford: Pergamon Press, 1990. p. XXX

FUERSTENAU, D.W. The Froth Flotation Century. En: Advances in Flotation Technology, edit. Parekh, B. K and Miller J. D, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc, Section 1, 1999. p.3.

Gaceta UNAM. Transferencia de tecnología a la industria minero – metalúrgica [en línea]. Disponible en Internet: [http://www.shcp.gob.mx/publica/panorama/pl96/pl\\_306d.html](http://www.shcp.gob.mx/publica/panorama/pl96/pl_306d.html)

GARCÍA ROMERO, E., SUÁREZ BARRIOS, M. Las arcillas: propiedades y usos [en línea]. Disponible en Internet: <http://www.uclm.es/users/higueras/yymm/Arcillas.htm#caol>

GONZALEZ LOPEZ, M. Las arcillas como minerales industriales: caolines, bentonitas y arcillas especiales. Academia de ciencias exactas, físicas, químicas y naturales de Zaragoza, 2000.

Autor corporativo?????JUNIEL, K., FRANKIEWICZ, T., LEE, C. Novel vertical column flotation design for gulf of Mexico deepwater floating structures. 14<sup>th</sup> Annual Produced water seminar. (2004, Enero).

KREMENA D., METODI M. Vibratory column flotation machine – vibratory – acoustic and technological researches. En: Mining and Mineral Processing, vol. 44-45, part II, 2002. p. 85-88.

KING, R.P. Principles of flotation. Johannesburg: Instituto Surafricano de Minas y Metalurgia, 1982. p. XXX

KLIMPEL, R. Introduction to solid-solid separation of fine particles by froth flotation. Particle Science & Technology Introductory Module. Florida: The NSE Engineering Research Center for Particle Science & Technology. University of Florida, 1998. p.XXX

\_\_\_\_\_. Introduction to solid-solid separation of fine particles by physical means. Particle Science & Technology Introductory module. Florida: The NSE Engineering Research Center for Particle Science & Technology. University of Florida, 1998. p. 42.

AUTOR CORPORATIVO??????KOH, P.T.L., SCHWARZ, Y., ZHU, Y., BOURKE, P., PEAKER and FRANZIDIS, J.P. Development of CDF models of mineral flotation cells. Tercera conferencia internacional sobre CFD en industrias de minerales y procesos CSRIO. (2003, diciembre)

LASKOWSKI, J. S. and RALSTON, J. Colloid Chemistry in Mineral Processing. Developments in En: Mineral Processing, Vol. 12, No. XXX (Nov – Dic., 1992). p. 225.

LAUTRELL, G.H., YOON, R.H. A flotation column simulator based on hydrodynamic principles. En: International of Mineral processing. Vol. XXX, No. 33 (Nov – Dic., 1991). p. 355-368.

MATIS, K. Flotation Science and Engineering. Marcel Dekker, Inc. 1995

MATHUR, S. Kaolin Flotation. Journal of Colloid and Interface Science 256, 2002. p. 153–158.

MIM Process technologies. Circuit Design Utilising the Jameson Cell [en línea]. Australia : MIM Process technologies, [citado 3 jun, 2006] Disponible en Internet: [http://www.mimpt.com.au/current/doc/jc\\_flotation.pdf](http://www.mimpt.com.au/current/doc/jc_flotation.pdf)

\_\_\_\_\_. Breaking the boundaries of Jamenson cell capacity [en línea]. MIM Process technologies, [citado 3 jun, 2006] Disponible en Internet: [http://www.xstratatech.com/doc/jc\\_boundaries\\_en.pdf](http://www.xstratatech.com/doc/jc_boundaries_en.pdf)

AUTOR CORPORATIVO Milot, M; Desbiens, A; del Villar, R and Hodouin, D. (2000). Identification and multivariable nonlinear predictive control of a pilot flotation column. XXI International mineral processing congress, 137- 142.



MUANIS, M.A., GONCALVES, F., MAGALHÃES, M. L., LARK, A. E. Instrumentação de uma coluna de flotação piloto para desenvolvimento de técnicas de controle avançadas. Rio de Janeiro: Centro de tecnologia mineral CETEM, 2001. p. XXX

MURRAY, H. Industrial Clays Case Study [en línea]. Disponible en internet: [www.iied.org/mmsd/mmsd\\_pdfs/064\\_murray.pdf](http://www.iied.org/mmsd/mmsd_pdfs/064_murray.pdf).

REM: R. Esc. Minas. Estudo comparativo entre dois sistemas de aeração de coluna de flotação [en línea]. Brasil: REM: R. Esc. Minas. [citado 3 jun, 2006]. Disponible en Internet: <http://www.rem.com.br>.

Instituto de Investigación de la Facultad de Minas. Avances en flotación Columnar [en línea]. Peru: Instituto de Investigación de la Facultad de Minas. [citado 3 jun, 2006]. Disponible en Internet: <http://www.scielo.org.pe/pdf/ligeo/v6n11/a10v6n11.pdf>

OKI, T., YOTSUMOTO, H., OWADA, S. Calculation of degree of mineral matter liberation in coal from sink–float separation data. En: Minerals Engineering. Vol.17, No. XXX (Nov – Dic., 2004). p. 39–51.

PAREHH, B.K and MILLER, J.D. Advances in flotation technology. [s.l.]: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc, 1999. p. XXXX

PÉREZ, R., GALLEGOS, P.M., URIBE, A., NAVA, F. Effect of collection zone height and operating variables on recovery of overload flotation columns. En: Minerals Engineering. Vol.15, No. 5, (Nov – Dic., 2002). p 325-331

PITTA, F. Influência do equipamento na flotação por espumas: Celula mecanica versus coluna. [s.l.]: Centro de Tecnología Mineral, 2002. p. XXXX

POLLI, M., DI STANISLAU, M., BAGATIN, R., BAKR, E.A., MASI, M. Bubble size distribution in the sparger region of bubble columns. En: Chemical Engineering Science. Vol.57, No. XXX (Nov – Dic., 2002). p. 197– 205

PYKE, B., Bubble-Particle Capture in Turbulent Flotation Systems. Thesis doctoral del Research Institute University of South Australia, August 2004.

ROY, G. G., BERA, A. and MANKAR, J. H. Effect of design and operating parameters on gas hold-up in Pachuca (air-agitated) tanks. Trans. En: Instn Min. Metall. (Sect. C Mineral Process. Extr. Metall.), Vol.109, No. XXX (May – Ago., 2000). p. C90 – C96.

UNIVERSIDAD DE CHILE. Nuevas Técnicas de Tratamiento de Partículas Ultrafinas y Efluentes Líquidos Minero-Metalúrgico. J. Rubio. En: CURSO?????. Chile: Octubre 2001.

RUBIO, J., TESSELE, F. Flotación como proceso de remoción de contaminantes: Principios básicos, técnicas y aplicaciones. En: Revista Minerales. Vol. 56 No. 242 (Nov – Dic., 2001). p. XXX

SACMI. Applied ceramic technology, Sacmi Imola, vol 1, 2002, p.25.

SHAW J D. Introduction to colloid and surface chemistry. Elsevier Science Ltd. 1992. p. 174

SIMONS, S., ROSSETTI, D., SPYRIDOPOULOS, M., PEPIN, X. Micro-studies of mineral processing fundamentals. En: Physicochemical Problems of Mineral Processing. Vol.36, No. XXXX (xxxxxxxxxx). p. 159-172

SOMASUNDARAN, P., AND LOU A. Oxide mineral flotation fundamentals. En: Advances in Flotation Technology, edit.Parekh, B. K and Miller J. D, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc, Section 1, 1999. p. 23

SOMASUNDARAN, P. Understanding the basics of anionic conditioning in phosphate flotation. University of Florida Minerals Resources Research Center, 1995

SPYRIDOPOULOS, M., SIMONS, S., NEETHLING, S and CILLIERS, J. Effect of humic substances and particles on bubble coalescence and foam stability in relation to dissolved air flotation processes. [s.l]: [s.n], 2004. p. XXXX

STÅLGREN, J. Adsorption of Surfactants at the Solid-Liquid Interface: a quartz crystal microbalance study. Doctoral Thesis, Department of Chemistry, Surface Chemistry, Royal Institute of Technology Stockholm, Sweden, 2002

SUMICOL S.A. Informe geológico y caracterización del yacimiento de arcilla MG. Fecha

SUHA AKSOY, B. Hydrophobic forces in free thin films of water in the presence and absence of surfactants. Doctoral thesis in Mining and Minerals Engineering, Faculty of the Virginia Polytechnic Institute and State University. 1997.

SUBRAMANIAN, V. Effects of Long-chain Surfactants, Short-chain Alcohols and Hydrolyzable Cations on the Hydrophobic and Hydration Forces. Doctoral thesis in Materials Engineering Science, Faculty of the Virginia Polytechnic Institute and State University, 1998.

TORTA, B.N., SHEVADE, A.V., BHILEGAONKAR, K. N. Effect of sparger and height to diameter ratio on fractional gas hold-up in bubble columns. Institution of Chemical Engineers. Trans I Chem E, part A, 76. p. 823 – 834

UNITED STATES PATENT. Column Flotation Method. Patent 5.332.100. 1994.

U. S. GEOLOGICAL SURVEY. Environmental Characteristics of Clays and Clay Mineral Deposits [en línea]. Disponible en Internet: <http://minerals.er.usgs.gov/minerals/pubs/commodity>

Wills, B. A. Tecnología de procesamiento de minerales. Ed. Limusa, año???

YIANATOS, J.B., BERGH, L.G., DURÁN, O.U., DÍAZ, F.J., HERESI, N.M. Measurement of residence time distribution of the gas phase in flotation columns. En: Minerals engineering. Vol. 7, No. XXXXX (xxxxxxx). p. 333-344

\_\_\_\_\_, BUCAREY, R., LARENAS, J., HENRÍQUEZ, F., TORRES, L. Collection zone kinetic model for industrial flotation columns. En: Minerals Engineering. Vol. ??? No. ??? (Jun., 2005). p. XXXXXX

\_\_\_\_\_, ESPINOSA, R., FINCH, J., LAPLANTE, A., DOBBY, G. Effect of column height on flotation column performance. En: Minerals and metallurgical processing. Vol. ????? No. ??? (Feb., 1988). p. XXXXX

WELLENKAMP, F J. Moagens fina e ultrafina de minerail industriais: uma revisão. [s.l]: Centro de Tecnología Mineral, 1999. p. 3

WILLIS, M., et al. Kaolin flotation: beyond the classical. En: Advances in Flotation Technology, edit.Parekh, B. K and Miller J. D, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc, Section 3, 1999. p. 219.

WILLIAMSON, M and SANDERS, J. Coal Flotation. En: Technical Review. UA Report on an ACARP Project undertaken. Octubre, 1996.

ZETA-METER Inc. Everything you want to know about Zeta Potential [En línea]. Disponible en internet: [www.zeta-meter.com](http://www.zeta-meter.com)