Universidad Politécnica de Cartagena

TEMA 10: FLOTACIÓN

Universidad Politécnica de Cartagena

10

FLOTACIÓN

INDICE

1. Introducción
2. Reactivos
3. Máquinas
4. Circuitos
5. Cinética
6. Balances

La flotación es un proceso de separación de especies que se efectúa desde pulpas acuosas por medio de burbujas de aire utilizando las propiedades hidrofílicas o hidrofóbicas de los minerales

En el proceso, se pretende convertir la superficie del mineral valioso en hidrofóbica, mientras que las superficies de los minerales de ganga permanecen hidrofílicas.

La flotación es el método más eficaz y de mayor aceptación, aunque también, en muchos aspectos de los más complejos de todos los métodos de separación

Núm. 7 – 16 febrero 1907 INDUSTRIA E INVENCIONES Tomo 47 – 63

SUMARIO

Tratamiento de los sulfuros de plomo y de cinc por el procedimiento de flotación, por José Cabanach. — *Numerosas aplicaciones del aluminio.* — *Un laboratorio de física experimental* (ilustrado, figs. 12, 13 y 14). — *Traviesas para vías férreas.* — *Fabricación de cemento.* — REVISTA DE LA ELECTRICIDAD: Energía eléctrica. — Estadística telegráfica. — NOTICIAS VARIAS: Exposición de industrias en Madrid. — Nuevo sistema de bovedillas. — Concurso de ganados y maquinaria agrícola. — REGISTRO DE PATENTES: Pagos de anualidades. — Patentes solicitadas. — REGISTRO DE MARCAS: Marcas solicitadas. — DIBUJOS DE MARCAS SOLICITADAS Y MODIFICADAS. — Marcas modificadas. — Marcas concedidas y denegadas.

PRECIOS DE SUSCRIPCIÓN

España y Portugal, un semestre	10	pesetas
Extranjero »	15	id.
Número suelto	0·50	id.

Los pagos de suscripciones y anuncios se harán por adelantado, libres de gastos por envío ó giro. — No se admiten reclamaciones después de los tres meses de la publicación de cada número.

Tratamiento de los sulfuros de plomo y de cinc por el procedimiento de flotación

En Broken Hill (Australia) están muy mezclados los sulfuros de plomo y de cinc y el silicato de manganeso (rodonita). Hace tiempo que se buscaba un procedimiento para beneficiar estos metales, pues á causa de la gran cantidad de sílice que contienen los minerales y de la gran proporción de cinc, no se puede hacer en buenas condiciones económicas la fusión de estos minerales.

Los procedimientos de flotación que se emplean con buenos resultados son dos: el de la patente de M. C. V. Potter, de 1901, que se practica en la mina Block 14, y el procedimiento Delprat, por el cual obtuvo patente el Director de la «Broken Hill Proprietary Mine» en 1902, practicado en dichas minas.

El procedimiento Potter se funda en una separación de los sulfuros, llevada á cabo empleando disoluciones ácidas débiles. Parece que si se trata por una solución ácida débil y caliente un mineral que contenga varios sulfuros se forman burbujas gaseosas que se adhieren al sulfuro de cinc, cuyas burbujas van engrosando hasta que se elevan á la superficie formándose en ésta como una espuma que puede recogerse.

Un químico, Mr. Gordon, mientras calentaba ciertos sulfuros de aquellas minas en un tubo de ensayo con una solución sulfúrica débil, notó que las burbujas con los sulfuros se elevaban á la superficie, se deshacían y éstos volvían á caer al fondo del tubo. También observó que teniendo el tubo en posición inclinada, las partículas de sulfuro se elevan á lo largo de la pared superior del tubo, hasta llegar á la superficie donde se deshacen las burbujas, cayendo las partículas de sulfuro verticalmente y resbalando hasta el fondo del tubo.

Fundándose en los hechos observados, se ideó un aparato que se construyó de una aleación de plomo y antimonio para resistir á la acción corrosiva del ácido. El aparato está formado por una caja rectangular de poca profundidad con un fondo curvado hacia arriba en el lado destinado á la alimentación y formando declive en el extremo de la descarga. La caja contiene una solución débil de ácido sulfúrico, y se calienta por la parte inferior hasta una temperatura próxima á 88°, vertiéndose entonces en ella el mineral pulverizado. Se forman inmediatamente burbujas de gas producidas por la reacción con algunos sulfuros, cuyas burbujas elevan las partículas de dichos sulfuros hasta que se deshacen las burbujas, cayendo entonces las partículas en una artesa en forma de V de la cual se extraen.

Las pérdidas de ácido se compensan añadiendo gota á gota la cantidad necesaria por la parte superior de la caja, manteniendo así la solución en un grado de dilución constante. El gasto de ácido, variable según la naturaleza de la ganga y del mineral, es de 40 á 50 libras de ácido sulfúrico por tonelada de materia tratada.

Según M. Potter, todos los ácidos pueden emplearse para proceder á la separación de los sulfuros, aunque el ácido sulfúrico es el más económico. También, según el mismo, los fenómenos de elevación y separación se producen, tanto mejor, cuanto más finos son los *schlamms* ó barros tratados.

Posterior á la de M. Potter es la patente de M. G. D. Delprat, cuyo procedimiento se llama también *salt-cake process*, por usar el ácido sulfúrico y la sal común. Este procedimiento se emplea con éxito, como se ha dicho, en Australia.

Hay otros procedimientos de separación como el de De Bavay, en el cual se ayuda la acción sobre las partículas de sulfuro de cinc por la agitación con el ácido carbónico.

El procedimiento Ballot es una modificación del sistema Cattermole y se practica en la «Sulphide Corporation», en Cockle Creek. Y, finalmente, el procedimiento Elmore, conocido en los Estados Unidos, fundado en el empleo del aceite. Se ha propuesto también el empleo del aceite y del ácido sulfúrico combinados.

JOSÉ CABANACH

Numerosas aplicaciones del aluminio

Aunque todos conocemos muchas de las aplicaciones del metal aluminio, vamos á ocuparnos sucintamente enumerando las principales, ya que todas fuera tarea difícil y pesada.

En metalurgia se utiliza el aluminio para disminuir el desprendimiento de gases en la colada del acero. Basta una pequeña cantidad de aquel metal (1 por 10,000) para producir el efecto apetecido.

También se puede emplear para reducir los óxidos de cobre, estaño, cinc, etc., por la gran cantidad de calor que desprende al oxidarse.

Para fabricar ciertos compuestos metálicos que pueden ser alterados por algún óxido que se forme durante la operación, los fundidores emplean como reductor el fosfuro de cobre que da muy buenos resultados y es de cómoda aplicación, pero algunas veces no conviene utilizarlo porque el fósforo que se une al metal le da

Tratamiento de los sulfuros de plomo y de cinc por el procedimiento de flotación

En Broken Hill (Australia) están muy mezclados los sulfuros de plomo y de cinc y el silicato de manganeso (rodonita). Hace tiempo que se buscaba un procedimiento para beneficiar estos metales, pues á causa de la gran cantidad de sílice que contienen los minerales y de la gran proporción de cinc, no se puede hacer en buenas condiciones económicas la fusión de estos minerales.

Los procedimientos de flotación que se emplean con buenos resultados son dos: el de la patente de M. C. V. Potter, de 1901, que se practica en la mina Block 14, y el procedimiento Delprat, por el cual obtuvo patente el Director de la «Broken Hill Proprietary Mine» en 1902, practicado en dichas minas.

El procedimiento Potter se funda en una separación de los sulfuros, llevada á cabo empleando disoluciones ácidas débiles. Parece que si se trata por una solución ácida débil y caliente un mineral que contenga varios sulfuros se forman burbujas gaseosas que se adhieren al sulfuro de cinc, cuyas burbujas van engrosando hasta que se elevan á la superficie formándose en ésta como una espuma que puede recogerse.

Un químico, Mr. Gordon, mientras calentaba ciertos sulfuros de aquellas minas en un tubo de ensayo con una solución sulfúrica débil, notó que las burbujas con los sulfuros se elevaban á la superficie, se deshacían y éstos volvían á caer al fondo del tubo. También observó que teniendo el tubo en posición inclinada, las partículas de sulfuro se elevan á lo largo de la pared superior del tubo, hasta llegar á la superficie donde se deshacen las burbujas, cayendo las partículas de sulfuro verticalmente y resbalando hasta el fondo del tubo.

Fundándose en los hechos observados, se ideó un aparato que se construyó de una aleación de plomo y antimonio para resistir á la acción corrosiva del ácido. El aparato está formado por una caja rectangular de poca profundidad con un fondo curvado hacia arriba en el lado destinado á la alimentación y formando declive en el extremo de la descarga. La caja contiene una solución débil de ácido sulfúrico, y se calienta por la parte inferior hasta una temperatura próxima á 88°, vertiéndose entonces en ella el mineral pulverizado. Se forman inmediatamente burbujas de gas producidas por la reacción con algunos sulfuros, cuyas burbujas elevan las partículas de dichos sulfuros hasta que se deshacen las burbujas, cayendo entonces las partículas en una artesa en forma de V de la cual se extraen.

Las pérdidas de ácido se compensan añadiendo gota á gota la cantidad necesaria por la parte superior de la caja, manteniendo así la solución en un grado de dilución constante. El gasto de ácido, variable según la naturaleza de la ganga y del mineral, es de 40 á 50 libras de ácido sulfúrico por tonelada de materia tratada.

Según M. Potter, todos los ácidos pueden emplearse para proceder á la separación de los sulfuros, aunque el ácido sulfúrico es el más económico. También, según el mismo, los fenómenos de elevación y separación se producen, tanto mejor, cuanto más finos son los *schlamms* ó barros tratados.

Posterior á la de M. Potter es la patente de M. G. D. Delprat, cuyo procedimiento se llama también *salt-cake process*, por usar el ácido sulfúrico y la sal común. Este procedimiento se emplea con éxito, como se ha dicho, en Australia.

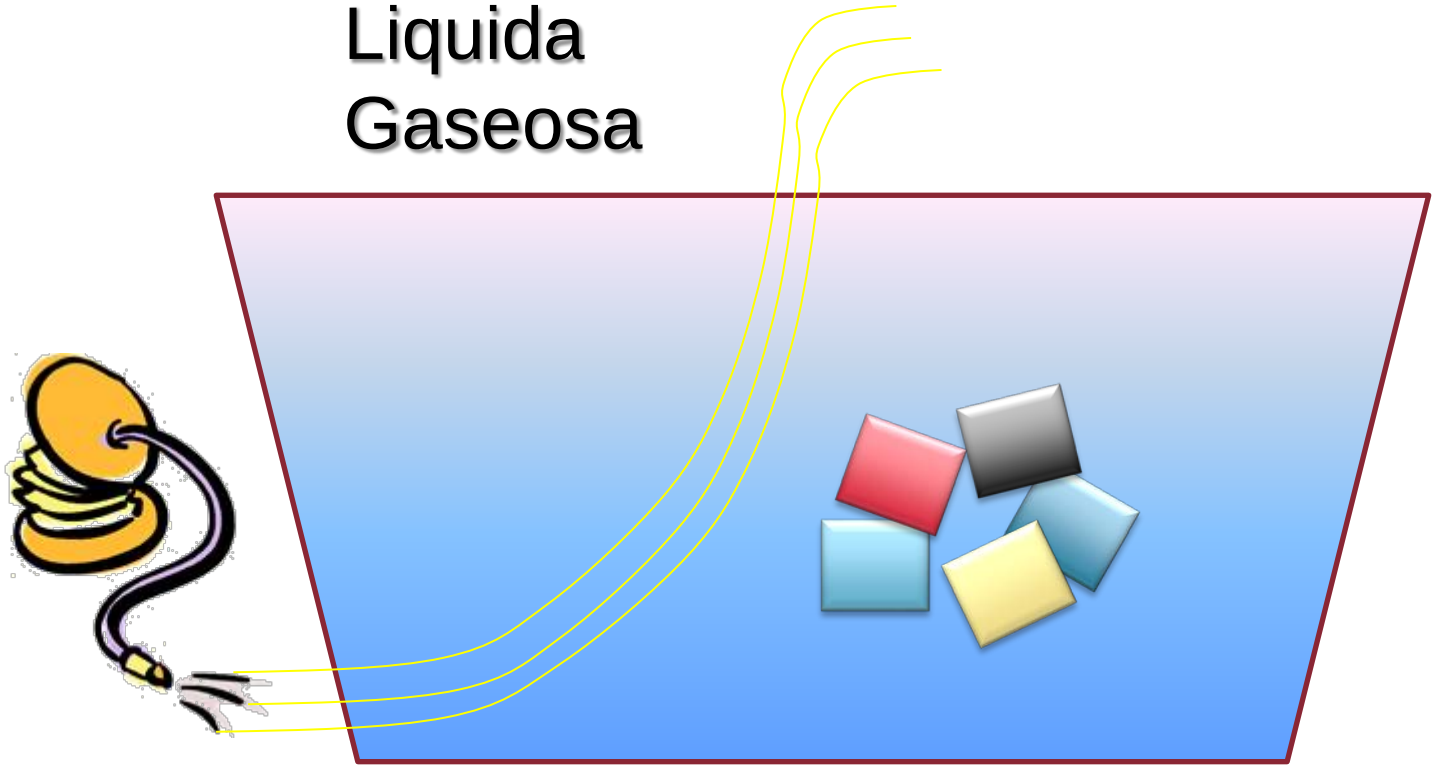
Hay otros procedimientos de separación como el de De Bavay, en el cual se ayuda la acción sobre las partículas de sulfuro de cinc por la agitación con el ácido carbónico.

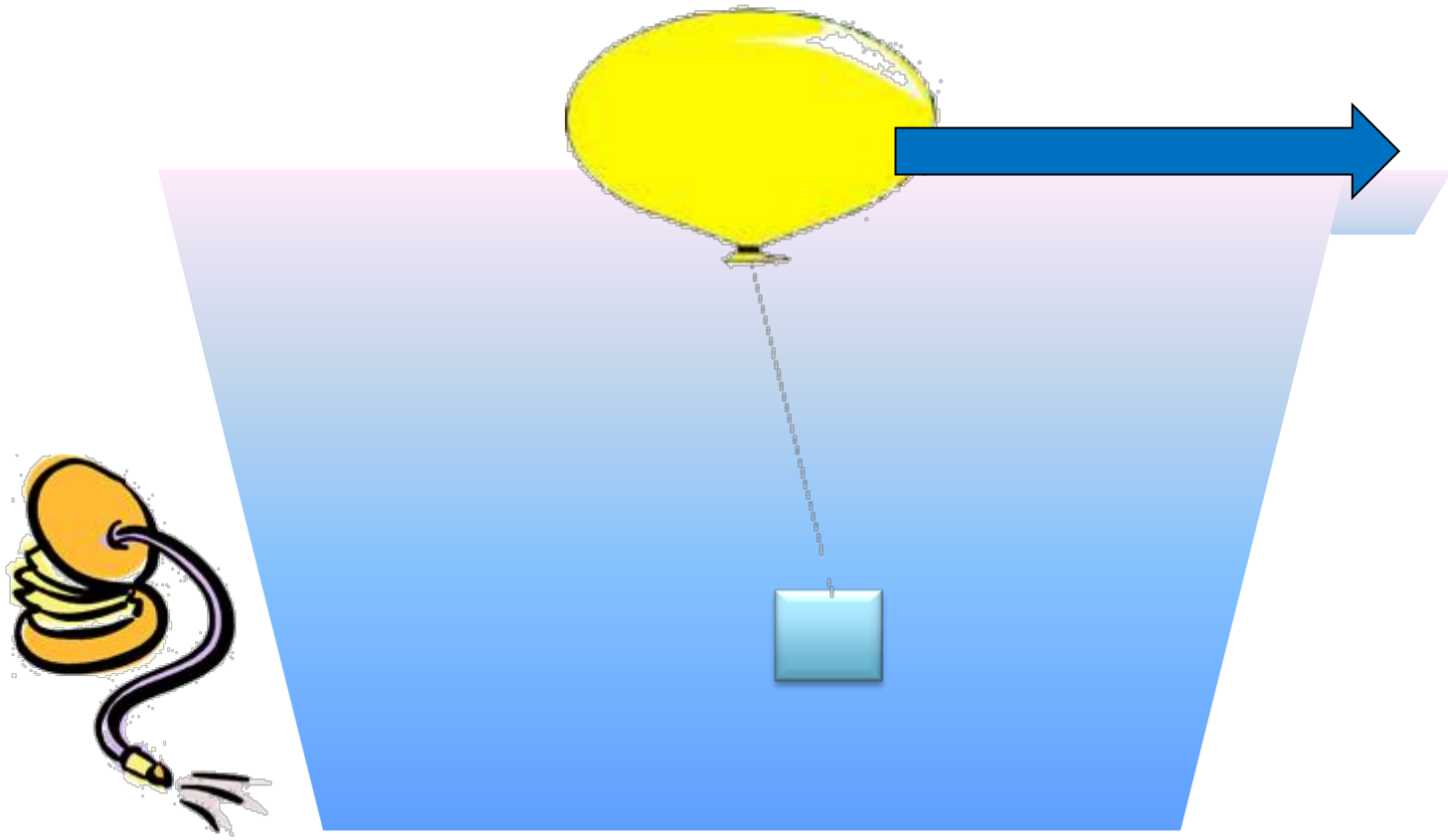
El procedimiento Ballot es una modificación del sistema Cattermole y se practica en la «Sulphide Corporation», en Cockle Creek. Y, finalmente, el procedimiento Elmore, conocido en los Estados Unidos, fundado en el empleo del aceite. Se ha propuesto también el empleo del aceite y del ácido sulfúrico combinados.

JOSÉ CABANACH

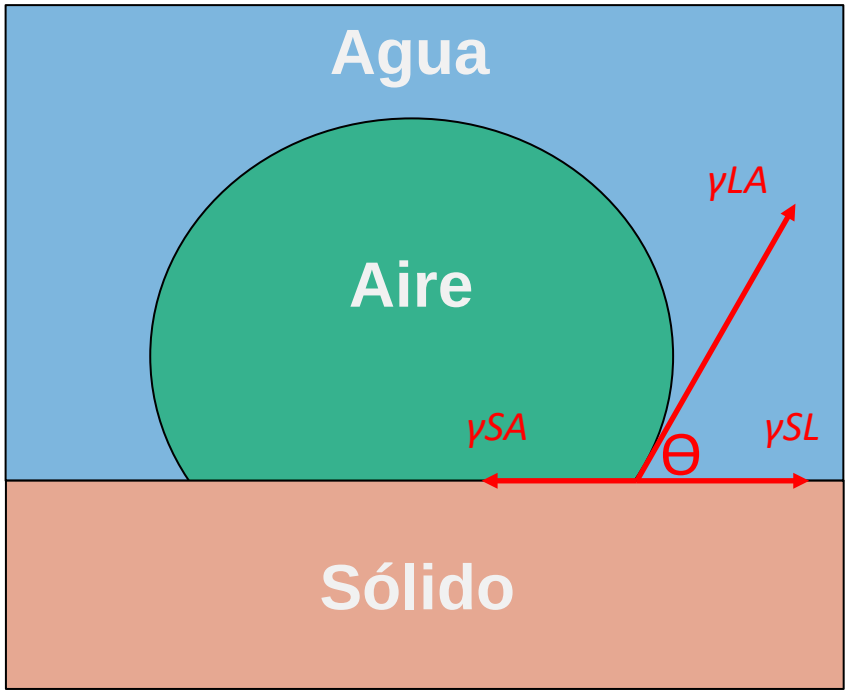
3 Fases

Sólida
Liquida
Gaseosa





Cuando las tres fases, sólida, líquida y gaseosa, están en contacto, se establece un equilibrio entre las tensiones superficiales sólido-aire, sólido-líquido y líquido-aire, γSA, γSL e γLA.

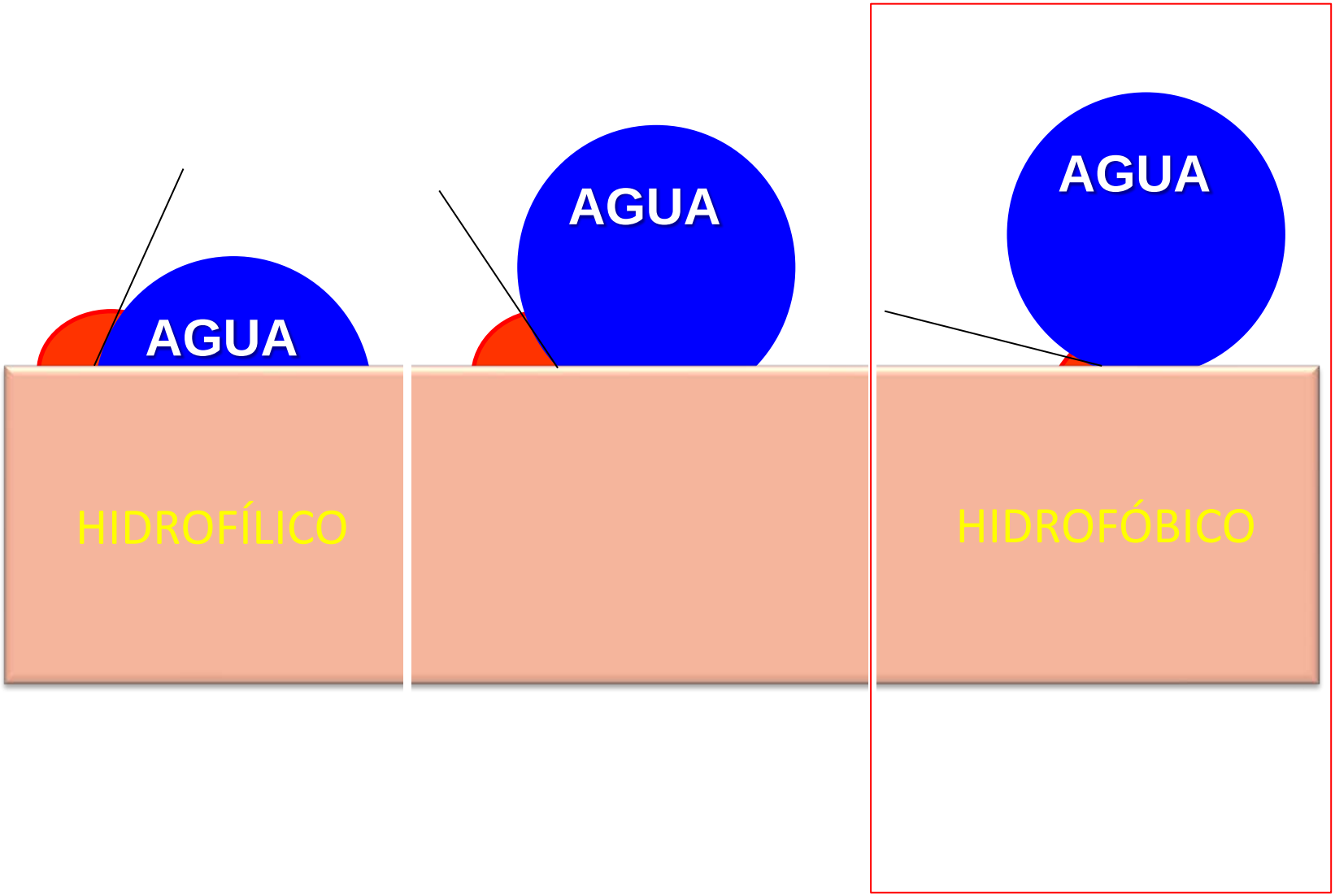


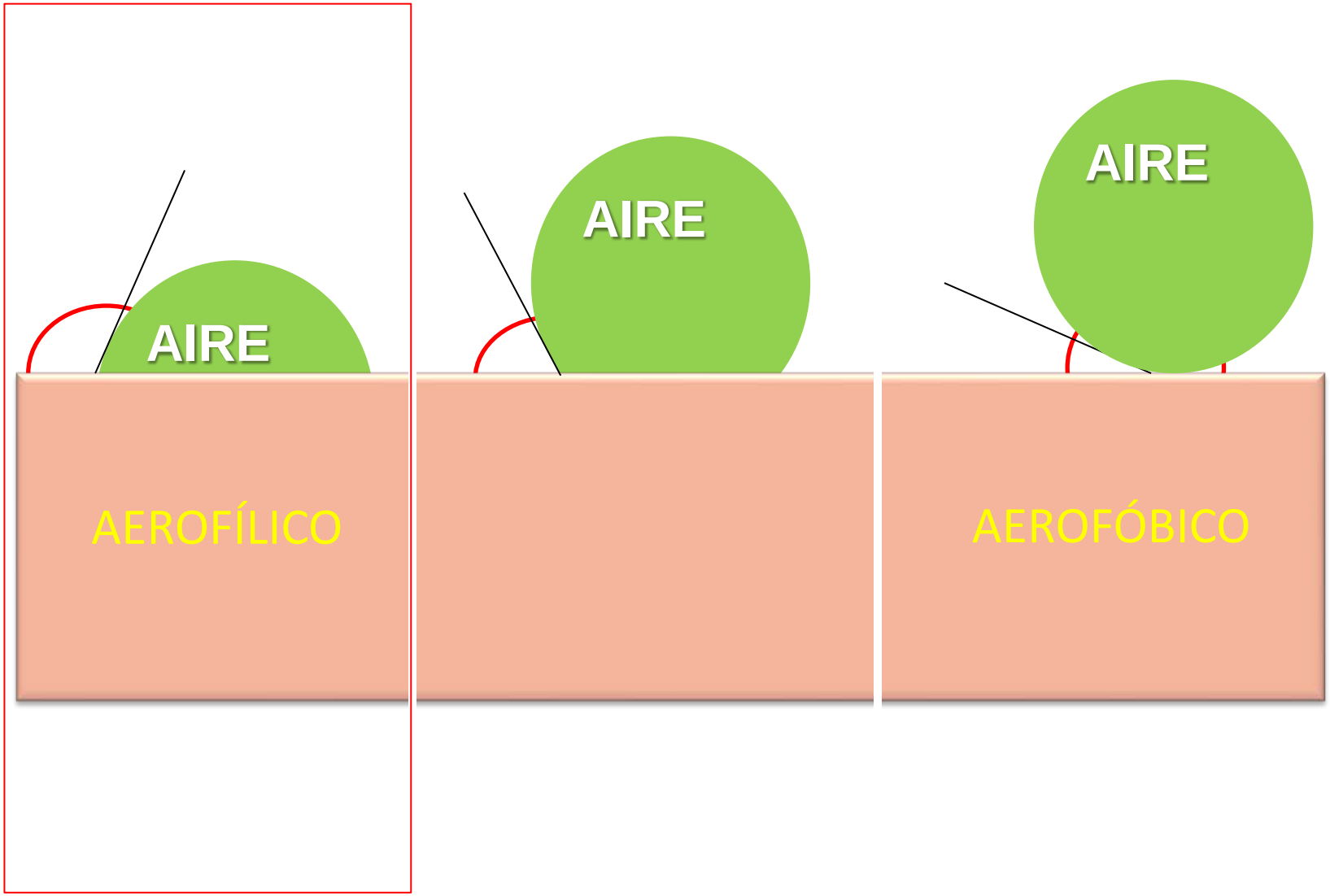
El ángulo entre la tangente a la curva en el contacto trifásico y la superficie del sólido en el equilibrio, es el ángulo de contacto Θ.

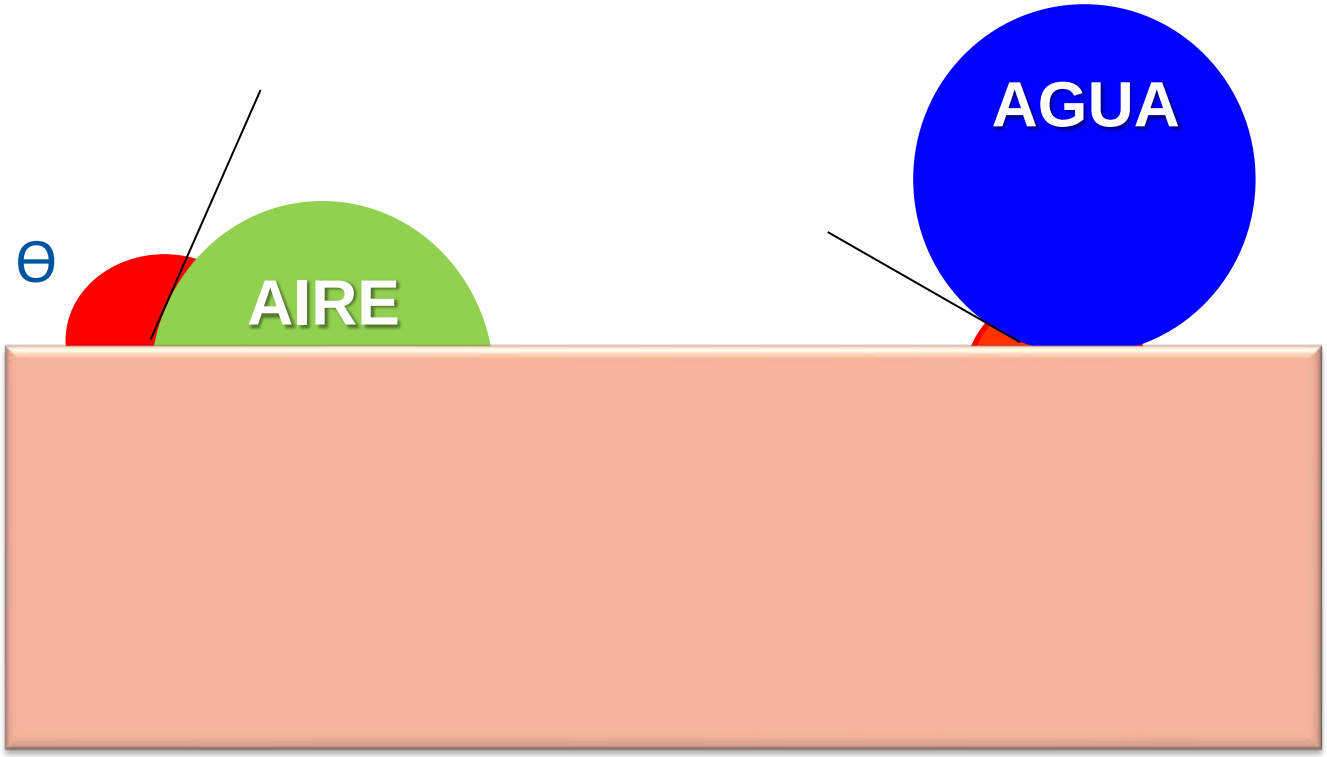
En equilibrio, el balance de las fuerzas superficiales viene dado por la ecuación de Young:

$$\gamma_{SA} = \gamma_{SL} + \gamma_{LA} \cos \Theta$$

El equilibrio de fuerzas puede ser alterado por cualquier factor que cambie cualquiera de las tensiones interfaciales. Si se establece una nueva posición de equilibrio, se forma un nuevo ángulo de contacto. **El ángulo de contacto es una medida de cómo la burbuja de aire se extiende sobre la superficie sólida**. Un ángulo bajo (nominalmente inferior a 90°) indica una superficie hidrofílica, mientras que un ángulo superior a 90° representa una superficie hidrofóbica.


AGUA
AGUA
AGUA
HIDROFÍLICO
HIDROFÓBICO


AIRE
AEROFÍLICO
AIRE
AIRE
AEROFÓBICO


AGUA
θ
AIRE

La tensión interfacial, γLA, es la tensión superficial del líquido y se puede medir fácilmente, mientras que las tensiones interfaciales de los sólidos no son fáciles de medir.

Si sustituimos la interfaz sólido/aire por la sólido/agua y aire/agua, e introcimos el termino de energía libre, podríamos decir que:

$$\Delta G = \gamma LA (1 - \cos \Theta)$$

La energía libre se denomina a menudo trabajo de adhesión entre la burbuja y la superficie sólida.

Si aumenta el ángulo de contacto aumenta ΔG y, por tanto, aumenta la fuerza que tienden a mantener juntos la burbuja y el sólido.

Esta característica hidrofóbica se da de forma natural en un **pequeño número de minerales** comunes como el *grafito, el azufre, el talco, la molibdenita y el carbón.*

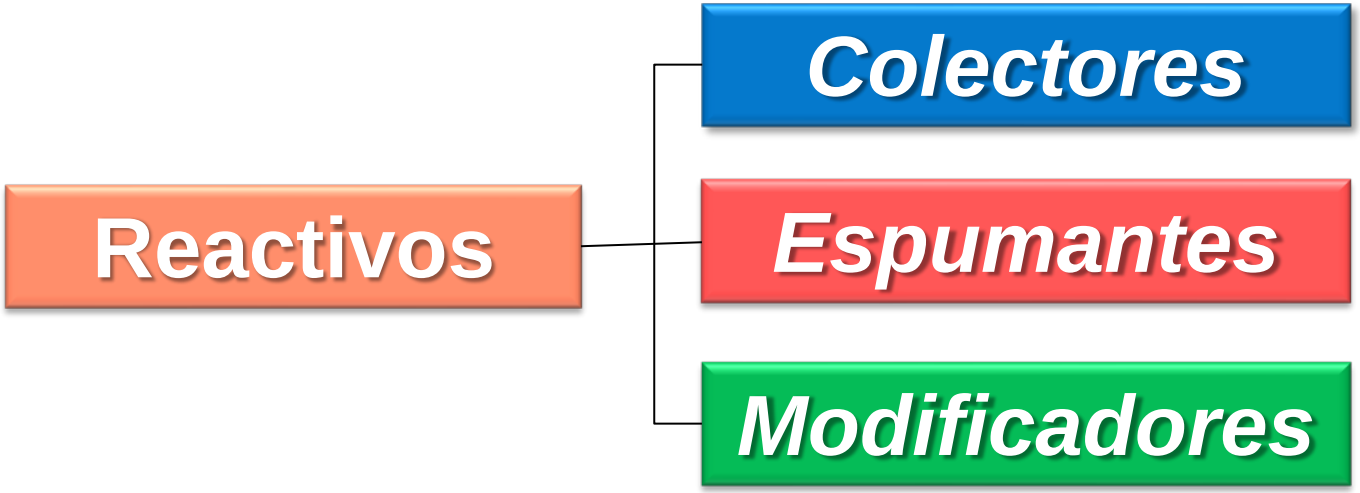
Sin embargo, para los sólidos que son naturalmente hidrofílicos (que son la mayoría de los minerales), **el ángulo de contacto puede modificarse cambiando la energía superficial de una o más de las fases introduciendo otro componente en el sistema**, que se adsorba o se concentre en una interfase, y modifique la energía superficial de esa interfase.

La tensión interfacial, γLA, es la tensión superficial del líquido y se puede medir fácilmente, mientras que las tensiones interfaciales de los sólidos o son fáciles de medir.

Si sustituimos la interfaz sólido/aire por la sólido/agua y aire/agua, e introducimos la energía libre, podríamos decir que:

$$\Delta G = \gamma LA\ (1-\cos \Theta)$$

La energía libre se denomina trabajo de adhesión entre la burbuja y la superficie sólida.


Reactivos
Colectores
Espumantes
Modificadores

Colectores: productos químicos orgánicos que hacen que la superficie sea hidrofóbica y que el mineral pueda ser recogido en el proceso.

Espumantes: productos químicos orgánicos que reducen la tensión superficial del agua para estabilizar las burbujas en una capa de espuma en la parte superior de la celda de flotación para facilitar la extracción del concentrado.

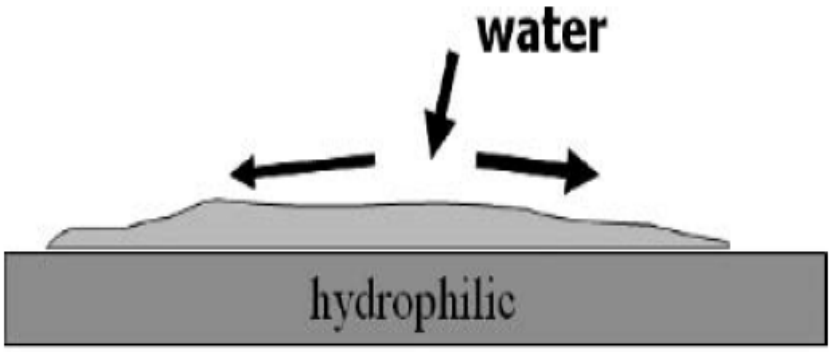
Modificadores: productos químicos orgánicos o inorgánicos que se utilizan para modificar las condiciones de las pulpas para para mejorar la diferencia de la química superficial entre los minerales valiosos y la ganga.

Los colectores son generalmente productos orgánicos heteropolares con un grupo polar cargado y un grupo no cargado.

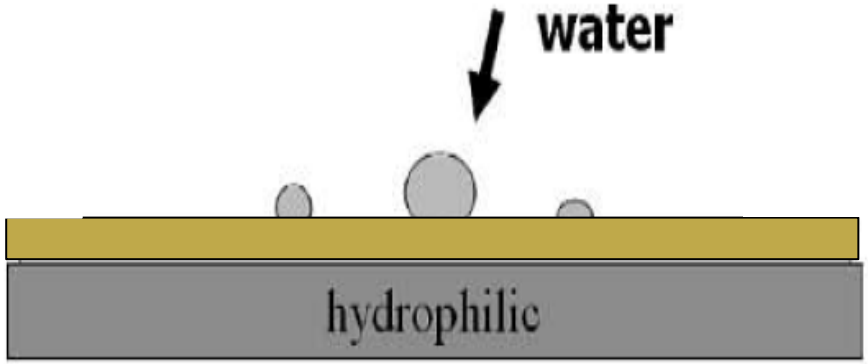
El grupo no polar suele ser una cadena de hidrocarburos y en el inicio del proceso de flotación esta cadena de hidrocarburos se proporcionaba en forma de aceite.

La flotación por aceite se eliminó a principios de los años 20 con el desarrollo de productos orgánicos más selectivos como los xantatos y los ditiofosfatos.

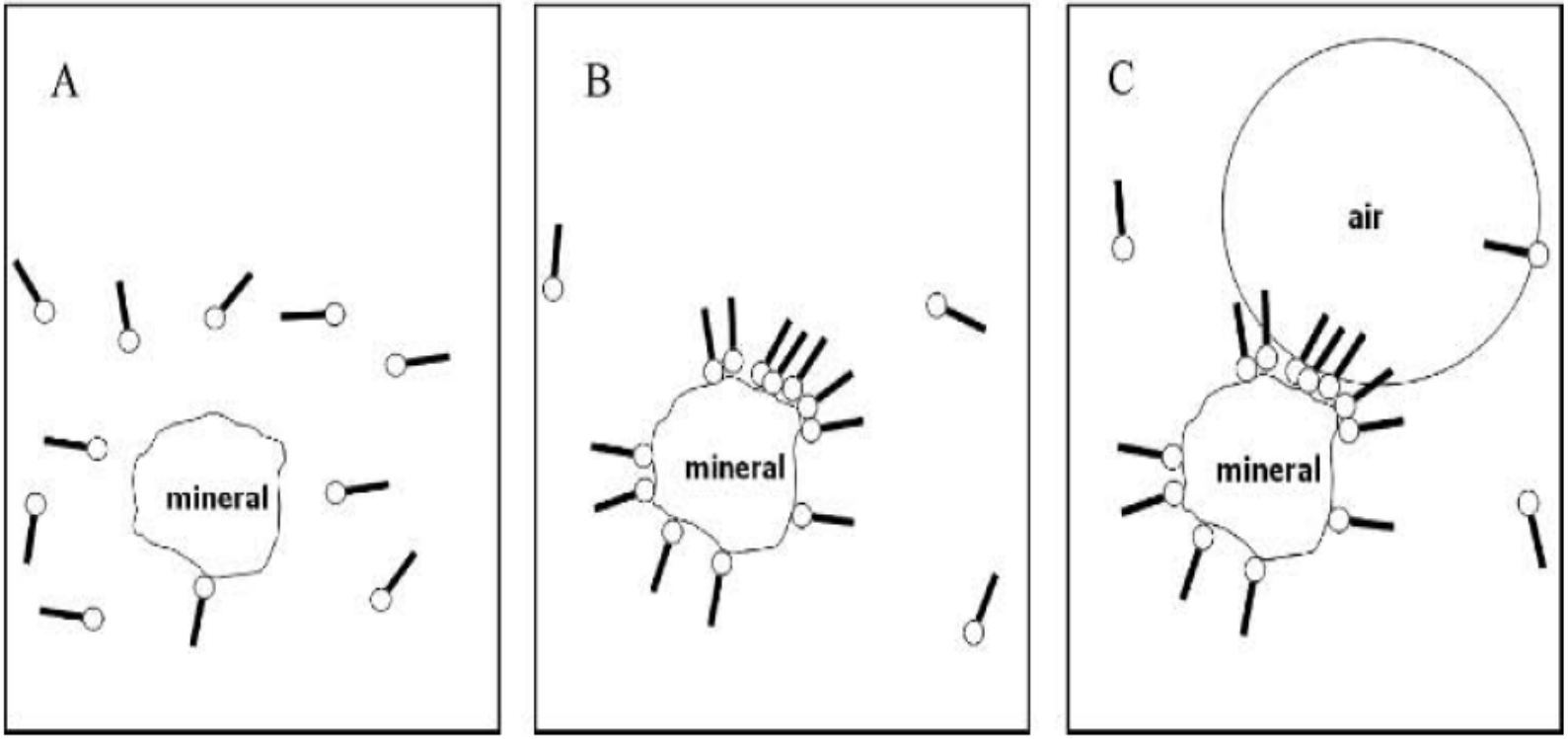
El aceite en forma de queroseno o gasóleo se sigue utilizando como principal agente recolector en la industria del carbón y alguna otra.

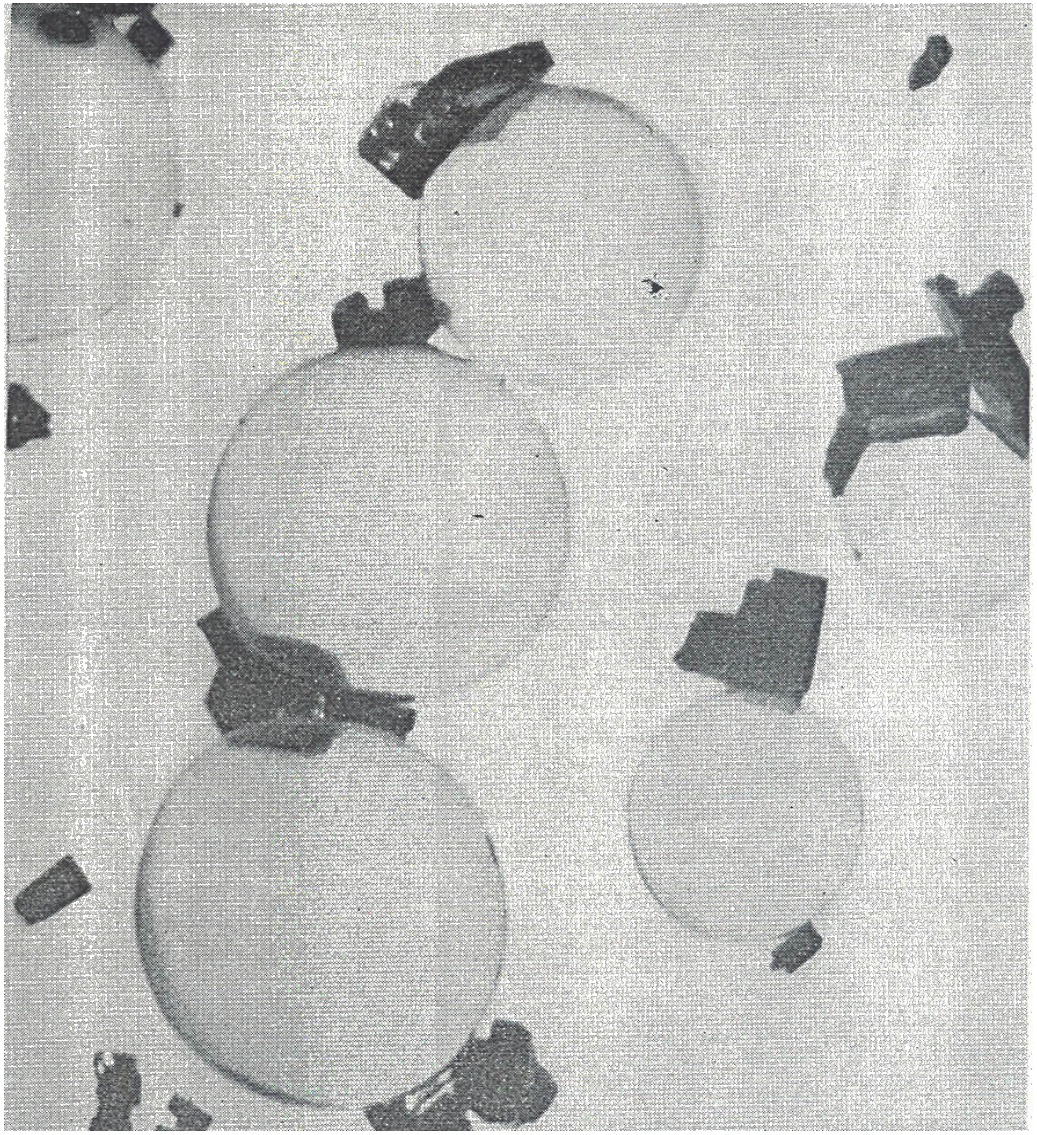


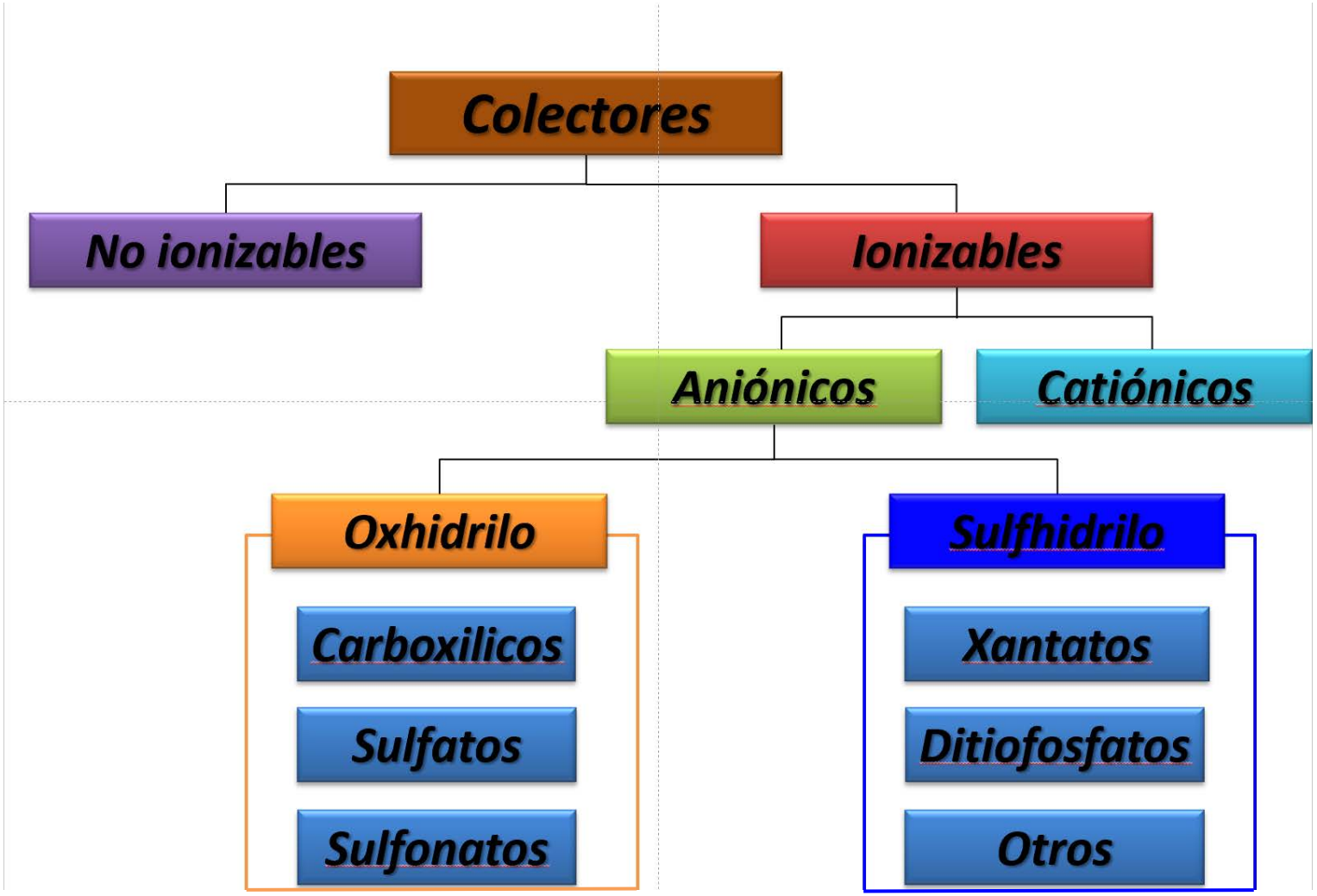
Clean glass surface



oiled surface


A
mineral
B
mineral
C
air
mineral




Colectores
No ionizables
Ionizables
Aniónicos
Catiónicos
Oxhidrilo
Carboxilicos
Sulfatos
Sulfonatos
Sulfhidrilo
Xantatos
Ditiofosfatos
Otros

Los espumantes son tensoactivos, generalmente compuestos orgánicos heteropolares como alcoholes o éteres de poliglicol.

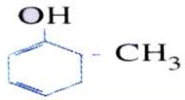
Debido a su naturaleza heteropolar, el espumante se adsorbe en la interfaz aire/agua y, como resultado, disminuye la tensión superficial del agua.

Esto provoca el efecto de producir burbujas más pequeñas y, lo que es más importante, estabiliza la espuma cuando llega a la parte superior de la celda.

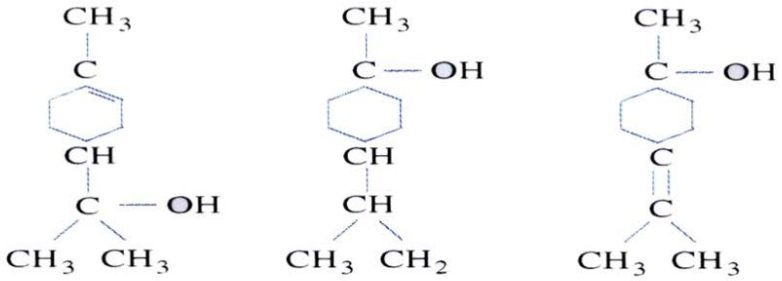
Estructura de los principales espumantes

Metilisobutilcarbinol

Acido cresílico

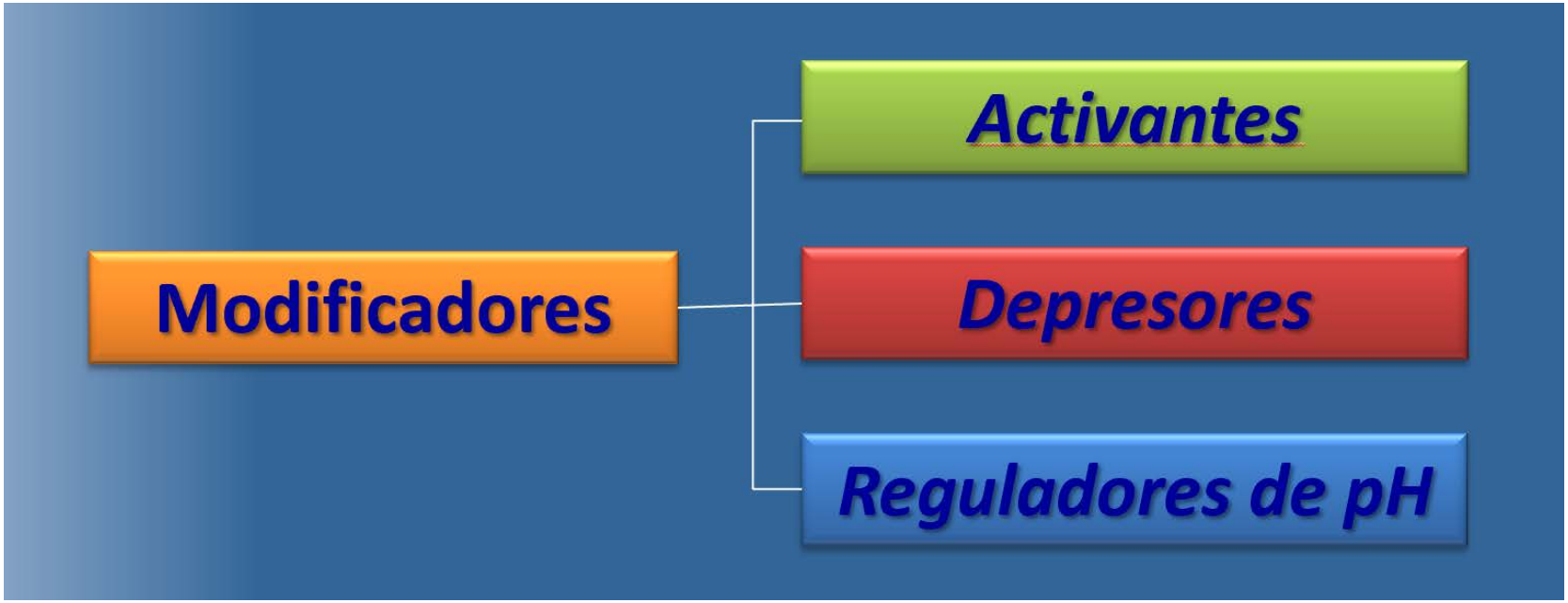


Aceite de pino



Eter de glicol polipropilénico

La función específica de los reactivos modificadores es preparar las superficies minerales para la adsorción o desorción de un determinado reactivo colector sobre ellas y/o crear en la pulpa las condiciones propicias para realizar una buena flotación. Pueden dividirse en activantes, depresores y reguladores del medio o de pH.



Un **activante** prepara la superficie del mineral para la actuación del colector. Los reactivos de este tipo sirven para aumentar la adsorción de los colectores o para fortalecer el enlace entre el colector y la superficie mineral.

Formas de actuación:

1. Renovando o **limpiando la superficie** del mineral afectada por un proceso secundario como es la oxidación o la adhesión de lamas. Ejemplo: SO4H2
2. Formando en la superficie una **capa particularmente favorable** para la adsorción del colector. Ejemplo: SNa2
3. **Reemplazando** en la red cristalina algunos iones metálicos por otros que forman uniones más firmes con los colectores. Ejemplo: SO4Cu

Un **depresor** es cualquier producto químico que inhibe o impide la adsorción de un colector por una partícula de mineral y, por tanto, impide su flotación. La función específica de los depresores es la de disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrófilica o impidiendo la adsorción de colectores que puedan hidrofobizarla.

Hay varias formas de conseguirlo:

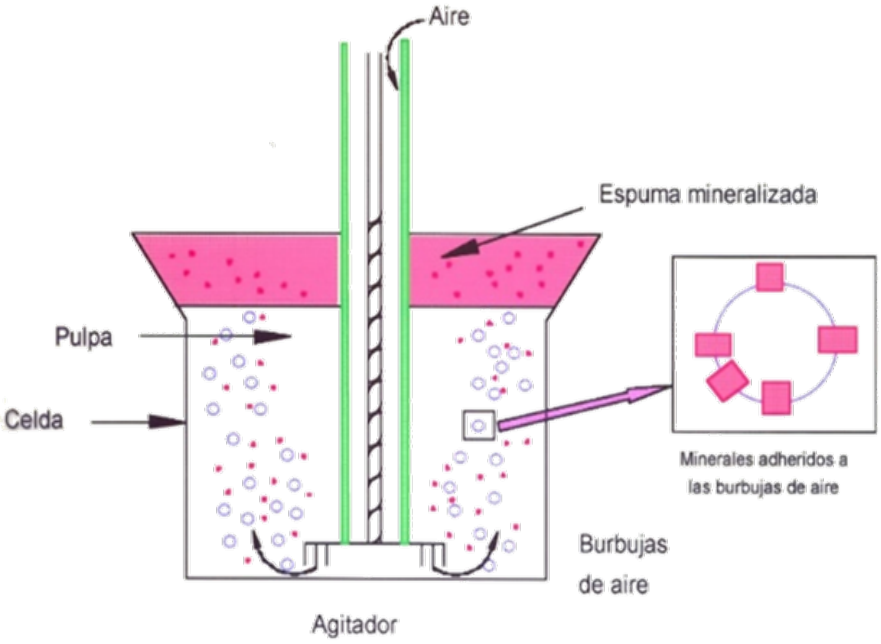
1. Introduciendo en la pulpa un ion que **compita** con el colector por alcanzar la superficie del mineral. Ejemplo: CNNa
2. Neutralización química y **eliminación del colector**. Ejemplo: cationes alcalinos y alcalinotérreos
3. Añadiendo sustancias que **generan grupos hidrofílicos** que una vez que alcanzan la superficie mineral orientan la parte polar hacia el agua. Ejemplo: almidón, quebracho, tanino.

Los reguladores de pH ajustan el pH de la pulpa para obtener un rendimiento óptimo para un reactivo y un mineral concretos.

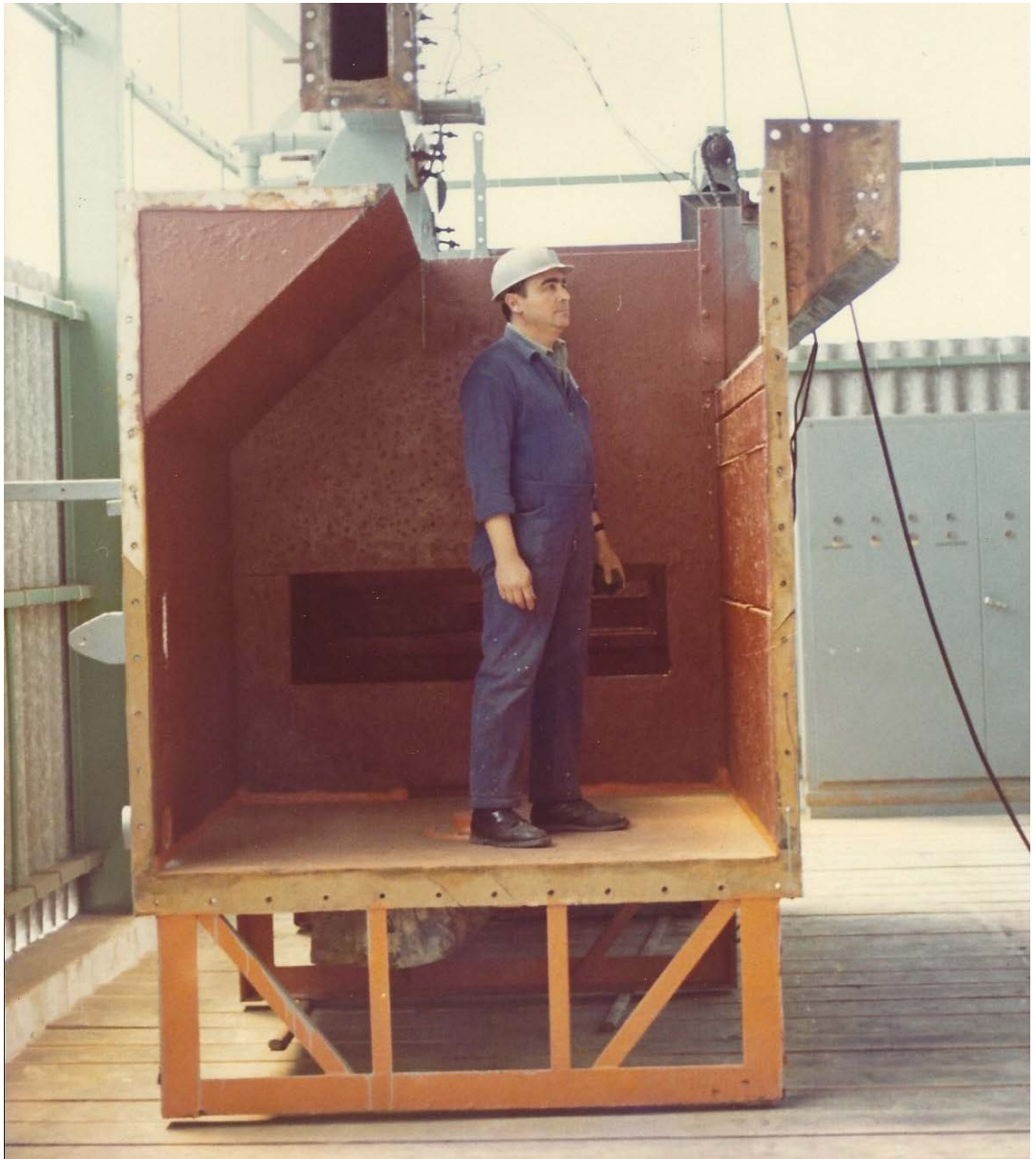
Los reguladores de pH más comunes son la cal, el hidróxido de sodio, el carbonato de sodio y el ácido sulfúrico.

El equipo utilizado en la flotación debe proporcionar una inyección de suficiente aire para que las partículas hidrofóbicas se adhieran a las burbujas.

El aire se introduce en forma de burbujas en la celda donde está la pulpa con agitación para proporcionar un entorno adecuado para el máximo contacto entre las partículas y las burbujas.


Aire
Espuma mineralizada
Pulpa
Celda
Minerales adheridos a las burbujas de aire
Burbujas de aire
Agitador

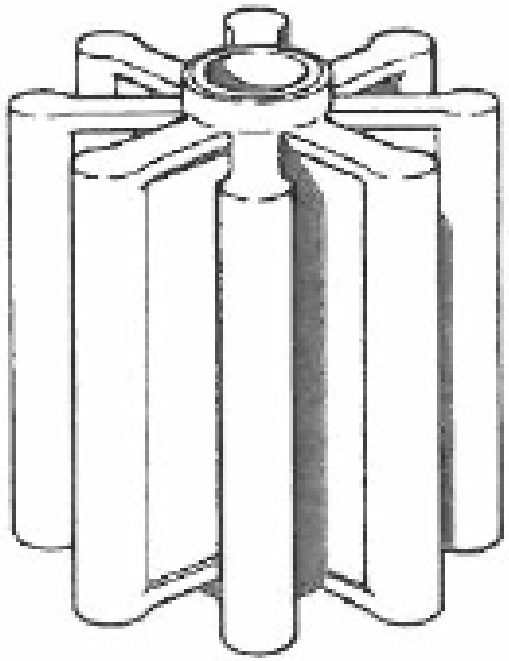
Zona de Espuma
Zona de Mineralización
Zona de Mezclado

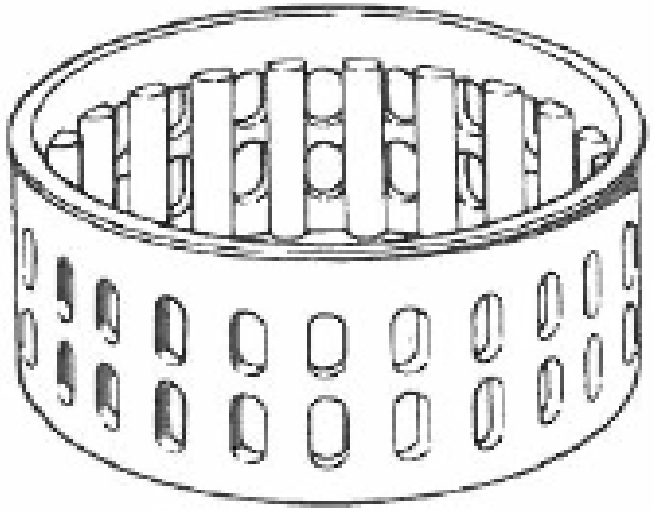


Los equipos de flotación pueden dividirse en varias categorías según el método de introducción del aire en la celda. Puede ser:

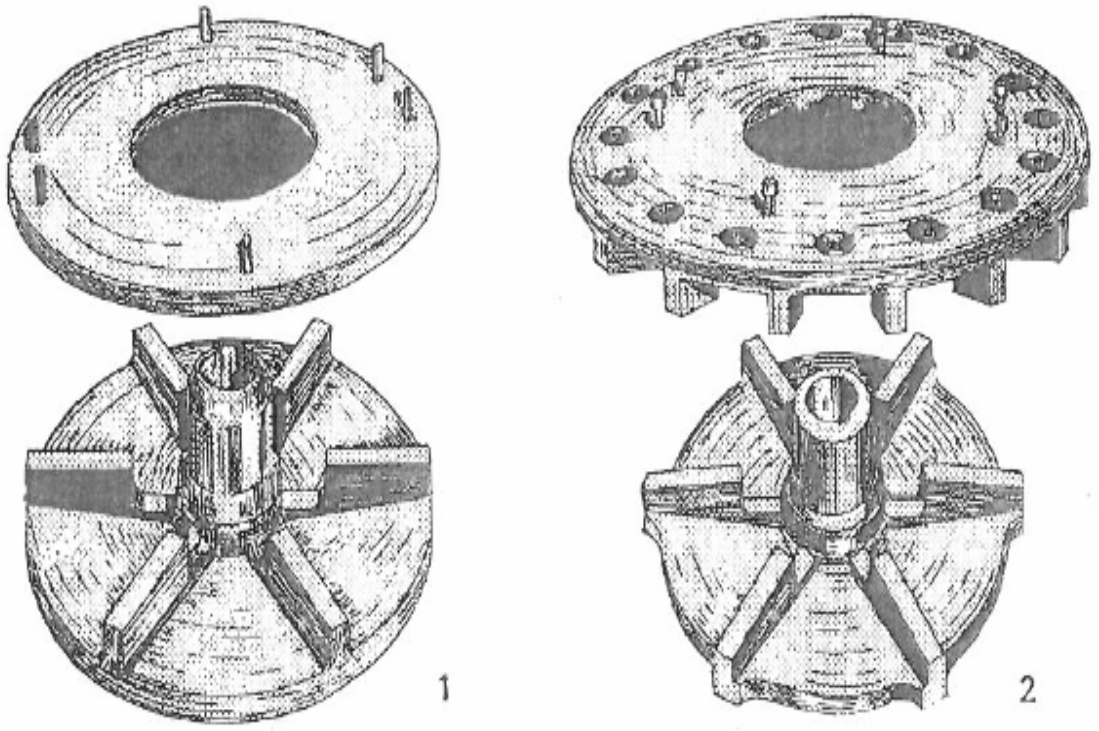
1. **Mecánico (sub-aireación)**
2. **Neumático**
3. Vacío
4. Electroflotación
5. Flotación por aire disuelto

Las celdas mecánicas disponen de una zona altamente turbulenta producida por un impulsor que proporciona la agitación necesaria para mantener las partículas en suspensión, dispersar las burbujas de aire y provocar el contacto entre las partículas y las burbujas.





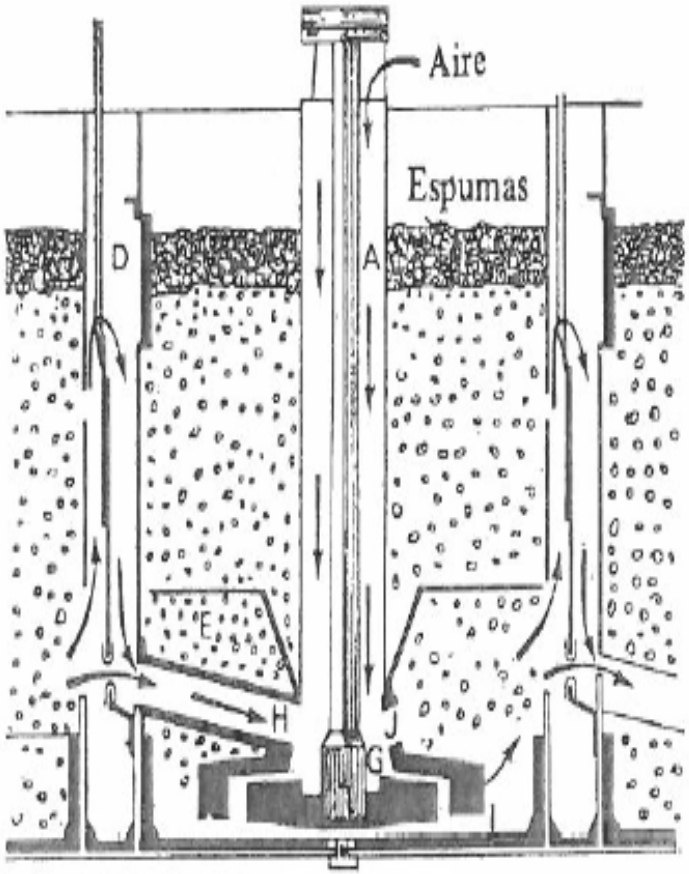
WEMCO FAGERGREN

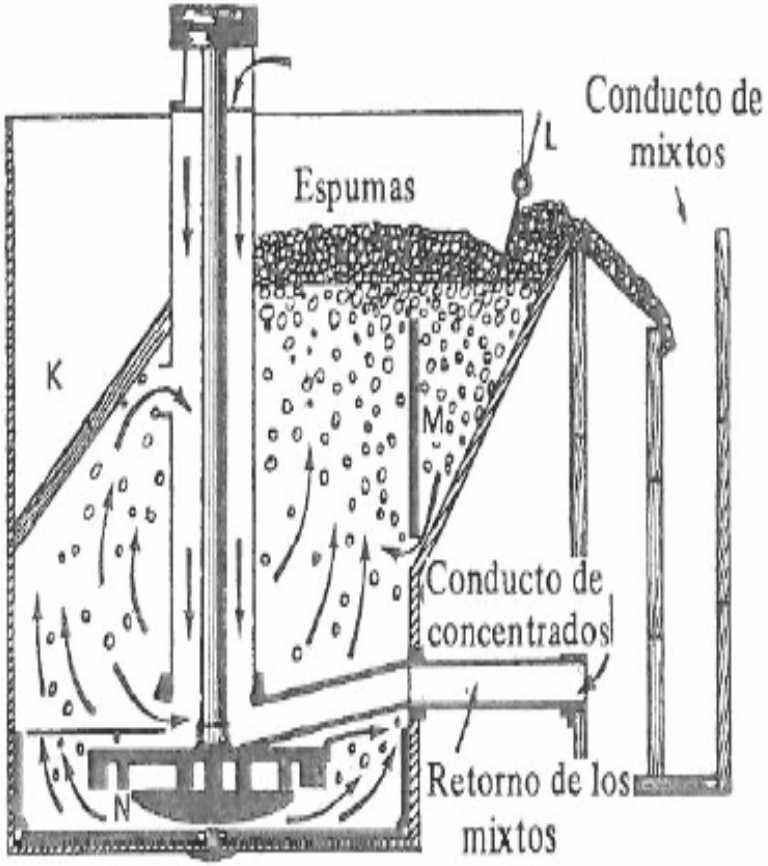


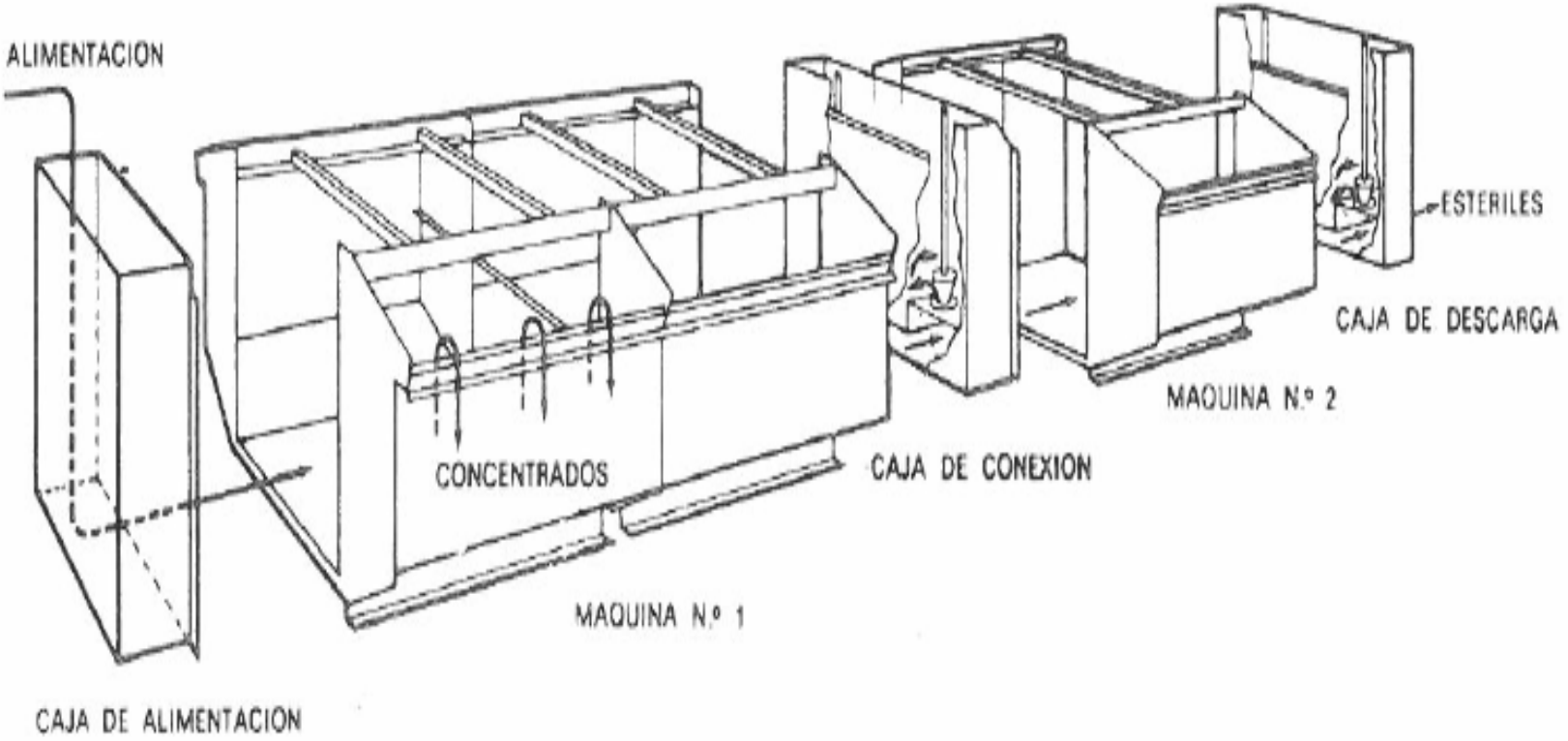
DENVER

AGITAIR

OUTOKUMPU


Aire
Espumas
D
A
E
H
J
G

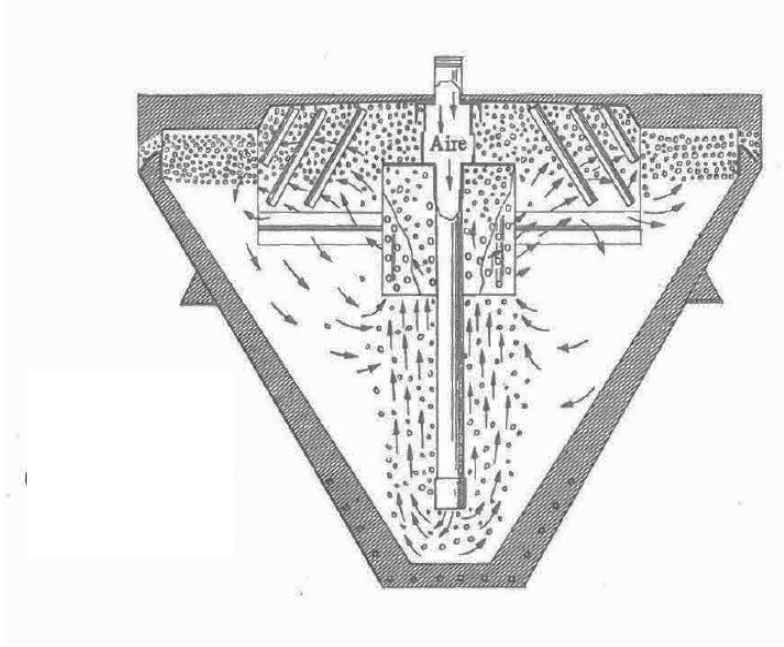

Conducto de mixtos
L
Espumas
K
M
Conducto de concentrados
Retorno de los mixtos
N


ALIMENTACION
CONCENTRADOS
ESTERILES
CAJA DE DESCARGA
MAQUINA N.º 2
CAJA DE CONEXION
MAQUINA N.º 1
CAJA DE ALIMENTACION

En las celdas neumáticas, la pulpa y el aire se inyectan en la celda a través de una boquilla para producir contacto íntimo entre el aire y las partículas.

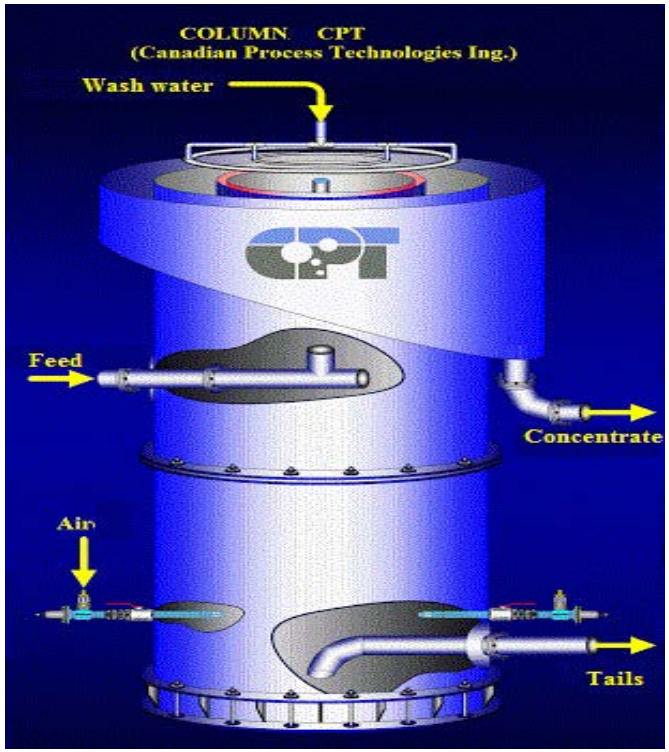
El chorro de aire se utiliza no sólo para **proporcionar aireación sino también para suspender las partículas y facilitar la circulación.**

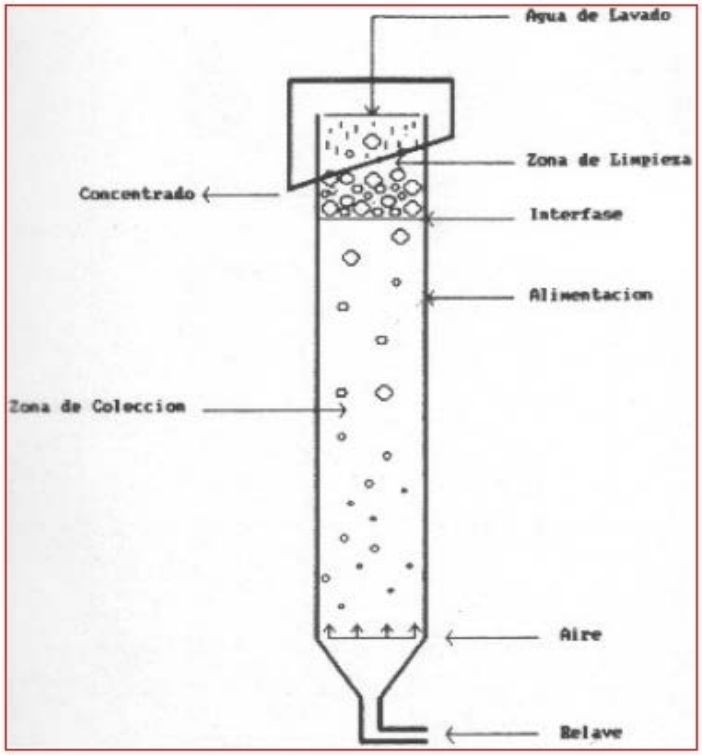
Lo que implica que hay que utilizar una gran cantidad de aire, por lo que este tipo de máquinas no son tan comunes como las celdas mecánicas.



Celda Neumática

Celda Jameson





Columna de flotación

Las máquinas básicas de laboratorio son réplicas a escala de máquinas comerciales. Con la reducción de escala, hay compromisos inevitables entre simplificación de fabricación y los intentos de simular el rendimiento a escala real.

Cualquier tipo de celda de flotación que se utilice para lograr la flotación de minerales o carbón, una máqina tiene dos funciones principales:

1. **Suspensión**
2. **Aireación**

En la suspensión, es esencial que **el impulsor o el chorro de aire de la máquina sea capaz de mantener los sólidos de la pulpa en suspensión.**

Si el grado de agitación es inadecuado, los sólidos, especialmente las partículas más grandes, tenderán a sedimentar.

Una parte de la sedimentación, por ejemplo, se produce en las esquinas de la celda, no es grave, pero un enarenamiento significativo del suelo de la celda alterará los patrones de flujo de la pulpa dentro de la celda e impedirá el contacto adecuado entre las partículas suspendidas y las burbujas de aire.

Una aireación eficaz requiere que **las burbujas estén finamente diseminadas y que la cantidad de aire sea suficiente**, no sólo para proporcionar suficientes burbujas para **hacer contacto** con las partículas, sino también para proporcionar una **espuma que sea estable** y tenga una profundidad razonable.

Por lo general, el tipo y la cantidad de espumante pueden influir en la capa de espuma, pero tanto el espumante como el caudal de aire pueden utilizarse como variables junto con el caudal de aire.

Los efectos de la velocidad del impulsor y el diámetro de la burbuja pueden influyen de la siguiente manera:

1. **Si la velocidad del impulsor es demasiado baja, las partículas no se mantienen en suspensión**, sino que se depositan en cantidades significativas en la base de la celda.
2. **Si la velocidad del impulsor es demasiado alta**, la turbulencia en la celda es suficiente para romper la unión entre la partícula y la burbuja, por lo que **la recuperación disminuye**.
3. **Si el tamaño de la burbuja es demasiado pequeño**, la burbuja **no puede dar suficiente flotabilidad** a las partículas para elevarlas a la parte superior de la pulpa.
4. **Si el tamaño de la burbuja es demasiado grande, será menor el número de burbujas** creadas para un caudal de aire constante.

El caudal volumétrico, QVL para impulsores simples de pala plana viene dado aproximadamente por:

$$Q_{VL} = 0{,}75\ \text{Ш}\ D^3\ m^3/min$$

donde Ш = la velocidad de rotación (revoluciones/min) y

D = el diámetro del impulsor (m).

Las velocidades de circulación son muy elevadas. Por ejemplo, una celda de 14,2 m^3 con un impulsor de 0,84 m de diámetro, que gira a 114 rpm, tendría una circulación interna de 51 m^3 por minuto.

Hemos dicho que Q_{VL} es el caudal volumétrico (Q_{VL} = 0,75 Ш D^3 m^3/min) , y si ahora llamamos Q_{VA} al caudal de aire, podemos ver el efecto que tiene sobre la formación de burbujas

La relación Q_{VA} / Ш D^3 se denomina **número de flujo de aire** y en general, para un diámetro de impulsor y velocidad de giro determinadas, ocurre:

1. **A velocidades muy bajas (QVA / Ш D3 < 0,02),** el aire entra en el núcleo de los vórtices formados detrás de las puntas de los álabes, con una fuerte componente de velocidad hacia el exterior debido a la acción de bombeo. **El tamaño y el número de burbujas es pequeño.**
2. **A velocidades más altas (0,02 < QVA / Ш D3 < 0,05),** se forman cavidades detrás de los álabes del impulsor, que son cada vez más grandes a medida que aumenta el caudal de aire. Las burbujas se forman a partir de la ruptura de los bordes de salida de las cavidades. **El tamaño y el número de burbujas aumenta.**
3. A grandes caudales de aire **(QVA / Ш D3 > 0,05)** el impulsor se inunda. Los huecos entre los álabes son cegados por grandes masas de aire **que forman burbujas muy grandes**.

El caudal volumétrico, QVL para impulsores simples de pala plana viene dado aproximadamente por:

$$Q_{VL} = 0{,}75\ \text{Ш}\ D^3\ m^3/min$$

donde Ш = la velocidad de rotación (revoluciones/min) y

D = el diámetro del impulsor (m).

Las velocidades de circulación son muy elevadas. Por ejemplo, una celda de 14,2 m^3 con un impulsor de 0,84 m de diámetro, que gira a 114 rpm, tendría una circulación interna de 51 m^3 por minuto.

Circulación de los productos

1. Alimentación de la celda: Se utiliza generalmente una caja o tolva de alimentación en cabeza de la batería de las celdas y la pulpa se desliza de una celda a otra pasando por encima o por debajo de las separaciones entre cada celda.
2. Descarga de los productos no flotados: Estos últimos se evacúan por encima de una trampilla o dintel regulable, pudiendo las arenas ser evacuadas por unos orificios regulables situados en la base.
3. Evacuación de las espumas: Está asegurada regulando la altura de rebose del vertedero. Está directamente ligada a la cantidad de espumantes utilizada y al control del nivel de la pulpa

La flotación industrial se realiza en continuo en una serie o banco de celdas. Esto aumenta el tiempo de flotación, ofreciendo una amplia oportunidad para que se produzca la adhesión de las partículas a las burbujas.

El tiempo de residencia de las partículas en el banco de celdas oscila entre 5 y 15 minutos.

La velocidad de flotación de las partículas dependerá de la composición de las mismas, de la densidad de la pulpa, del tamaño de las partículas y del grado de turbulencia en la celda.

La flotación industrial se realiza en continuo en una serie o banco de celdas. Esto aumenta el tiempo de flotación, ofreciendo una amplia oportunidad para que se produzca la adhesión de las partículas a las burbujas.

El tiempo de residencia de las partículas en el banco de celdas oscila entre 5 y 15 minutos.

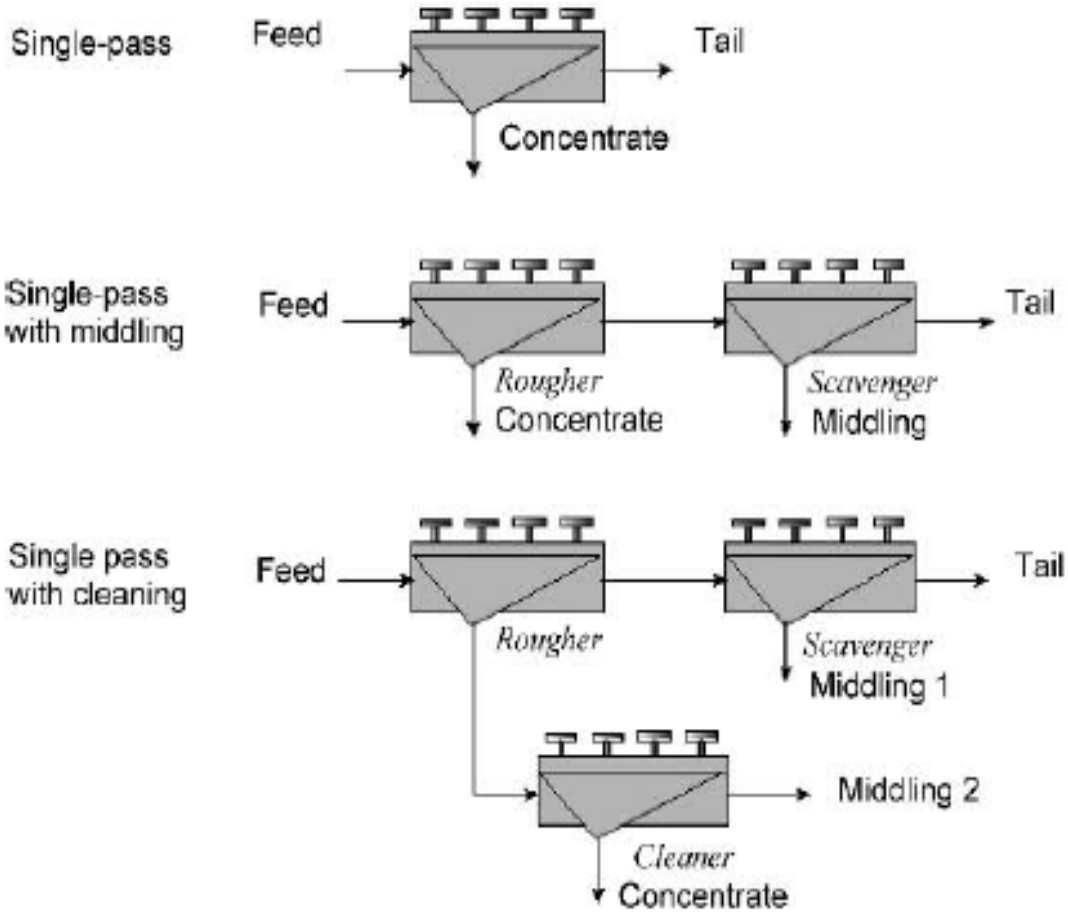
La velocidad de flotación de las partículas dependerá de la composición de las mismas, de la densidad de la pulpa, del tamaño de las partículas y del grado de turbulencia en la celda.

La disposición de varias celdas en serie permite la recogida de diferentes productos de las distintas celdas. Por ejemplo, las partículas liberadas, en general, flotan más rápidamente que las partículas compuestas o mixtas, por lo que se puede recoger un concentrado de alto grado de las primeras celdas de un banco y la espuma de las celdas restantes puede recogerse como un concentrado medio.

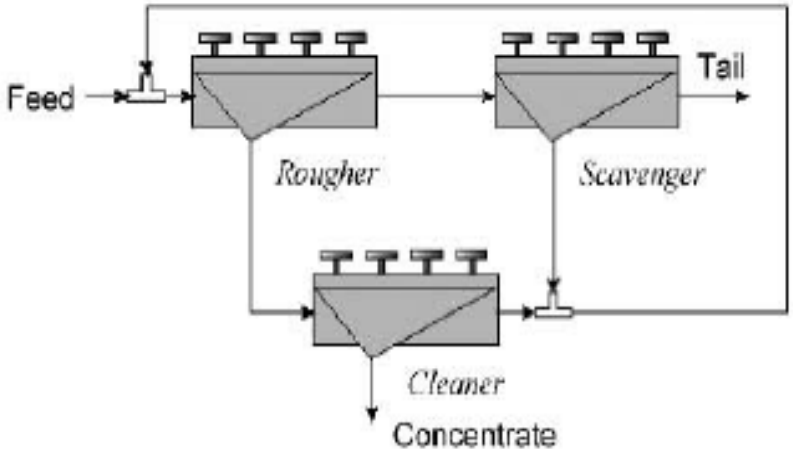
A menudo, la calidad del concentrado recuperado en una sola etapa de flotación no es lo suficientemente alta y requiere la reflotación en una o más etapas de flotación denominadas etapas de limpieza. La serie de celdas que producen el concentrado inicial se denomina etapa rougher o de desbaste y cualquier retiro posterior de los relaves de rougher se denomina scavenging o apurado.

La sección de desbaste del circuito de flotación recibe mayores dosis de reactivos y tiene un mayor tiempo de flotación para hacer flotar la mayor cantidad posible de mineral valioso y maximizar la recuperación.

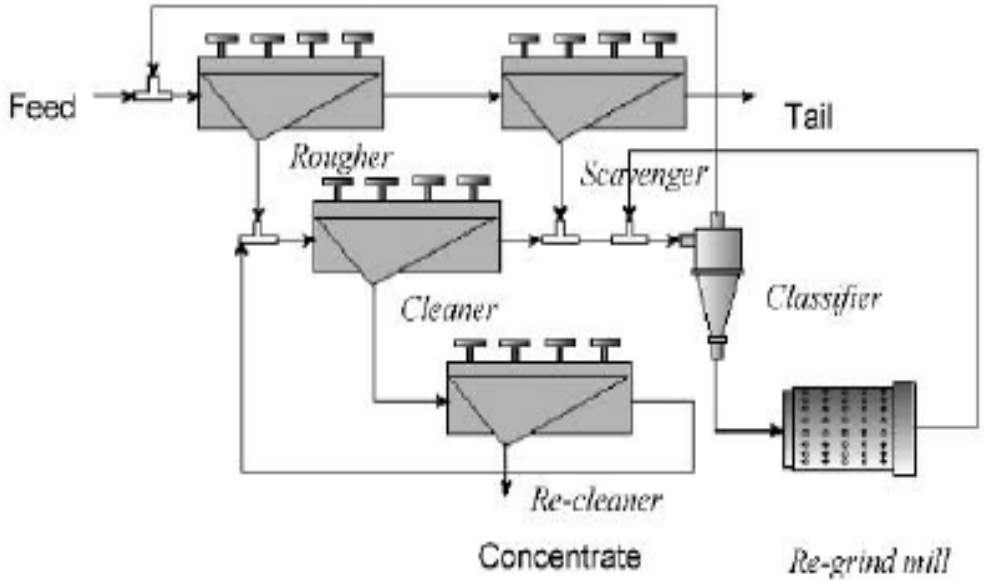
Por otro lado la etapa de limpieza experimenta unas condiciones de flotación más suaves, con menor densidad de pulpa y menores de la pulpa y menores concentraciones de reactivos para reducir el arrastre en la espuma y garantizar que sólo floten las partículas de alta ley.


Single-pass
Feed
Tail
Concentrate
Single-pass with middling
Feed
Tail
Rougher
Concentrate
Scavenger
Middling
Single pass with cleaning
Feed
Tail
Rougher
Scavenger
Middling 1
Middling 2
Cleaner
Concentrate

Multi pass with middling retreatment



Cleaner and recleaner with regrind



Si se conoce la relación K entre el volumen de pulpa con el volumen de la celda (estando comprendida esta relación entre 0,65 a 0,75), es fácil calcular el número de celdas intercomunicadas necesarias de un circuito de flotación:

$$n = \frac{V_p \times t}{V_c \times K}$$

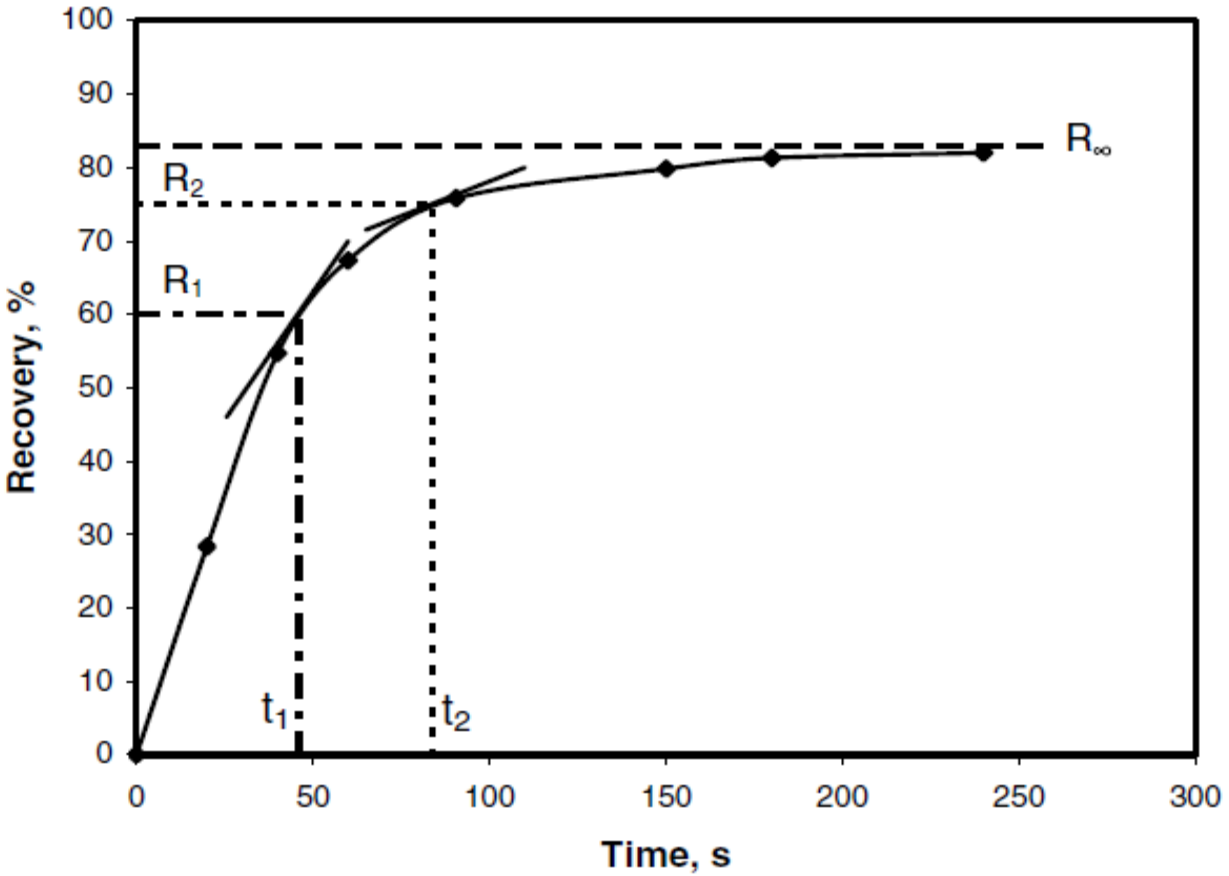
n : número de celdas;
V_p : volumen de la pulpa a tratar en m³/min.;
t : tiempo de flotación en minutos;
V_c : capacidad de la celda en m³.

Se puede considerar un modelo cinético para el proceso de flotación análogo al de una reacción química en la que en lugar de colisionar y reaccionar iones o moléculas tenemos interacción entre partículas de mineral y burbujas de aire.

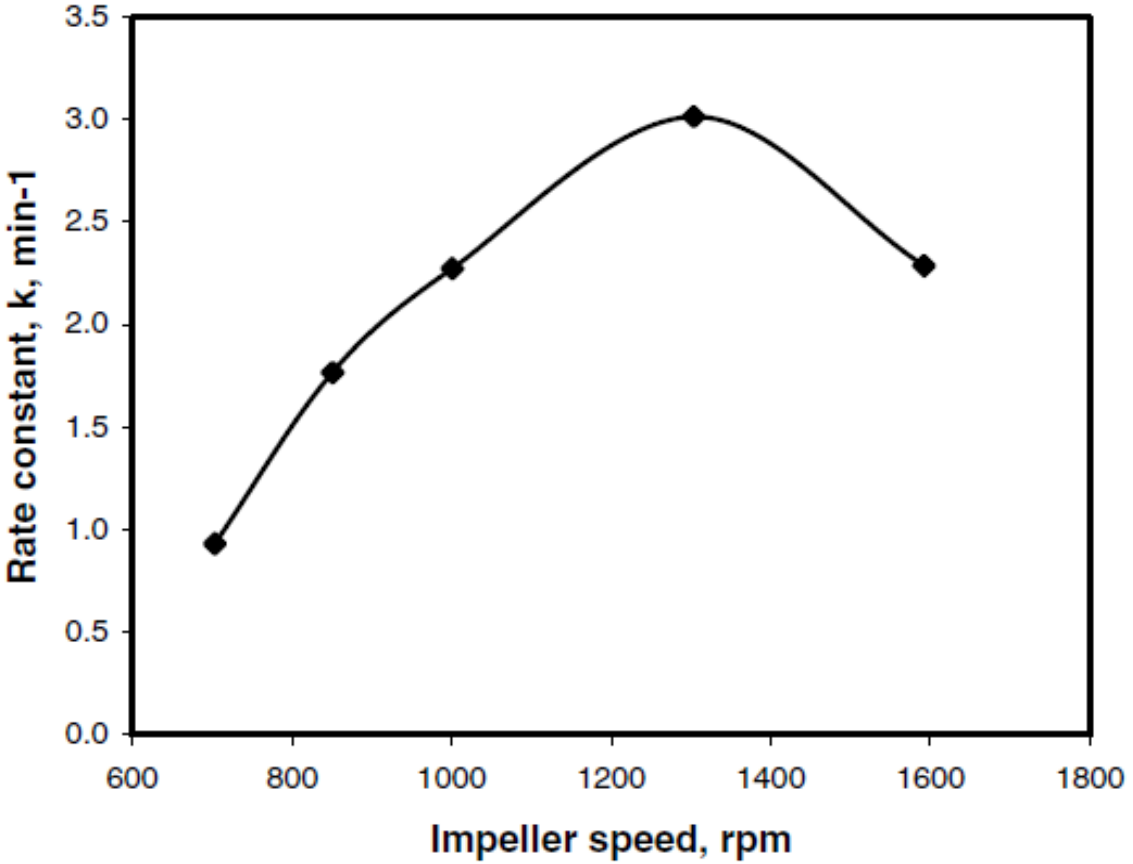
La constante de velocidad de flotación puede utilizarse para cuantificar el efecto de numerosas variables en el proceso de flotación.

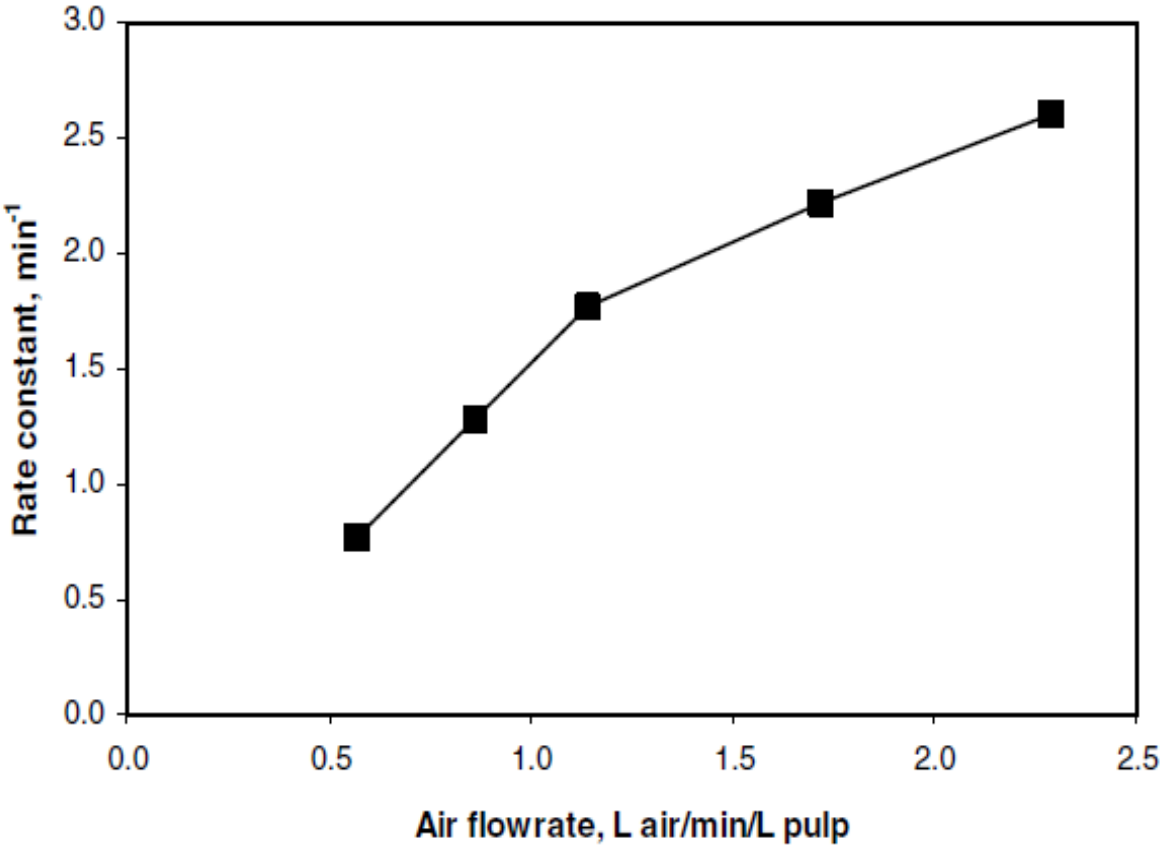
La tasa de flotación es igual a la tasa de cambio de concentración del material flotante en la celda por lo que

$$-\frac{dC}{dt} = K\,Cn$$



La tasa de recuperación en el tiempo t viene dada por la pendiente de la tangente a la curva en t.


Rate constant, k, min-1
3.5
3.0
2.5
2.0
1.5
1.0
0.5
0.0
600
800
1000
1200
1400
1600
1800
Impeller speed, rpm


Rate constant, min-1
3.0
2.5
2.0
1.5
1.0
0.5
0.0
0.0
0.5
1.0
1.5
2.0
2.5
Air flowrate, L air/min/L pulp

La probabilidad de colisión y adhesión de una partícula a una burbuja en movimiento libre varía con el tamaño de la partícula debido a :

1. Su área proyectada
2. Su inercia, que determinará si una partícula puede o no cortar las líneas de flujo alrededor de las burbujas
3. La posibilidad de que sea expulsada de la burbuja, incluso después de la adhesión, debido a la turbulencia perturbadora
4. La medida en que la colisión puede distorsionar la burbuja y alterar el tiempo de contacto.
5. El efecto del tamaño de las partículas sobre el tiempo de inducción.

La eficacia de un colector puede medirse por:

1. El ángulo de contacto entre una burbuja de aire adherida y la superficie del mineral.
2. El tiempo de inducción necesario para que se produzca la adhesión.

Dentro de los límites de funcionamiento, un aumento de la concentración de espumante provocará un aumento de las constantes de velocidad de todas las partículas.

El término "balance" en Procesamiento de Minerales engloba todos los cálculos metalúrgicos que se efectúan en una Planta Concentradora, para evaluar técnica y económicamente el proceso de concentración por flotación en este caso.

En una Planta Concentradora generalmente se efectúan dos tipos de balances, a saber:

1. Balance metalúrgico o contabilidad metalúrgica.
2. Balance de materiales (sólidos, agua, elemento, etc).

6.1 BALANCE METALÚRGICO.

El balance metalúrgico o contabilidad metalúrgica se efectúa en una Planta Concentradora para determinar la producción diaria, la eficacia o recuperación obtenida, la calidad de los concentrados, etc..

Generalmente se emplea dos métodos principales de contabilidad metalúrgica:

- El sistema retrospectivo.
- El sistema inspección entrada/inspección salida.

De una u otra manera, estos dos modos de balance, en flotación de minerales, al igual que cualquier otro proceso de concentración, la cuantificación se puede efectuar a través de dos expresiones matemáticas que se las denomina Razón de Concentración y Recuperación.

- **RAZON DE CONCENTRACION (K)**. Este término indirectamente se refiere a la selectividad del proceso. Directamente expresa cuántas toneladas de mineral de cabeza se necesitan procesar en la Planta Concentradora para obtener una tonelada de concentrado. En consecuencia, esta razón es un número que indica cuántas veces se concentró el mineral valioso contenido en la mena. Este término se puede deducir del siguiente modo:

Sea el esquema de una Planta Concentradora

Ahora hagamos un balance de materiales y de metal valioso contenido en cada flujo de la Planta Concentradora. Esto es:

Balance de material: $F = C + T$ (6.1)

Balance de metal: $Ff = Cc + Tt$ (6.2)

Multiplicando la ecuación (6.1) por t y restando de la ecuación (6.2) se obtiene lo siguiente:

$$Ft = Ct + Tt$$

$$F(f - t) = C(c - t)$$

de donde se obtiene la razón de concentración, es decir:

$$K = \frac{F}{C} = \frac{(c - t)}{(f - t)} \quad (6.3)$$

- **RECUPERACIÓN**. Este término se refiere a la eficiencia y rendimiento del proceso de flotación. Es decir, es la parte de mineral valioso que se obtiene en el concentrado, con respecto del mineral valioso contenido en el mineral de cabeza. Se expresa en porcentaje y su expresión matemática es:

$$R = \frac{Cc}{Ff} x100 \qquad (6.4)$$

Si se sustituye en la fórmula (6.4) el valor de C/F en función de las leyes, se obtiene:

$$R = \frac{(f-t)}{(c-t)} x \frac{c}{f} x100 \qquad (6.5)$$

La expresión (6.5) sirve para los cálculos cuando hay un solo elemento valioso, como se verá una deducción más completa en adelante. Cuando hay más de un elemento valioso, el sistema de cálculo se complica, pero se mantiene la misma filosofía de cálculo de las expresiones antes determinadas.

Este sistema de cálculo se muestra más adelante.

6.1.1 SISTEMA RETROSPECTIVO

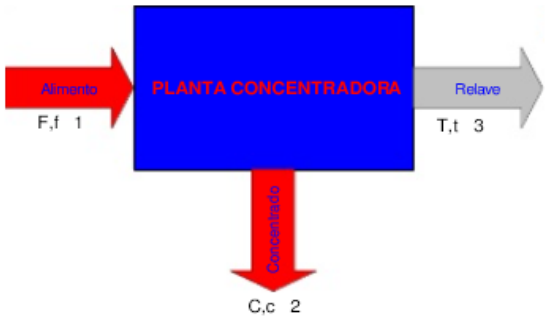
En este sistema se asume que la recuperación teórica es correcta y la producción de concentrados se calcula a partir del mineral que entra a la Planta Concentradora y de los ensayos químicos de la alimentación, concentrado(s) y relave. En este sistema no hay inspección sobre la recuperación real que se obtiene.

De acuerdo a la simplicidad o complejidad de las mismas, es decir, de acuerdo al número de elementos valiosos que contiene será:

- De dos productos un elemento valioso.
- De tres productos dos elementos valiosos.
- De cuatro productos tres elementos valiosos.
- De n productos más de tres elementos valiosos.

A. BALANCE METALÚRGICO DE DOS PRODUCTOS:

Se emplea cuando la mena que trata una planta concentradora contiene un solo elemento valioso principal, por consiguiente solo se producirá un concentrado y un relave. Los ensayos químicos necesarios serán del alimento, del concentrado final y del relave final. Para el establecimiento de la fórmula se partirá del siguiente esquema:



Aquí podemos observar que los puntos de muestreo son:

1. Cabeza que corresponde al mineral de faja que alimenta de la tolva de finos al molino, o del rebose del clasificador.
2. Concentrado.
3. Relave.

Se establecen las siguientes relaciones:

Balance de materiales

Entrada = Salida

$$F = C + T \tag{6.6}$$

Balance del metal valioso

$$F.f = C.c + T.t \tag{6.7}$$

Multiplicando la ecuación (1) por t se obtiene:

$$F.t = C.t + T.t \tag{6.8}$$

Restando 6.8 de 6.7 se tendrá:

$$F(f - t) = C(c - t)$$

$$\frac{C}{F} = \frac{f - t}{c - t} \quad \Rightarrow \quad C = Fx\frac{f - t}{c - t} \tag{6.9}$$

Entonces el paso de concentrado obtenido estará dado por la siguiente fórmula:

$$C = Fx\frac{f-t}{c-t} \quad \text{t/día o ton/día} \tag{6.10}$$

La recuperación obtenida de metal valioso estará dad por:

$$\mathrm{Re} = \frac{Cc}{Ft} x100 \tag{6.11}$$

$$\mathrm{Re} = \frac{(f-t)}{(c-t)} x \frac{c}{f} x100 \tag{6.12}$$

La razón de concentración está dada por:

$$\mathrm{K} = \frac{\mathrm{F}}{\mathrm{C}} = \frac{(\mathrm{c}-\mathrm{t})}{(\mathrm{f}-\mathrm{t})} \tag{6.13}$$

Ejemplo 1: Si una planta concentradora produce 1200 t/día de concentrado de cobre que ensaya 27,6% Cu a partir de un mineral de cabeza de 0,87% Cu, dejando en los relaves 0,1% Cu. Calcular: a)El peso de la alimentación, b)La recuperación, c)La razón de concentración, d)El peso de relave.

Solución.

a) Cálculo del peso de la alimentación.

Para ello tenemos que acomodar la ecuación (6.10):

$$F = Cx\frac{(c-t)}{(f-t)}$$

Datos:

C = 1200 t.

c = 27.6 % Cu

f = 0.87 % Cu

t = 0.1 % Cu

Remplazando datos tenemos:

$$F = 1200x\frac{(27{,}6-0{,}1)}{(0{,}87-0{,}1)} = 42.857{,}143\frac{ton}{día}$$

b) Cálculo de la recuperación.

Para este caso se emplea la ecuación (6.7):

$$\text{Re} = \frac{(0{,}87-0{,}10)}{(27{,}6-0{,}10)}x\frac{27{,}6}{0{,}87}x100 = 88{,}83\%$$

$$\text{Re} = 88{,}83\%$$

c) Cálculo de la razón de concentración

Utilizamos la ecuación (6.8):

$$K = \frac{(c-t)}{(f-t)} = \frac{(27.6-0{,}1)}{(0{,}87-0{,}1)} = \frac{35{,}714}{1}$$

$$\acute{o} \qquad K = \frac{42857.143}{1200} = \frac{35.714}{1}$$

d) Cálculo del peso de relave.

De la relación:

$$F = C + T$$

Se obtiene:

$$T = F - C = 42.857{,}143 - 1200$$

$$T = 41.657{,}143 \quad ton/día$$

Ahora el balance metalúrgico puede tabularse tal como se muestra en el cuadro 6.1.

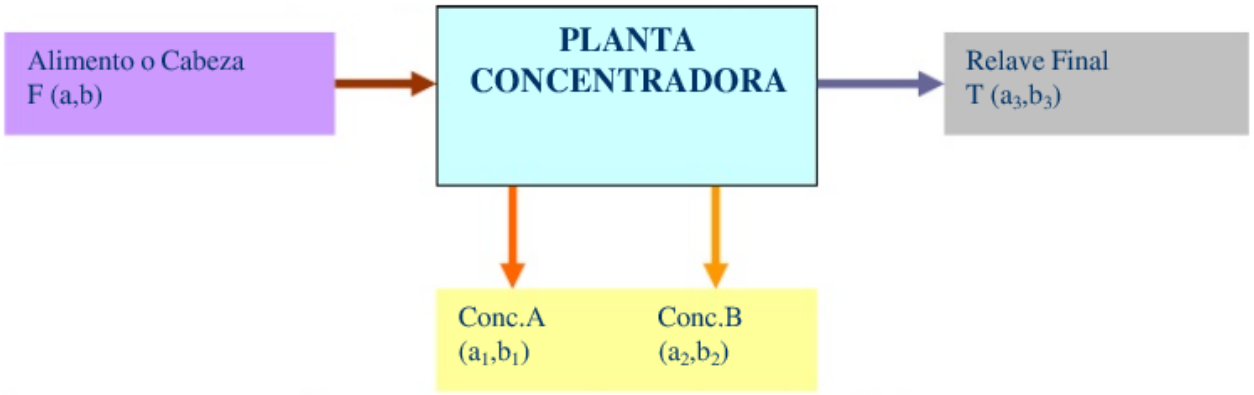
Cuadro 6.1.- Balance Metalúrgico.

Producto	Peso T	% Peso	Ensayo	Contenido metálico	% Distribución	Razón
			%Cu	Cu	Cu	
Cabeza	42 857,143	100	0.87	372,857	100,00	
Conc.Cu	1 200,00	280	27.6	331,200	88,83	35,71
Relave	41 657,143	97.2	0.1	41,657	11,17	

B. BALANCE METALÚRGICO PARA TRES PRODUCTOS.

Este balance se emplea cuando la mena que se trata en una Planta Concentradora contiene dos elementos metálicos valiosos y se emplea la flotación selectiva o diferencial, es decir, se obtiene dos productos valiosos que corresponden a dos concentrados que contienen a cada metal valioso y un producto no valioso que corresponde al relave.

Aplicando el principio de conservación de la materia, se efectúa el balance de materiales, de acuerdo al siguiente diagrama:



Tonelaje de Entrada = Tonelaje de salida

$$F = A + B + T \tag{6.14}$$

Balance del metal valioso A.

$$Fa = Aa_1 + Ba_2 + Ta_3 \tag{6.15}$$

Balance del metal valioso B

$$Fb = Ab_1 + Bb_2 + Tb_3 \tag{6.16}$$

en consecuencia tenemos un sistema de 3 ecuaciones con tres incógnitas. Dividiendo las 3 ecuaciones (6.14,6.15 y 6.16) por F se tiene:

$$1 = \frac{A}{F} + \frac{B}{F} + \frac{T}{F} \tag{6.17}$$

$$a = a_1 \frac{A}{F} + a_2 \frac{B}{F} + a_3 \frac{T}{F} \tag{6.18}$$

$$b = b_1 \frac{A}{F} + b_2 \frac{B}{F} + b_3 \frac{T}{F} \tag{6.19}$$

En este sistema los valores conocidos son F, a, a_1, a_2, a_3, b, b_1, b_2 y b_3 que están dados por el alimento y productos de la Planta Concentradora y consignados en el reporte de ensayo químico. Esto es:

Cuadro 6.3. Reporte de ensayo químico

Productos	Pesos, t	Leyes	
		%A	%B
Cabeza	F	a	b
Conc.A	A	a_1	b_1
Conc.B	B	a_2	b_2
Relave	T	a_3	b_3

Si hacemos un cambio de variable en las ecuaciones 6.17, 6.18 y 6.19 tendremos:

$$f_1 = \frac{A}{F} \quad ; \quad f_2 = \frac{B}{F} \quad ; \quad f_3 = \frac{T}{F}$$

Luego:

$$1 = f_1 + f_2 + f_3 \tag{6.20}$$

$$a = a_1 f_1 + a_2 f_2 + a_3 f_3 \tag{6.21}$$

$$b = b_1 f_1 + b_2 f_2 + b_3 f_3 \tag{6.22}$$

Este sistema se puede resolver por el método de determinantes y por el método matricial o también algebraicamente.

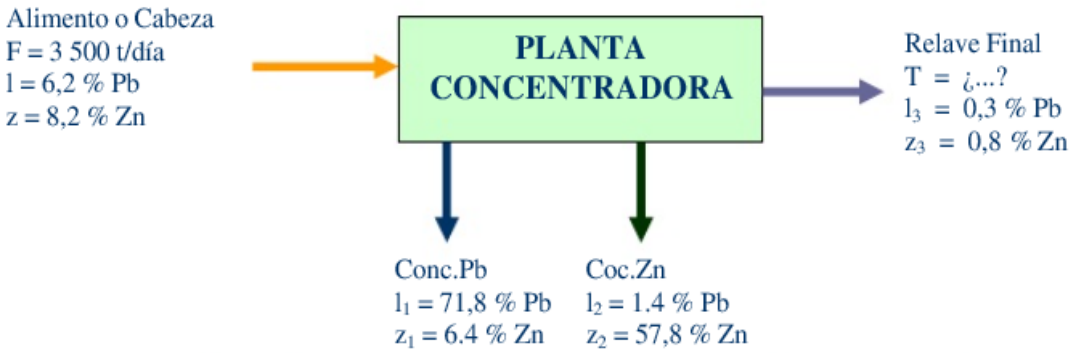
Ejemplo 3: Una Planta Concentradora trata 3 500 t/día de una mena de Pb-Zn, cuyo reporte de ensaye químico se da en el siguiente cuadro.

Cuadro 6.4.- Reporte de ensayo químico

Productos	Pesos, en t	Ensayo químico	
		%Pb	%Zn
Cabeza	3 500	6.2	8.2
Conc.Pb	L	71.8	6.4
Conc.Zn	Z	1.4	57.8
Relave	T	0.3	0.8

Determinar el balance metalúrgico completo.

Solución:
Podemos establecer el siguiente diagrama



A partir de estos datos establecemos el siguiente sistema de ecuaciones según ecuaciones (6.21), (6.22) y (6.23).

$$1 = f_1 + f_2 + f_3 \quad \text{(I)}$$

$$6{,}2 = 71{,}8 f_1 + 1{,}4 f_2 + 0{,}3 f_3 \quad \text{(II)}$$

$$8{,}2 = 6{,}4 f_1 + 57{,}8 f_2 + 0{,}8 f_3 \quad \text{(III)}$$

Resolviendo por el método de matrices del tipo Ax = b

Pb →	$f_1 = 0.08061$	L = 0.08064 x 3500 = 282.240 t/d.
Zn →	$f_2 = 0.12190$	Z = 0.12190 x 3500 = 426.650 t/d.
Rel →	$f_3 = 0.79745$	T = 0.79746 x 3500 = 2791.110 t/d.
		3500.000

- **Cálculo de la recuperación del metal valioso.**

$$R_{Pb} = \frac{l_1 L}{lF} 100 = \frac{71{,}8x282{,}24}{6{,}2x3500} x100 = 93{,}38\%$$

$$R_{Zn} = \frac{z_2 Z}{zF} 100 = \frac{57{,}8x426{,}65}{8{,}2x3500} x100 = 85{,}92\%$$

- **Cálculo de la razón de concentración.**

$$K_{Pb} = \frac{F}{L} = \frac{3500}{282{,}24} = \frac{12{,}4}{1} \quad ; \quad K_{Zn} = \frac{F}{Z} = \frac{3500}{426{,}65} = \frac{8{,}2}{1}$$

Con estos datos podemos construir el balance metalúrgico completo, tal como se muestra en el cuadro 5.

Cuadro 6.5: **Balance metalúrgico**

Productos	Peso	%Peso	Leyes		Contenido metálico.		%Distrib.		Ratio
			%Pb	%Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	
Cabeza	3500	100	6.2	8.2	217	287	100	100	
Conc.Pb	282.24	8.06	71.8	6.4	202.648	18.063	93.38	6.3	12.4
Conc.Zn	426.65	12.19	1.4	57.8	5.973	246.603	2.75	85.92	8.2
Relave	2791.11	79.75	0.3	0.8	8.373	22.329	3.86	7.78	