PROCESAMIENTO DE MINERALES

Apunte para alumnos de Ingeniería Metalúrgica

Víctor Conejeros Trujillo
Departamento de Ingeniería Metalúrgica

Facultad de Ingeniería y Ciencias Geológicas
Universidad Católica del Norte

SERIE DE APUNTES PARA LOS ALUMNOS

Procesamiento de minerales

Universidad Católica del Norte
Av. Angamos 0610, Antofagasta, Chile.
Teléfono (56) 55 355662 • Fax (56) 55 355664
Antofagasta, Mayo 2003.

Índice

ÍNDICE **2**

I. INTRODUCCIÓN. **5**

1.1. CORRELACIONES PARA EL BALANCE DE MATERIALES PARA UN FLUJO DE PULPAS. 5

1.2. DEFINICIONES GENERALES DE MECÁNICA DE FLUIDOS. 5

1.3. DEFINICIONES DE LAS PRINCIPALES PROPIEDADES DE LOS FLUIDOS. 6

1.4. SISTEMA DE UNIDADES. 7

1.4.1. Sistema de unidades. 7
1.4.2.- Sistema Anglosajón como referencia 9
1.4.3. Prefijos. 10
1.4.4. Conversión de unidades. 10

1.5. INTRODUCCIÓN A LA CONCENTRACIÓN DE MINERALES. 12

1.6. CONCEPTOS GENERALES 14

1.6.2. Definición de mineral. 15
1.6.3. Definición general de mineral. 15
1.6.4. Definición de mena y otras consideraciones. 15
1.6.5. Algunas características de los minerales. 15

II. CONSIDERACIONES GENERALES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN. **19**

2.1. CONCEPTOS Y DEFINICIONES BÁSICAS SOBRE FLOTACIÓN. 19

2.2. VARIABLES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN. 24

2.3 REACTIVOS DE FLOTACIÓN. 29

2.3.1. Los compuestos básicos de los colectores y sus familias se presentan a continuación: 29
2.3.2. Propiedades físicas y químicas más importantes de los colectores tiólicos más comunes. 31
2.3.3 Menas típicas de mineral sulfurado procesadas con colectores tiolicos. 32
2.3.4. Reactivos comúnmente utilizados en la flotación de cobre 32

III. FUNDAMENTOS FÍSICOQUÍMICOS **35**

3.1. FÍSICO QUÍMICA DE SUPERFICIES. 35

3.1.1. Enlaces químicos e interacción molecular. 35

3.1.2. Características de las fases y las interfaces. 37
3.1.3. Energía libre superficial y tensión superficial. 40
3.1.4. Relación entre tensión superficial y estructura 41
3.2. TERMODINÁMICA DE MOJAMIENTO. 41
3.2.1. Ángulo de contacto y ecuación de Young. 42
3.2.2. Efecto de la rugosidad en el ángulo de contacto. 43
3.2.3. Histérisis del ángulo de contacto. 43
3.3. TRABAJO DE ADHESIÓN Y TRABAJO DE COHESIÓN. 43
3.4. ECUACIÓN DE YOUNG - DUPRE. 46
3.5. ADSORCIÓN. 47
3.5.1. Adsorción solución – aire. 47
IV. EVALUACIÓN DEL PROCESO 51
4.1. PARÁMETROS BÁSICOS. 51
4.1.1. Recuperación (R). 51
4.1.2. Razón de concentración (K). 51
4.1.3. Razón de enriquecimiento (RE). 52
4.1.4. Recuperación en peso (RP). 52
4.1.5. Recuperación económica (REC). 53
4.1.6. Índice de selectividad (IS). 53
4.2. LÍMITE DE LA CONCENTRACIÓN DE MINERALES. 53
4.3. ANÁLISIS DE GRÁFICO. 55
4.4. ANÁLISIS DE CIRCUITOS DE SEPARACIÓN DE MINERALES. 57
4.4.1. Comportamiento del circuito. 57
4.4.2. Algunas consideraciones sobre la separación. 64
4.4.2. Curvas de Separabilidad. 66
4.5. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE LA ECUACIÓN DE RECUPERACIÓN. 77
4.6. SENSIBILIDAD DE LA ECUACIÓN MÁSICA. 79
4.7. EFICIENCIA DE SEPARACIÓN (S.E) 81
V. CINÉTICA DE FLOTACIÓN 83
5.1. CONCEPTOS BÁSICOS DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN. 83
5.2. FLOTACIÓN BATCH O SEMI-BATCH. 84
5.3. MÉTODO ESTADÍSTICO PARA DETERMINAR K Y ROO EN MODELOS SEMIBATCH. 95
5.4. APLICACIÓN DE LA ECUACIÓN DE PRIMER ORDEN A FLUJO CONTINUO. 96

5.5. TIEMPO DE RESIDENCIA ÓPTIMO. 97

VI. TECNOLOGÍA DE FLOTACIÓN. 100

6.1. TEST CONTINUO Y DE PLANTA PILOTO. 100

6.2. CÁLCULOS DE VOLUMEN DE CIRCUITO Y NÚMERO DE CELDAS. 100

6.2.1 Circuito primario (rougher). 100
6.2.2. Circuitos limpieza (cleaner). 101

6.3. ELECCIÓN DEL TAMAÑO DE CELDA SEGÚN CAPACIDAD DE PLANTA. 102

6.4. CIRCUITO DE FLOTACIÓN. 104

6.4.1. Ejemplos de circuitos de flotación. 104

6.5. TIPOS DE CELDAS DE FLOTACIÓN. 110

6.5.1. Celdas de flotación Neumáticas. 111
6.5.2. Celdas de sub-aireación. 118

6.6. DESARROLLO DE NUEVAS MÁQUINAS DE FLOTACIÓN (J.A. FINCH, DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS Y METALURGIA, UNIVERSIDAD MAGILL, MONTREAL, CANADÁ). 123

6.6.1. Introducción. 123
6.6.2. Celdas mecánicas. 123
6.6.3. Columnas de flotación. 123
6.6.4. Diseños reactor/separador. 124
6.6.5. Conclusiones. 125

6.7. ANÁLISIS DE CASOS PRÁCTICOS. 126

VII. MUESTREO DE MINERALES Y PREPARACIÓN DE MUESTRAS. 129

7.1. INTRODUCCIÓN. 129

7.2. DEFINICIONES BÁSICAS EN MUESTREO 129

7.3. TIPOS DE MUESTREO 131

7.3.1. Muestreo al Azar. 131
7.3.2. Muestreo Sistemático (Periódico). 132
7.3.3. Muestreo Estratificado 134

7.4. TEORÍA Y PRÁCTICA DEL MUESTREO. 135

7.4.1. Muestreo incremental. 136

BIBLIOGRAFÍA. 152

I. INTRODUCCIÓN.

En este capítulo, se revisarán algunas conceptos, definiciones y fórmulas de materias anteriores, que son de gran utilidad para comprender las materias tratadas en este curso.

1.1. Correlaciones para el balance de materiales para un flujo de pulpas.

Las correlaciones son las siguientes:

$$C_p = \frac{(S_p - 1)S}{(S - 1)S_p}$$

$$C_p = \frac{S\,C_v}{1 + (S - 1)C_v}$$

$$C_v = \frac{\rho_p - \rho_f}{\rho_s - \rho_f} = \frac{S_p - 1}{S - 1}$$

$$C_v = \frac{C_p}{S(1 - C_p) + C_p}$$

$$\rho_p = \frac{\rho_f\, S}{C_p + (1 - C_p)S}$$

$$\rho_p = \rho_f\,(1 + C_v\,(S - 1))$$

$$S_p = \frac{S}{C_p + (1 - C_p)S}$$

$$S_p = 1 + C_v\,(S - 1)$$

La nomenclatura es la siguiente:

S = Densidad relativa del sólido.
S_p = Densidad relativa de la pulpa.
ρ_s = Densidad del sólido (kg/m^3).
ρ_f = Densidad del fluido (kg/m^3).
ρ_p = Densidad de la pulpa (kg/m^3).
C_v = Concentración de sólidos en volumen.
C_p = Concentración de sólidos en peso.

1.2. Definiciones generales de mecánica de fluidos.

Fluido ideal: es aquel que supuestamente posee viscosidad cero. En un fluido ideal incompresible no existe conversión de energía mecánica en energía térmica. Si un fluido ideal se encuentra inicialmente en reposo, es posible demostrar que, todas las partículas continúan con la misma energía mecánica total.

Fluido real: la viscosidad es inevitable en un fluido real. La circulación de un fluido real implica la conversión de energía mecánica en energía térmica.

Flujo laminar (viscoso): las partículas del fluido se mueven en capas o láminas, con deslizamiento de una capa sobre otra adyacente. El flujo se rige por la ley de la viscosidad de Newton (para flujo

unidimensional). La degradación de la energía mecánica varía aproximadamente como la velocidad.

Flujo turbulento: ocurre cuando las partículas del fluido se mueven en trayectorias muy irregulares, provocando un intercambio de cantidad de movimiento, o momento, de una porción del fluido a otra. La degradación de la energía mecánica varía aproximadamente como la velocidad.

El flujo laminar tiende a ocurrir cuando la velocidad del fluido es pequeña, cuando su viscosidad es grande o al presentarse ambas circunstancias. En los casos en que el flujo puede ser laminar o turbulento provoca esfuerzos cortantes mayores y ocasiona que una mayor cantidad de energía mecánica se convierta en energía térmica.

Flujo permanente: se caracteriza por una velocidad permanente del flujo de masa y por el hecho de que a través de cualquier sección transversal al flujo todas las propiedades son constantes con respecto al tiempo. El flujo permanente real se encuentra únicamente en el flujo laminar. Se dice que el flujo permanente turbulento existe cuando la velocidad media del flujo en una sección permanece constante en el tiempo.

Flujo no permanente: ocurre cuando las condiciones en cualquier punto varían con el tiempo. Un ejemplo es el flujo de un líquido que se bombea a la velocidad creciente a través de un sistema fijo.

Flujo uniforme: ocurre cuando, en todos los puntos, el vector de velocidad es idéntico en magnitud y dirección, en cualquier instante. Un ejemplo es el flujo de un líquido que se bombea por una tubería larga y recta (uniforme en la dirección del flujo).

Flujo no uniforme: ocurre cuando el vector de velocidad varía de posición en cualquier instante. Un ejemplo es el flujo de un líquido por una tubería cónica o curva.

Otros ejemplos:

Flujo permanente uniforme: es el flujo de un líquido por una tubería recta horizontal, a velocidad constante.

Flujo no permanente uniforme: es el flujo de un líquido por una tubería recta horizontal, a velocidad variable.

Flujo permanente no uniforme: es el flujo de un líquido por una tubería cónica, a velocidad constante.

Flujo no permanente no uniforme: es el flujo de un líquido por una tubería cónica, a velocidad variable.

1.3. Definiciones de las principales propiedades de los fluidos.

Densidad (ρ): es la razón de su masa por unidad de volumen. De acuerdo al Sistema Internacional, la unidad de ρ es (kg/m^3). Para el agua pura a presión estándar y 4ºC, ρ = 1.000 (kg/m^3) (equivalente a 1 (g/cm^3)).

Gravedad específica o peso específico (γ): es el peso por unidad de volumen, es decir: $\gamma = \rho g$; con ρ = densidad (kg/m^3) y

g = aceleración de gravedad (9,806 (m/s^2)). En el agua pura a una temperatura de 4ºC, el valor de γ es aproximadamente 1.000 (kgf/m^3). Por lo general, y de acuerdo al valor de γ del agua pura a 4ºC, la que es considerada como referencia, el valor de la densidad es igual al valor de la gravedad específica.

Compresibilidad: la magnitud de la resistencia que un fluido ofrece a la compresión se expresa por medio del módulo de elasticidad volumétrico, K. Dado que la deformación es adimensional, K tendrá las unidades de la presión, y en el caso del agua $K = 2 * 10^6$ (kN/m^2). El recíproco de K es una medida directa de la compresibilidad del fluido. ($K = - V (dp/dV)$).

Tensión superficial (σ): en una superficie líquida en contacto con la atmósfera, la tensión superficial se manifiesta como una "piel" aparente sobre la superficie, que resistirá cargas pequeñas. La tensión superficial, es la fuerza en la superficie líquida, normal a una línea de longitud unitaria trazada en la superficie, σ = (fuerza/longitud unitaria). Para el agua a 20ºC, σ = 0,073 (N/m).

Presión de vapor: todos los líquidos tienden a vaporizarse, es decir, cambian del estado líquido al gaseoso. Si el espacio sobre el líquido está cerrado, las moléculas de gas que se escapan de su superficie ejercen su propia presión parcial, conocida como presión de vapor del líquido. La presión de vapor aumenta con la temperatura. Para el agua a 20ºC y 100ºC la presión de vapor es 2.337 (N/m^2) y 101.325 (N/m^2) respectivamente.

Viscosidad (μ): es la propiedad que requiere mayor consideración en el estudio del escurrimiento de los fluidos. La viscosidad es la propiedad de un fluido mediante la cual se ofrece resistencia al esfuerzo tangencial. Al aumentar la temperatura, por lo general, la viscosidad de un líquido disminuye. Asimismo, para presiones normales, la viscosidad es siempre independiente de la presión y depende sólo de la temperatura. La unidad más usual de μ es el Poise (p) que equivale a 1 (g/(cm*s)); comunmente se usa el centipoise (cp) (0,01 poise). Para el agua a 20ºC, μ = 1,002 (cp). En el Sistema Internacional, μ = (kg/(m*s)).

Viscosidad cinemática (ν): es la razón entre la viscosidad y la densidad del fluido, es decir, $\nu = \mu/\rho$ (m^2/s). En el sistema cgs, la unidad 1 (cm^2/s) recibe el nombre de Stoke (St).

1.4. Sistema de unidades.

La mayoría de las variables que se manejan en los procesos de la industria como en los cálculos técnicos e informes, involucran el uso de ciertas cantidades básicas llamadas "dimensiones". Las dimensiones pueden describir conceptos de características físicas y no físicas, tales como, un objeto, el tiempo, la velocidad, etc.

Las dimensiones se especifican dando la magnitud de las dimensiones relativas a algún estándar arbitrario llamado "unidad". Por lo tanto, la especificación completa de una dimensión debe consistir de un número y de una unidad.

1.4.1. Sistema de unidades.

En general, las unidades han sido desarrolladas en sistemas con una unidad o una combinación de ciertas unidades básicas usadas para describir cada dimensión.

La existencia de muchos sistemas de unidades ha llevado a una gran confusión en el manejo de las dimensiones correspondientes a variables de proceso. La extensión de la difusión de los sistemas de unidades, a través de la bibliografía general y de los aparatos e instrumentos de medición y control, hace que a menudo el usuario se enfrente a diferentes valores, debiendo de efectuar conversiones, las cuales deben de realizarse en forma correcta, a objeto de no incurrir en errores.

Actualmente, en nuestro medio, se manejan normalmente tres sistemas de unidades, a saber:

- Sistema Métrico.
- Sistema Internacional (S.I.).
- Sistema Anglosajón.

A futuro, probablemente sólo se usará el Sistema Internacional de Unidades, puesto que ésa es la tendencia actual, tanto a través de textos de estudio, de publicaciones, y en menor medida, de instrumentos, equipos y aparatos industriales.

El Sistema Internacional es bastante afín con las unidades que se manejan frecuentemente en nuestro medio, principalmente la longitud en metros y la masa en kilogramos.

El Sistema Internacional consta de unidades básicas, a partir de las cuales se pueden obtener otras unidades conocidas como derivadas. La tabla Nº 1.1., muestra las dimensiones, sus unidades y los símbolos, referidos al Sistema Internacional, y en la tabla Nº 1.2, las unidades auxiliares a dicho sistema.

Tabla Nº 1.1. Unidades básicas del S.I.

DIMENSIÓN	NOMBRE DE LA UNIDAD	SÍMBOLO
• **Longitud**	**metro**	**m**
• **Masa**	**kilogramo**	**kg**
• **Tiempo**	**segundo**	**s**
• **Temperatura**	**Kelvin**	**K**

Tabla Nº 1.2. Unidades auxiliares del S.I.

DIMENSIÓN	NOMBRE	SÍMBOLO	DEFINICIÓN
• **Fuerza; 1 kg*m/s²**	**Newton**	**N**	**1N**
• **Presión**	**Pascal**	**Pa**	**1Pa = 1 N/m²**
• **Energía, Trabajo, Calor**	**Joule**	**J**	**1J = 1 N*m**
• **Potencia**	**Watt**	**W**	**1W = 1 J/s**

Dimensiones adicionales y combinaciones de unidades que no tienen nombres especiales, pero que son comúnmente utilizadas, se presentan en la tabla Nº 1.3.

Tabla Nº 1.3. Unidades adicionales del S.I.

DIMENSIÓN	UNIDADES	
• **Longitud**	**metro**	**m**
• **Área**	**metro cuadrado**	**m^2**
• **Volumen**	**metro cúbico**	**m^3**
• **Velocidad**	**metro por segundo**	**m/s**
• **Aceleración**	**metro por segundo cuadrado**	**m/s^2**
• **Volumen específico**	**metro cúbico por kilogramo**	**m^3/kg**
• **Densidad**	**kilogramo por metro cúbico**	**kg/m^3**
• **Conductividad térmica**	**watt por metro por kelvin**	**W/m*K**
• **Coeficiente de transferencia de calor**	**watt por metro cuadrado por kelvin**	**W/m^2*K**
• **Energía específica**	**joule por kilogramo**	**J/kg**
• **Capacidad calórica**	**joule por kilogramo por kelvin**	**J/kg*K**

1.4.2.- Sistema Anglosajón como referencia.

El sistema Anglosajón o más conocido como sistema Inglés de Unidades, se presenta a modo de referencia, considerando que existe mucha bibliografía y equipos e instrumentos que utilizan este sistema.

Las principales dimensiones y unidades en este sistema, se muestran en la tabla Nº 1.4 son las siguientes:

Tabla Nº 1.4. Principales dimensiones y unidades del Sistema Inglés.

DIMENSIÓN	NOMBRE DE LA UNIDAD
• **Longitud**	**pie, pulgada**
• **Masa**	**libra**
• **Tiempo**	**segundo**
• **Temperatura**	**Fahrenheit**
• **Fuerza**	**libra fuerza**
• **Presión**	**psi = libra fuerza por pulgada cuadrada**
• **Energía**	**BTU**
• **Potencia**	**HP**

1.4.3. Prefijos.

En muchos casos, es necesario trabajar con cantidades muy grandes o muy pequeñas, se recurre a factorizar las unidades básicas aplicando factores estándares que se consideran uniformes para el Sistema Internacional de Unidades. Los principales prefijos se presentan en la tabla Nº 1.5.

Tabla Nº 1.5. Prefijos estándares para el S.I.

PREFIJO	SÍMBOLO	FACTOR
• tera	T	10^{12}
• giga	G	10^{9}
• mega	M	10^{6}
• kilo	k	10^{3}
• hecto	h	10^{2}
• deca	d	10^{1}
• deci	d	10^{-1}
• centi	c	10^{-2}
• mili	m	10^{-3}
• micro	μ	10^{-6}

1.4.4. Conversión de unidades.

Las dimensiones se pueden expresar en diversas unidades. Por ejemplo el tiempo, puede ser expresado en unidades del S.I., en segundos; como también en unidades que no corresponden al S.I., tales como minutos y horas.

Por lo que debe existir una relación entre estas unidades para convertirlas de una a otra unidad. Esta relación se conoce con el nombre de factor de conversión.

La forma de aplicar el factor de conversión, es a través de usarlo para multiplicar o dividir por la dimensión cuya unidad desea ser transformada. En casos combinados se pueden aplicar a la vez varios factores y uno mismo varias veces.

La tabla Nº 1.6., informa de varios factores de conversión para distintas dimensiones, tales como: longitud; área; volumen; tiempo; velocidad; fuerza, presión, masa; energía y potencia; coeficientes de transferencia.

Tabla Nº 1.6. Factores de Conversión.

Longitud		
1 pie	12 pulg	30,48 cm
1 pulg	2,54 cm	
1 m	3,28 pie	39,37 pulg
1 milla	1,609 km	1.609 m
1 yd	3 pie	91,44 cm

Área		
1 m^2	10.000 cm^2	10,76 pie^2
1 pie^2	144 $pulg^2$	929,03 cm^2
1 $pulg^2$	6,45 cm^2	
1 Ha	10.000 m^2	

Volumen		
1 m^3	35,31 pie^3	1.000 L
1 pie^3	1.728 $pulg^3$	7,48 gal
1 pie^3	28,32 L	0,02832 m^3
1 gal	3,7854 L	231 $pulg^3$
1 yd^3	0,76455 m^3	27 pie^3

Velocidad		
1 m/s	3,6 km/h	3,28 pie/s
1 pie/s	30,48 cm/s	18,288 m/min
1 milla/h	1,6093 km/h	5.280 pie/h
1 cm/s	1,9685 pie/min	0,6 m/min

Tabla Nº 1.6. Continuación.

Fuerza, presión y masa		
1 atm	760 mm Hg	1,01325 bar
1 atm	1,033 kg/cm^2	101,325 kPa
1 atm	14.696 psi	1.013,25 hPa
1 pulg Hg	0,03342 atm	13,6 pulg H_2O
1 kg/cm^2	28,959 pulg Hg	0,98 bar
1 t	1.000 kg	2.204,62 lb
1 t	1,1023 t corta	0,98421 t larga
1 t corta	2.000 lb	907,185 kg
1 t larga	2.240 lb	1.016,05 kg
1 kg	1.000 g	2,20462 lb

Energía		
1 W*h	3,4144 Btu	0,8604 kcal
1 hp	2543,5 Btu/h	0,746 kW
1 Btu	1.055 kJ	0,252 kcal
1 kcal	4,184 kJ	426,94 kg*m

Temperatura	
T (ºK) = t (ºC) + 273,15	T (ºR) = t (ºF) + 459,69
T (ºR) = T (ºK) * 1,8	T (ºF) = t (ºC) * 1,8 + 32
T (ºC) = (t (ºF) – 32)/1,8	

1.5. Introducción a la concentración de minerales.

Es evidente que las sustancias minerales se requieren en un estado de pureza o concentración alto, debido a que no se aplica sobre una base económica, un proceso extractivo o de refinación de alto costo, a cantidades pequeñas de metales como Cobre, Oro, Plomo, Zinc, molibdeno, tal como se encuentran en la naturaleza.

Debido a lo expuesto en el párrafo anterior, es preciso concentrar estos metales en un pequeño volumen, para posteriormente someterlos a tratamientos intensivos y de costos elevados para la recuperación del metal puro.

El procesamiento de minerales, consiste en tratar los minerales hasta obtener

productos con rendimiento comercial, por métodos que no destruyan las características físicas o químicas de los mismos. Esta definición descarta a operaciones como refinación, tratamiento con calor, lixiviación y otros procedimientos químicos.

El procesamiento de minerales consiste en una amplia variedad secuencial de etapas, los principios básicos son independientes del material que se este tratando.

El objeto de la concentración de minerales, independientemente de los métodos usados, es siempre el mismo: "Separa los minerales en dos o más productos, como: concentrados, colas y partículas mixtas.

Los beneficios, resultado del procesamiento de minerales, previo a la fusión u otro tratamiento, se presentan a continuación:

Ya que existen costos para la obtención de un producto concentrado, estos se compensan con el ahorro en flete, por la menor cantidad de material a transportar.

Se reducen las cantidades a tratar, entonces también disminuyen notablemente las cantidades de escoria o ripios de lixiviación, de este modo se reducen las pérdidas metalúrgicas.

- El tonelaje de material a ser tratado en los procesos extractivos (fusión o lixiviación), se reduce, por lo que se necesitan instalaciones menores, o las mismas, para mayor capacidad de carga.

- - Cuando los métodos de concentración son eficientes y baratos, es posible, sacar ventaja, además de los menores costos que tienen los procesos de "extracción mina" de grandes volúmenes, pero baja ley, comparativamente con procesos de extracción minas selectivos que son caros.

- La eficiencia y bajo costo de las plantas de procesamiento de minerales, hace posible tratar minerales, que de otra manera no podrían ser beneficiados.

Las diferentes técnicas de separación de los minerales de la ganga se basan en un conjunto de propiedades individuales de los minerales, tales como las que se muestran en la siguiente tabla Nº 1.7.

Tabla Nº 1.7. Algunas propiedades de los minerales aprovechado en su tratamiento.

Características de los minerales aprovechadas	Propiedades utilizadas	Tipo de operación
Color - lustre.	Respuesta óptica.	Escogido manual de menas o instrumento automático adecuado.
Radio - actividad.	Emisión de rayos gamma.	Instrumental automático contador científico.
Gravedad específica y masa.	Desplazamiento diferencial de un fluido dado.	Separación gravitacional de arenas y gravas por medios densos, jig, mesas, espirales.
Forma.	Fuerzas friccionales desarrolladas en corrientes fluidas.	Mesas separadoras de películas fluidas.
Actividad superficial.	Adsorción específica de cationes o aniones para modificar la tensión superficial.	Flotación espumante. Mesas aglomeradoras para recuperación de minerales aerofílicos.
Reactividad química.	Disolución por agentes apropiados.	Procesos de lixiviación para recuperar oro, plata, cobre y otros.
Ferromagnetismo.	Magnética.	Campo magnético usado para recuperar minerales de escaso magnetismo.

1.6. Conceptos generales.

1.6.1. Minerales y menas.

Los metales se encuentran principalmente en la corteza terrestre y el lecho marino. Se presentan en distintas formas, dependiendo de su reactividad con el ambiente: oxígeno, azufre y anhídrido carbónico. Así se tiene:

Au y Pt, prácticamente no reaccionan con el ambiente y permanecen al estado nativo o metálico.
Ag, Cu, Hg, etc., si reaccionan con el ambiente y se presentan como sulfuros, carbonatos, cloruros, nativos, etc.

Por lo que, los metales más reactivos forman compuestos que se denominan minerales: PbS (galena), Cu_2S (calcosina), SnO_2 (casiterita), etc.

1.6.2. Definición de mineral.

Se entiende por mineral a: "Sustancias inorgánicas naturales que poseen estructuras atómicas y composiciones químicas definidas".

1.6.3. Definición general de mineral.

Una definición más amplia y aceptada es: "Mineral se considera a cualquier material (elemento) de valor económico que se extrae de la tierra".

1.6.4. Definición de mena y otras consideraciones.

El concepto de mena es el siguiente: "Acumulación de mineral en cantidad suficiente para permitir una extracción económica".

Los factores que permiten que un depósito mineral pueda ser explotado y procesado económicamente son:

Localización y tamaño del depósito.
Ley de la alimentación, mineralogía y textura (tamaño y distribución de los minerales valiosos) de la mena.
Aspectos financieros, tamaño de la inversión, capital disponible y costos de los préstamos, impuestos y pago de regalías.
Aspectos legales y regulaciones medio ambientales.
Costos de explotación de la mina (mina a rajo abierto y/o subterránea).
Costos de servicios: suministros de energía y agua, carreteras y disposición de relaves y/o ripios.
Facilidad de la mena para el tratamiento: diagrama de flujo, costos de operación, leyes de concentrado y recuperaciones.
Demanda y valor del metal, precios de los productos (concentrados, cátodos, cemento de un metal)

1.6.5. Algunas características de los minerales.

Tabla Nº 1.8. Algunas características de los minerales metálicos.

METAL	MINERALES DE MENA	FÓRMULA QUÍMICA	% METAL	DENSIDAD
1. ALUMINIO	- BAUXITA.	- MEZCLA DE HIDRÓXIDO DE Al NO DEFINIDA.		- 2,00 – 2,55
	- DIÁSPORA.	- AlO(OH).		
	- GIBBSITA.	- $Al(OH)_3$.		- 3,20 – 3,50
	- BOEHMITA.	- AlO(OH).		- 2,30 – 2,40
				- 3,00 – 3,10
2. COBRE	- CALCOPIRITA.	- $CuFeS_2$.	- 34,6	- 4,10 – 4,30
	- CALCOSITA.	- CuS_2.	- 79,8	- 5,50 – 5,80
	- BORNITA.	- Cu_5FeS_4.	- 63,3	- 4,90 – 5,40
	- COVELITA.	- CuS.	- 66,5	- 4,60
	- CUPRITA.	- Cu_2O.	- 88,8	- 5,90 – 6,20
	- MALAQUITA.	- $CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$.	- 57,5	- 4,00
	- NATIVO.	- Cu.	- 100	- 8,90
	- TENANTITA.	- $(Cu,Fe,Zn,Ag)_{12}As_4S_{13}$.	- 57,5	- 4,40 – 4,50
	- TETRAEDRITA.	- $(Cu,Fe,Zn,Ag)_{12}Sb_4S_{13}$.	- 52,1	- 5,30 – 5,40
	- AZURITA.	- $2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$.	- 55,0	- 4,00 – 4,40
	- ENARGITA.	- $Cu_3As_5S_4$.	- 48,4	- 8,90
	- CRISOCOLA.	- $CuSiO_3 \cdot 2H_2O$.	- 36,2	- 4,40 – 4,50
	- ATACAMITA.	- $Cu_2Cl(OH)_3$.	- 59,5	- 4,40 – 5,10
	- ANTLERITA.	- $Cu_3SO_4(OH)_4$.	- 53,7	- 3,80 – 3,90
	- CHALCANTITA.	- $CuSO_4 \cdot 5H_2O$.	- 25,5	- 4,40
	- TENORITA.	- CuO.	- 79,9	- 2,00 – 2,40
				- 3,75 – 3,77
				- 3,90
				- 2,10 – 2,30
				- 6,50

Tabla Nº 1.8. Continuación.

METAL	MINERALES DE MENA	FÓRMULA QUÍMICA	% METAL	DENSIDAD
3. ORO	- NATIVO. - SILVANITA. - CALAVERITA.	- Au. - $(Au,Ag)Te_2$. - $AuTe_2$.	- 100 - 24,5 - 43,6	- 15,0 – 20,0 - 7,90 – 8,30 - 9,0
4. HIERRO	- HEMATITA. - MAGNETITA. - GOETHITA. - LIMONITA. - SIDERITA. - PIRROTITA. - PIRITA.	- Fe_2O_3. - Fe_3O_4. - FeO(OH). - ÓXIDOS FÉRRICOS HIDRATADOS. - $FeCO_3$. - FeS. - FeS_2.	- 70,0 - 72,4 - 62,9 - 48,0– 63,0 - 48,3 - 61,5 - 46,7	- 5,00 – 6,00 - 5,50 – 6,50 - 4,00 – 4,40 - 3,60 – 4,00 - 3,70 – 3,90 - 4,60 - 4,90 – 5,20
5. PLOMO	- GALENA. - CERUSITA. - ANGLESITA. - JAMENOSITA.	- PbS. - $PbCO_3$. - $PbSO_4$. - $Pb_4FeSb_6S_{14}$.	- 86,6 - 77,5 - 68,3 - 50,8	- 7,40 – 7,60 - 6,50 – 6,60 - 6,10 – 6,40 - 5,50 – 6,00
6. MOLIBDENO	- MOLIBDENITA. - WULFENITA.	- MoS_2. - $PbMoO_4$.	- 60,0 - 26,2	- 4,70 – 4,80 - 6,50 – 7,00
7. PLATA	- ARGENTITA. - NATIVA. - CERARGIRITA.	- Ag_2S. - Ag. - AgCl.	- 87,1 - 100 - 75,3	- 7,20 – 7,40 - 10,1 – 11,1 - 5,80
8. SILICIO	- CUARZO.	- SiO_2.	- 46,9	- 2,65
9. ESTAÑO	- MOLIBDENITA. - WULFENITA.	- MoS_2. - $PbMoO_4$.	- 60,0 - 26,2	- 4,70 – 4,80 - 6,50 – 7,00
10. CINC	- ARGENTITA. - NATIVA. - CERARGIRITA.	- Ag_2S. - Ag. - AgCl.	- 87,1 - 100 - 75,3	- 7,20 – 7,40 - 10,1 – 11,1 - 5,80

Tabla Nº 1.9. Algunas características de los minerales no metálicos desde el punto de vista del procesamiento de minerales.

MATERIAL	MINERALES DE MENA	FÓRMULA QUÍMICA	% METAL	DENSIDAD
1. ANHIDRITA	- ANHIDRITA.	- $CaSO_4$	-	- 2,95
2. BARITINA	- BARITINA.	- $BaSO_4$	-	- 4,50
3. BORATOS	- BORAX. - KERNITA. - COLEMANITA. - ULEXITA.	- $Na_2B_4O_7 \cdot 10H_2O$ - $Na_2B_4O_7 \cdot 4H_2O$ - $Ca_2B_6O_{11} \cdot 5H_2O$ - $NaCaB_5O_9 \cdot 8H_2O$	- - - -	- 1,70 - 1,95 - 2,40 - 1,90
4. CARBONATO DE CALCIO	- CALCITA	- $CaCO_3$	-	- 2,70
5. DOLOMITA	- DOLOMITA	- $CaMg(CO_3)_2$	-	- 2,8 – 2,9
6. YESO	- YESO	- $CaSO_4 \cdot 2H_2O$	-	- 2,30
7. FOSFATOS	- APATITA - ROCA FOSFÓRICA	- $Ca_5(PO_4)_3(F,Cl,OH)$ - FOSFATOS COMPLEJOS DE Ca, F, Al	- -	- 3,1 – 3,3 -
8. POTASIO	- SILVINITA - CARNALITA - ALUNITA - SALITRE POTÁSICO	- KCl - $KMgCl_3 \cdot 6H_2O$ - $Kal(SO_4)_2(OH)_6$ - KNO_3	- - - -	- 2,00 - 1,60 - 2,60 - 2,10

II. CONSIDERACIONES GENERALES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN.

2.1. Conceptos y definiciones básicas sobre flotación.

El proceso de flotación se puede definir como: "Método de concentración, consiste en la separación selectiva de especies minerales de acuerdo con sus propiedades superficiales de adhesión a burbujas de aire".

En general la flotación es un proceso complejo, por lo que tiende a ser considerado como un arte.

En las figuras Nº 2.1, 2.2, 2.3, 2.4 y 2.5, se presentan diversos esquemas de representación del proceso de flotación

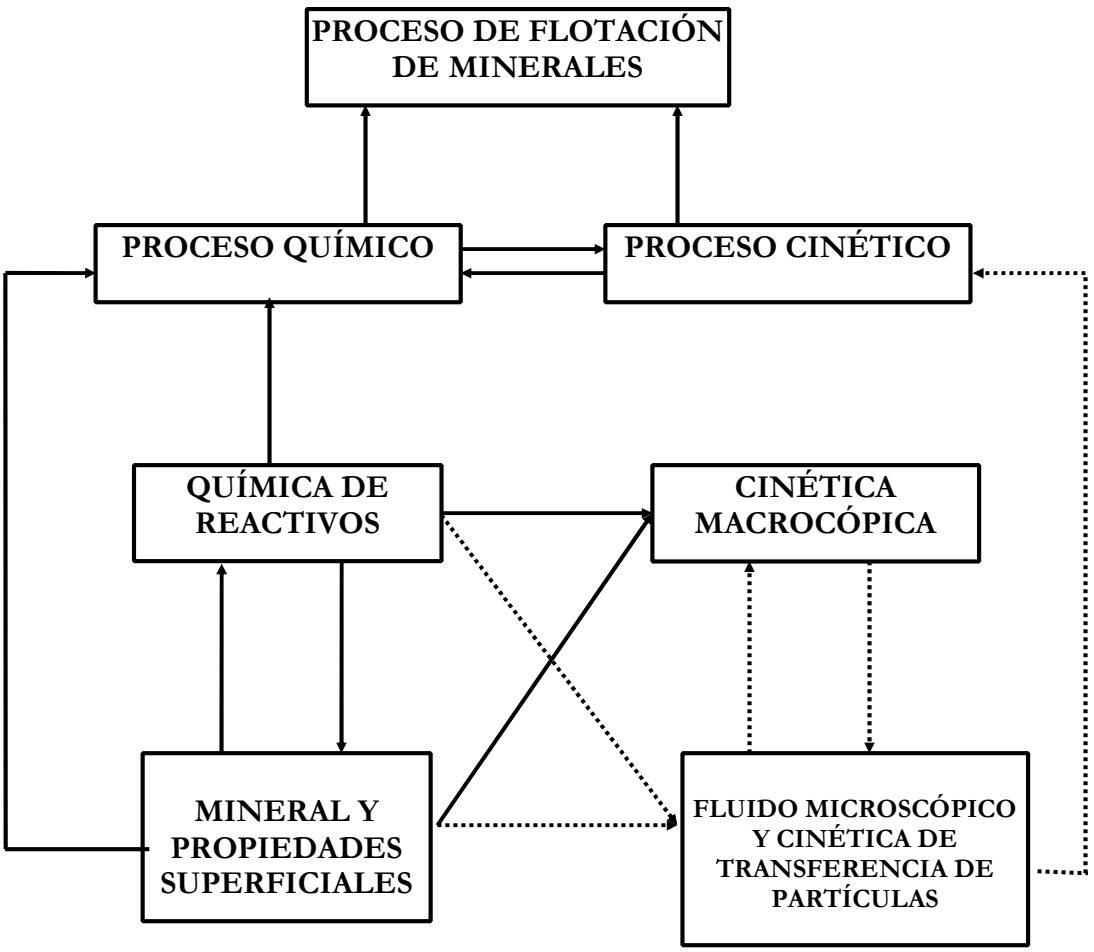


Figura Nº 2.1. Representación esquemática de la flotación como un proceso químico-cinético.

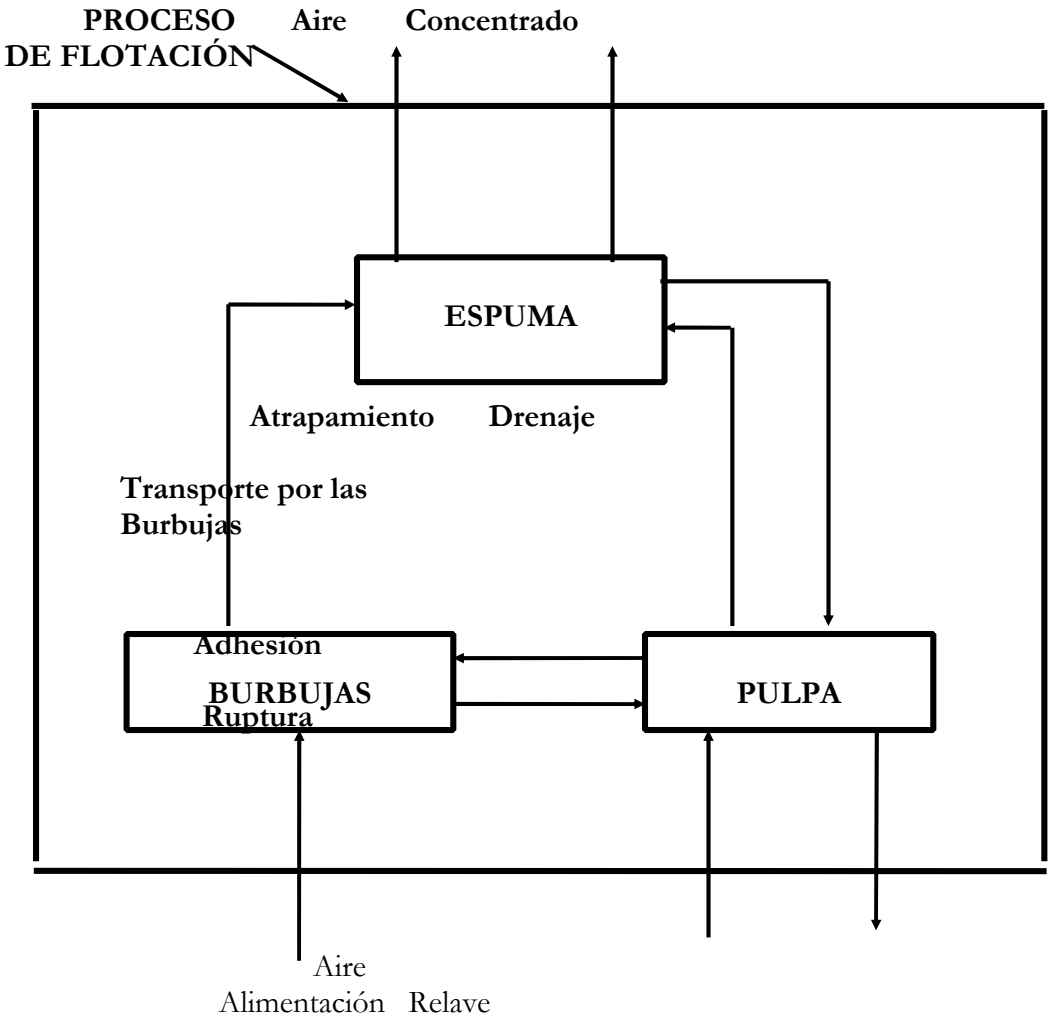
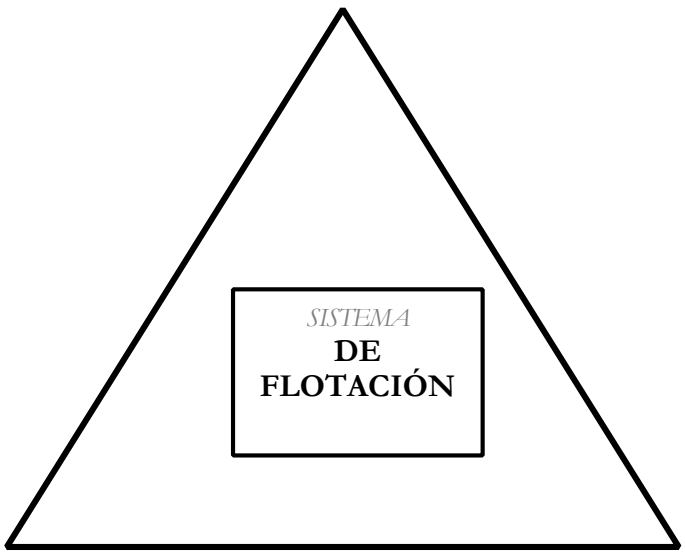


Figura Nº 2.2. Representación esquemática del proceso de flotación a modelar matemáticamente.

COMPONENTES QUÍMICOS

- Colectores.
- Espumantes.
- Activadores.
- Depresantes.
- pH.



Componentes del Equipo

- **Diseño de celda.**
- **Agitación.**
- **Flujo de aire.**
- **Configuración del banco de celdas.**
- **Control del banco de celdas.**

Componentes Operacionales

- **Flujo de alimentación.**
- **Mineralogía.**
- **Tamaño de partícula.**
- **Densidad de pulpa.**
- **Temperatura.**

Figura Nº 2.3. El proceso de flotación ilustrado como un sistema interactivo de tres esquinas.

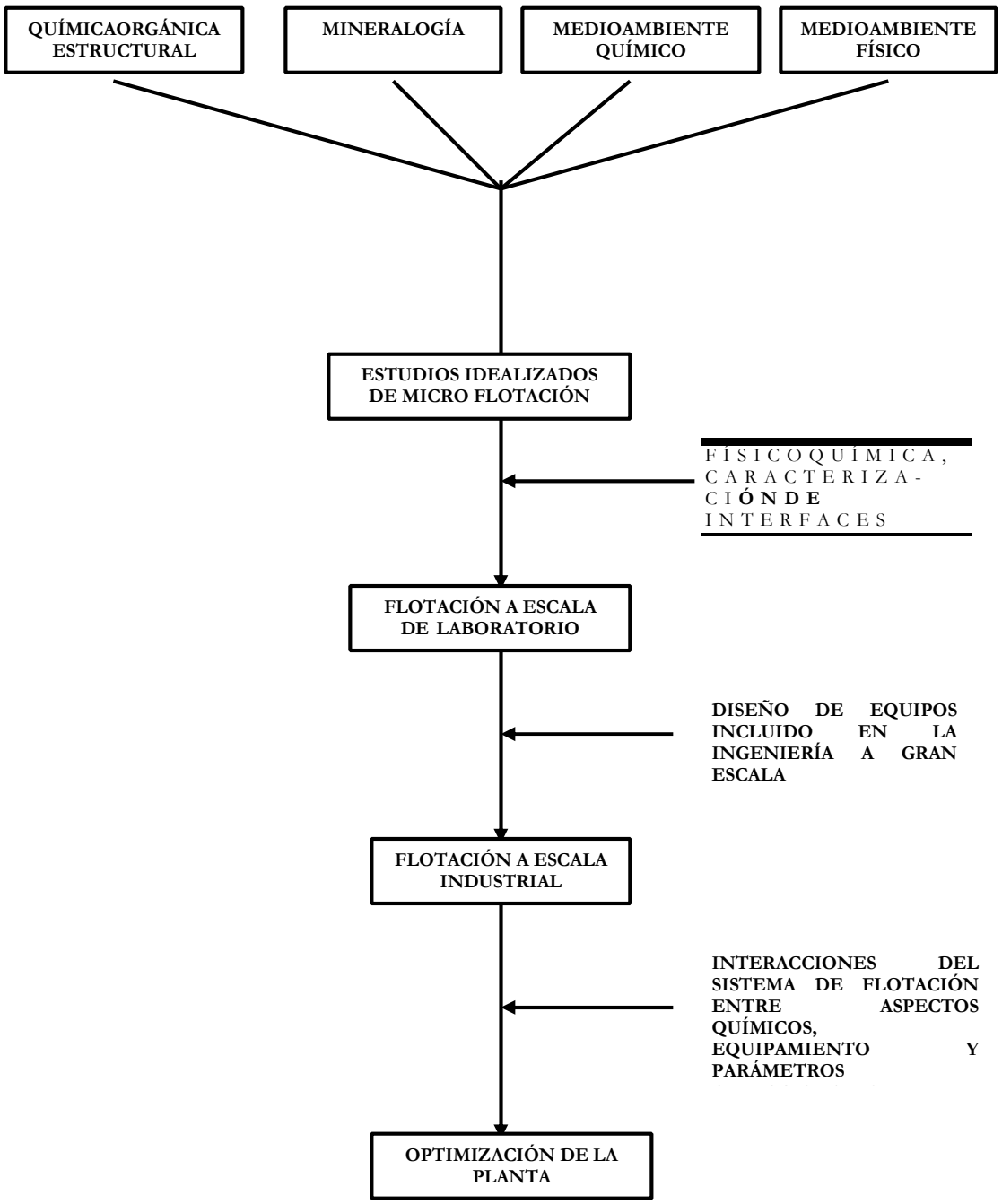


Figura Nº 2.4. Árbol del conocimiento de la flotación.

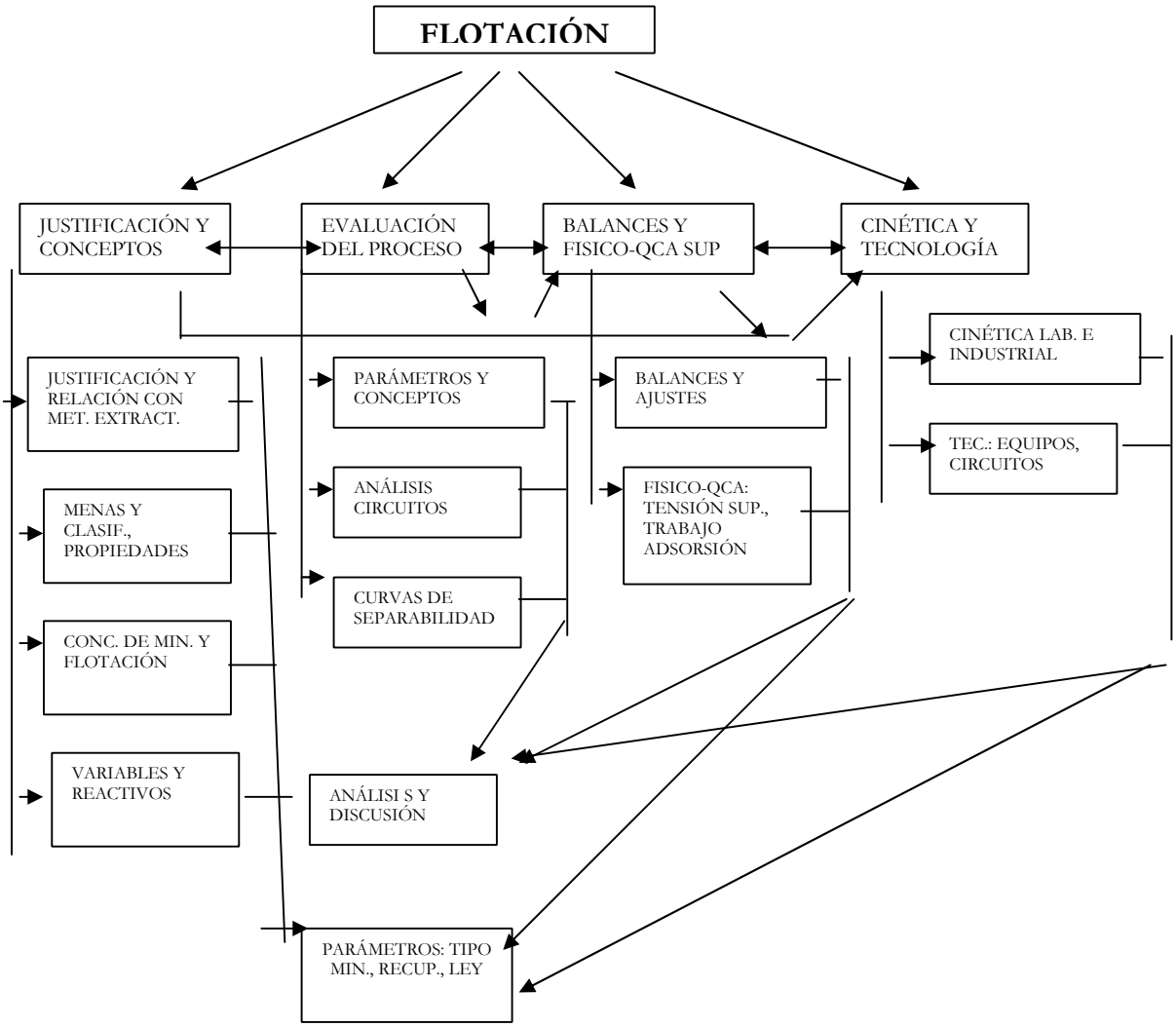


Figura Nº 2.5. Mapa conceptual para representar al proceso de flotación.

El alumno debe establecer los conectores que requiere cada flecha. Estos conectores pueden ser: sirve para, es necesario, contempla, requiere, etc.

En los procesos de flotación, es necesario distinguir los términos siguientes:

Flotación colectiva: se produce la separación de varios componentes en dos grupos, de los cuales el concentrado contiene por lo menos dos o más componentes.

Flotación selectiva o diferencial: se realiza la separación de compuestos complejos en productos que contiene no más de una especie individualizada.

Una componente importante de la flotación, son los reactivos de flotación:

1. **Colector**: compuesto orgánico, cuyo papel es hidrofobizar las partículas de mineral útil; estos se adsorben en la superficie de la partícula mineral en forma selectiva.

2. **Modificadores**: sirven para regular las condiciones de funcionamiento de los colectores y aumentar su selectividad, entre ellos se tienen: reguladores de pH, depresantes y activadores.

3. **Espumantes**: agentes tensoactivos, que mantienen las partículas minerales en la superficie de la solución y juegan un papel activo en la cinética de flotación.

2.2. Variables del proceso de flotación.

La flotación puede considerarse como un proceso físico-químico complejo.

Como en todo proceso de concentración, se requiere que las especies minerales útiles tengan un grado de liberación adecuado.

En sus comienzos, la flotación, aprovecho las diferencias naturales en sus propiedades de mojabilidad, a objeto de separar las especies útiles de las de ganga.

Especies mineralógicas, tales como: grafito, talco, azufre y molibdenita; presentan baja mojabilidad y pueden adherirse sin mayor dificultad a burbujas de aires y por lo tanto flotar. Estos minerales se dicen, que tienen "flotabilidad natural", lo que equivale a decir:

Baja mojabilidad ≡ Hidrofobicidad

La propiedad de flotabilidad natural, se explica, por la estructura cristalina de dichas especies, que es de tipo laminar, que expone hacia la solución caras inertes, con escasa posibilidad de interactuar con el agua.

Cada mena, es diferente a otra del mismo metal, incluso zonas de un mismo yacimiento presentan características particulares que incide en su comportamiento en el proceso de flotación.

Cada yacimiento presenta las siguientes características: mineralización, diseminación, alteración y oxidación, dureza, etc. Estas características representan un problema particular con respecto a la selección de reactivos y conducta de la flotación.

Las variables de mayor importancia del proceso de flotación son:

1) Granulometría (grado de liberación): en general se tiende a moler lo menos posible debido al alto costo de la

operación, esto está limitado por el tamaño de la partícula y el grado de liberación de la especie útil.

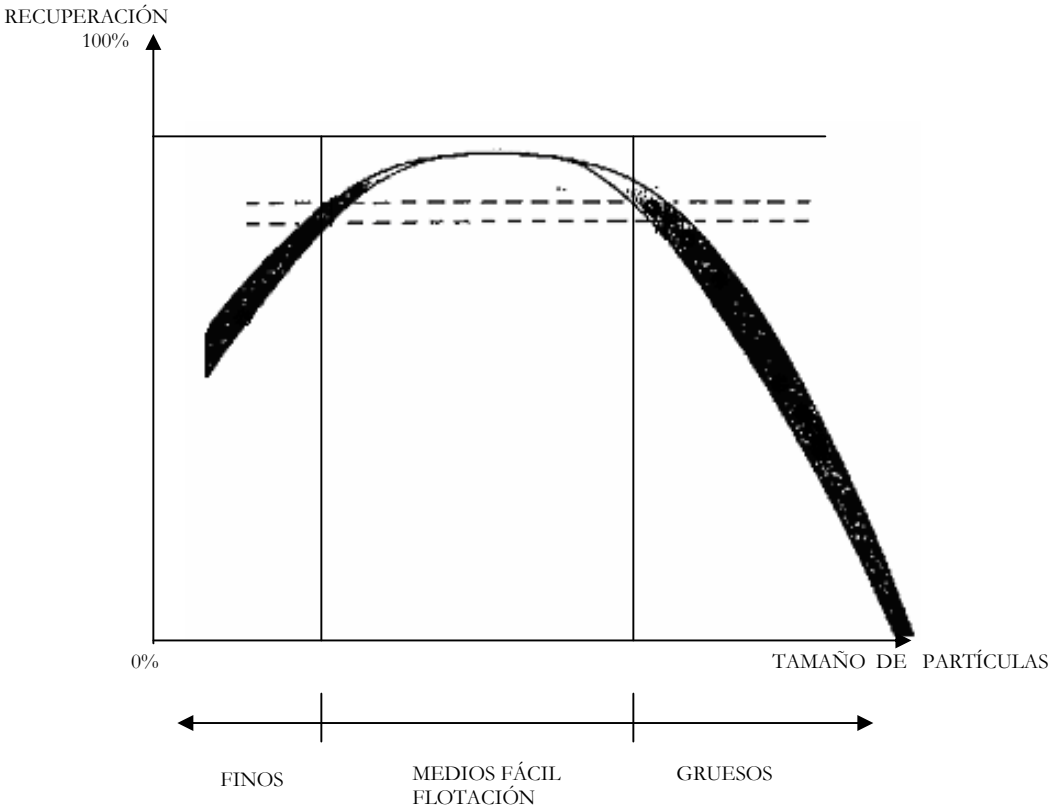


Figura Nº 2.6. Recuperación vs tamaño de partículas.

Generalmente para un proceso de flotación primaria de minerales tipo cobre porfídico, se debe tener como producto de molienda, una granulometría de 40 a 55% - 200 #Ty.

En la mayoría de los casos, la flotación primaria tiene como objetivo metalúrgico la recuperación y no la ley, por lo que la liberación necesaria para la etapa de limpieza se consigue con una remolienda.

En la figura Nº 2.6, se muestra el efecto de la granulometría en la recuperación por flotación de una determinada especie mineralógica.

2) Tipo y dosificación de reactivos: en relación al tipo de reactivos se deben considerar las diferentes familias de colectores, espumantes y modificadores.

La acción de los colectores, activadores y depresantes afectan el medio químico de la pulpa favoreciendo o reduciendo la

probabilidad de formación de los agregados partícula-burbuja. Sin embargo, la fase espuma es también importante en la flotación debido al drenaje selectivo de las especies minerales hacia la pulpa, lo que contribuye en gran medida a la selectividad de la operación.

En cuanto a la dosificación de reactivos, se debe considerar que interviene en la factibilidad técnica - económica del proceso.

3) Densidad de pulpa: existe un porcentaje de sólido óptimo del proceso, por cuanto incide en el tiempo de residencia del mineral en el circuito.

Para minerales de cobre porfídico se consideran los siguientes porcentajes de sólidos:

etapa primaria : 30 a 45 %.
etapa de limpieza : 15 a 20 %.

4) Aireación y acondicionamiento: el acondicionamiento, puede constituir una etapa clave del proceso, debido a que proporciona el tiempo necesario para que operen los reactivos.

En el caso de colectores de cinética de adsorción lenta, se adicionan en la etapa de molienda. Esto es válido para modificadores y espumantes. Para los reactivos depresores y activantes, se debe además considerar la "vida media" del reactivo en un circuito y lo cual hace necesario su incorporación en etapas a lo largo de él.

La aireación es una variable que controla normalmente el operador, por cuanto le permite apurar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación o de la ley, dependiendo si se trata de un circuito primario, de limpieza o de barrido.

5) Regulación del pH: la flotación es muy sensible a los cambios de pH, en especial los circuitos de flotación selectiva.

Generalmente, en el caso de cobre porfídicos, los circuitos son alcalinos. Así, para la etapa primaria el rango de operación es de 8 a 11, y en las etapas de limpieza puede alcanzar hasta 12,5.

Toda fórmula de reactivo (colectores, espumantes y modificadores) tiene su pH óptimo.

Además, se debe tener en cuenta el consumo de regulador de pH, debido a que la pulpa mineral tiene un pH natural, y en caso de tener gangas ácidas se podrían tener altos consumos de regulador de pH. Por lo tanto, la determinación del consumo de regulador de pH es un factor a considerar en un estudio de factibilidad de este proceso. Para ver este efecto se pueden construir curvas de pH vs consumo, para un mineral determinado y distintos tipos de cal, tal como se muestra en la figura Nº 2.7.

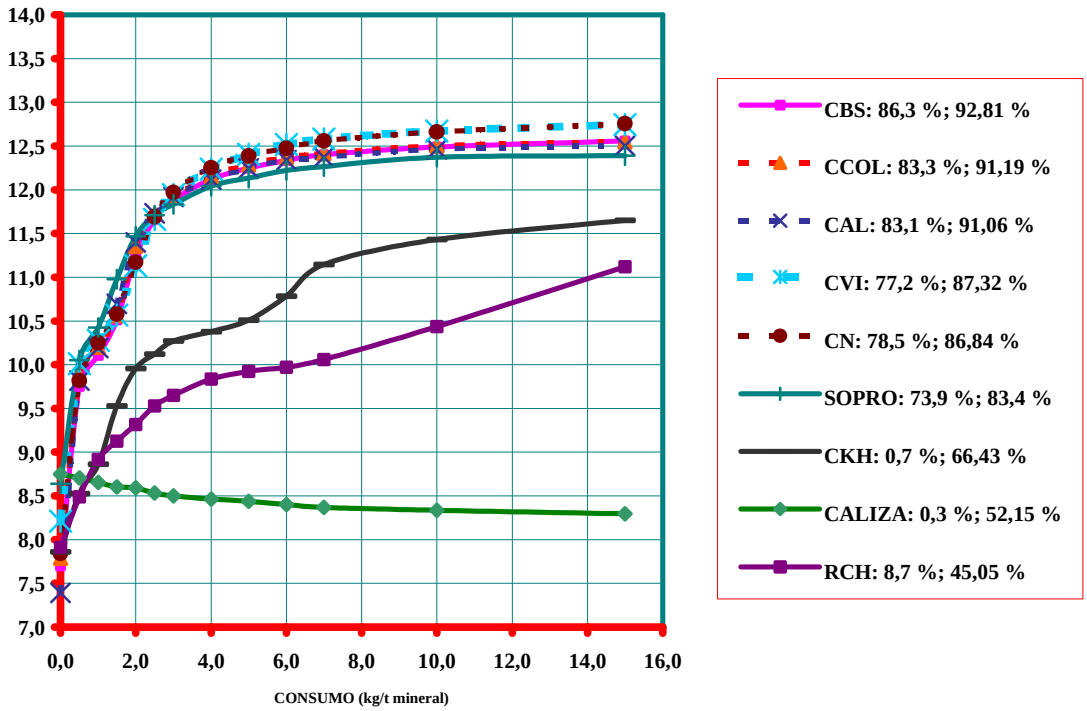


GRÁFICO Nº 1: CURVA DE CONSUMO DE CAL PARA DISTINTOS TIPOS DE CAL

6) Tiempo de residencia: un mineral se puede caracterizar por su cinética de flotación y en forma más particular por la constante específica de velocidad. Es decir, para obtener una recuperación determinada, se debe proporcionar al mineral el tiempo de flotación adecuado, y que para el caso industrial, el tiempo de flotación deberá corresponder al tiempo de residencia para cada etapa.

El tiempo de residencia es variable y es función del: volumen del circuito, porcentaje de sólido, tipo de mineral, cargas circulantes, respuesta cinética de los reactivos, etc.

En el capítulo de cinética de flotación se analiza con mayor profundidad este tema y la forma de determinar el tiempo de flotación.

7) Temperatura: unos pocos minerales muestra un mejoramiento de la eficiencia con un aumento de temperatura de la pulpa. Sin embargo, en la actualidad cualquier proceso que signifique un consumo de energía adicional tiene serias

restricciones para su implementación industrial**.**

8) Calidad del agua: en la mayoría de las plantas la disponibilidad de agua es un problema serio. Esto obliga a utilizar agua industrial o de recirculación que contienen cantidades residuales de reactivos.

Aguas duras, salada o de mar, le confieren al proceso de flotación comportamientos específicos, que se deben de evaluar en cada caso.

En ciertos casos, operaciones a nivel industrial han fallado, debido a que las pruebas de laboratorios o piloto, se realizaron con una calidad de agua diferente a la de operación de la planta.

9) Envejecimiento de pulpa: no es recomendable trabajar con pulpas envejecidas, más de 8 horas de preparación, debido a que puede provocar distorsiones en la recuperación de la especie de valor.

Un efecto positivo de la aplicación, del envejecimiento de pulpa o aireación, en ciertos casos, tiene lugar en la depresión de pirita de cobres porfídicos y plantas de molibdeno.

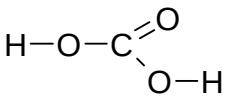
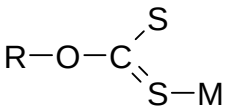
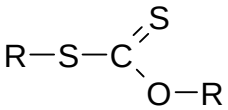
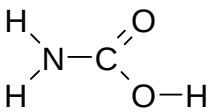
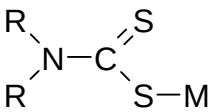
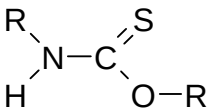
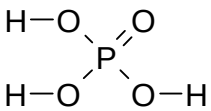
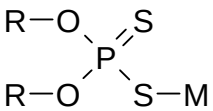
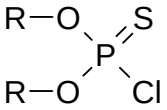
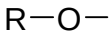
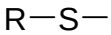
10) Envejecimiento de muestra: se presenta en muestras para experimentación en laboratorios y planta piloto.

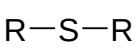
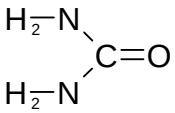
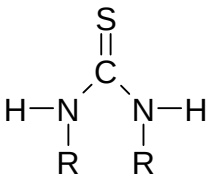
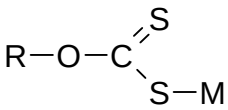
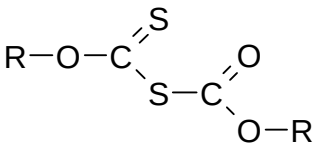
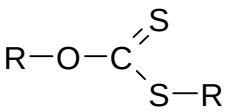
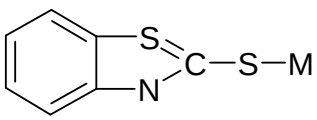
Si un mineral se almacena al aire o en tambores, podría ocurrir una oxidación superficial de algunas especies de valor, esto se acrecienta muestras chancadas y molidas.

Si un mineral se prepara 100% -10 #Ty, se debe disponer de pruebas estándar para detectar el envejecimiento de muestras.

2.3 Reactivos de flotación.

2.3.1. Los compuestos básicos de los colectores y sus familias se presentan a continuación:

COMPUESTO BÁSICO	FAMILIAS
1) Ácido Carbónico 	1.1) Alkyl Ditiocarbonato (Xantato) 
	1.2) Alkyl Tritiocarbonato 
2) Ácido carbámico 	2.1) Dialkyl ditiocarbamato 
	2.2) Alkyl tionocarbamato 
3) Ácido fosfórico 	3.1) Dialkyl y Diaryl ditiofosfatos 
	3.2) Trifosfonil cloruro 
4) alcoholes 	4.1) Alkyl mercaptano 

	4.2) Polisulfuros (n =1, 2, 3 , 4,...) 
5) Urea 	5.1) Dialkyl tiourea (tiocarbanilido) 
6) Derivados xantatos 	6.1) Formiatos de xantógeno 
	6.2) Esteres xánticos 
7) Mercaptobenzotiazol 	

2.3.2. Propiedades físicas y químicas más importantes de los colectores tiólicos más comunes.

Tabla Nº 2.1. Propiedades de los colectores tiolicos.

COLECTOR	PROPIEDADES
Xantato.	* R disponible desde etil a hexil. * Disponible en pellet, polvo o formas líquidas. * Soluble en agua pero las soluciones tienen vida limitada. * Se descompone a pH menores que 7, el rango de uso va desde 7 a 13. * No actúa como espumante y usualmente es mezclado con otros colectores tiólicos. * Peligro de combustión con materiales sólidos. Por lo general, se utiliza en soluciones diluidas en el rango de 2 a 20 %.
Tionocarbamatos.	* R', R" disponible desde metil a propil. * Los líquidos son insolubles en agua. * Es recomendable agregar en los circuitos de molienda o como una emulsión. * Relativamente estable en medios ácidos y básicos, en los rangos normales usados en la flotación. * El rango de pH, más usual, es de 4 a 10. * No tiene propiedades de espumante y se utiliza mezclado con xantatos.
Dialkyl y Diaryl Ditiofosfatos.	* Dialkyl R', R" disponible desde etil a butyl. * A la forma de diaryl contiene ácido cresílico. * Los derivados alquílicos tienen una limitada acción espumante. * Los derivados del aryl tienen una fuerte acción espumante. * Los derivados del alkyl, son sólidos solubles en agua. * Los derivados del alkyl se usan en soluciones de 2 a 20 %. * Los derivados del aryl son líquidos que presentan moderada a baja solubilidad en agua. * Los derivados del aryl no son solubles en agua. * El rango normal de uso de los ditiofosfatos es de 5 a 11 %.
Alkyl Mercaptanos y Polisulfuros.	* Se usan generalmente cuando R es mayor que decil. * No son solubles en agua pero pueden emulsificarse. * Por lo general desprenden olor y tienen problemas de manejo.

Tiocarbanilida	* Son manufacturados como polvos que no son solubles en agua. * Pueden agregarse secos o como una dispersión.

2.3.3 Menas típicas de mineral sulfurado procesadas con colectores tiolicos.

Tabla Nº 2.3. Aplicaciones de los colectores tiolicos a minerales sulfurados

COLECTORES	APLICACIONES
Xantatos	* Son de amplio uso con minerales sulfurados en circuitos alcalinos. * Etil es el más barato y menos poderoso. * Etil debe utilizarse con otros colectores. * Etil se utiliza en la flotación selectiva de Cu/Zn, Pb/Zn, Cu/Pb/Zn. * Propil y butil son menos selectivos que el etil. * Propil y butil se utilizan en la flotación de Cu, Pb y Zn. * Propil y butil son utilizados para propósitos generales de la flotación de sulfuros incluyendo Ni, Au, Ag, Co y pirita. * Amil y hexil son poderosos agentes recuperadores pero no selectivos. * Amil y hexil son los reactivos más caros de todos los xantatos. * Amil y hexil se utilizan en la flotación primaria de los sulfuros.
Tionocarbamatos.	* De mayor costo que todos los xantatos. * Pueden usarse en circuitos ácidos y básicos. * Selectivos para Cu o Zn activado con Cu frente a pirita.
Ditiofosfatos.	* Costo entre xantatos y tionocarbamatos. * Por lo general, son menos poderosos en recuperación pero más selectivos frente a pirita que los xantatos. * Casi siempre se usan en conjunto con otros colectores. * Derivados del dialkyl se usan en la flotación de Ag, Au y Cu. * Derivados del diaryl se utilizan en la flotación de Pb, Zn, Ag y Cu.
Alkyl Mercaptano y Polisulfuros.	* Colectores no poderosos pero no selectivos para la mayoría de los minerales sulfurados, especialmente cobre. * El costo es altamente variable y tiene problemas de manejo debido al olor que desprende.
Tiocarbanilida	* Relativamente débiles pero muy selectivos, se utilizan en conjunto con otros colectores. * Se utilizan en la flotación de Cu, Pb y Ag, así como en minerales complejos de Cu/Pb/Zn.

2.3.4. Reactivos comúnmente utilizados en la flotación de cobre.

Tabla Nº 2.3.: Reactivos de flotación utilizados en la flotación de minerales de cobre.

A.- COLECTORES.	**APLICACIONES**
1. **Xantatos (etil, isopropil, butil, amil).**	i. Isopropil xantato se usa principalmente para calcosita. ii. Amil xantato, colector poderoso, se usa fundamentalmente para calcopirita. iii. Etil xantato se utiliza en la flotación de pirita y arsenopirita a pH moderado a ácido depués de la flotación de cobre. iv. Butil xantato es un colector poderoso para circuitos de limpieza. v. Amil xantato se usa en la flotación primaria de óxidos después de la sulfidización.
2. **Ditiofosfatos.**	i. Generalmente, se utilizan en conjunto con xantatos para aumentar la cinética de flotación. ii. Se utiliza también en la flotación de enargita. iii. Se usa en la flotación colectiva cuando la molibdenita ocurre como subproducto.
3. Tionocarbamatos. (z - 200)	i. Usado cuando los minerales tienen alta presencia de pirita, debido a que es selectivo para otros sulfuros, como calcosita.
4. Ácidos fáticos y mercaptobenzotiazol (R404).	i. Para la flotación de minerales oxidados de cobre.
5. **Formiatos de xantógeno.** (reactivos Minerec)	i. Utilizados para la flotación de circuitos para pH neutros a ácidos.
6. Fuel oil, diesel, stove oil.	i. Promotor de cobre metálico. ii. Colector de MoS_2.
B. MODIFICADORES DE pH.	**APLICACIONES**
1. Cal.	i. Circuitos de flotación colectiva de cobre que operan a altos pH, 10,5 a 11,5, para depresar pirita y flotar minerales de cobre.
2. Ácido sulfúrico.	i. Para la flotación de arsenopirita, pirrotita y pirita en un medio moderado a levemente ácido, después de la flotación de minerales sulfurados de cobre.
C. ACTIVADORES.	**APLICACIONES**
1. Sulfato de cobre.	i. Activadores de sulfuros, esfalerita y pirita.
2. Sulfhidrato y sulfuro de sodio.	i. Para sulfidizar minerales oxidados de cobre, previo a la adición de colector de flotación.
D. ESPUMANTES.	**APLICACIONES**
1. MIBC. **2. Glicol de polipropileno (DF 250).** 3. Aceite de pino. **4. Trietoxibutano (TEB).** **5. Ácido cresílico.**	i. TEB es usado principalmente en plantas Africanas. ii. MIBC y aceite de pino se utilizan en circuitos selectivos de limpieza. iii. DF - 250 se utiliza para espumas estables. iv. Ácido cresílico se usa en muy pocas plantas, debido a que tiene propiedades colectoras y no es selectivo.
E.- DEPRESANTES.	**APLICACIONES**
1. Dextrina.	i. Se utiliza para la depresión de material insoluble en circuitos de limpieza de cobre. ii. En algunas plantas se utiliza en la flotación reversa donde se depresa MoS_2.
F.- OTROS REACTIVOS.	**APLICACIONES**
1. Cianuro de sodio.	i. Depresantes de sulfuros cobre, hierro y zinc; generalmente se adicionan en la etapa de molienda y circuitos de limpieza; en circuitos de alto pH, la depresión de pirita es muy efectiva.

2. Hidrosulfuro de sodio.	i. Depresantes de minerales de cobre, usados ampliamente en la separación de dichos minerales desde molibdenita. ii. Puede en ciertos casos reemplazar al cianuro.
3. Sulfato de zinc.	i. Se utiliza con cianuro para asegurar la depresión de esfalerita.
4. Silicato de sodio.	i. Dispersante de lamas, se adiciona en etapas para mayor efectividad.
5. Reactivo Nokes.	i. Ampliamente utilizado para la separación de minerales de cobre de molibdenita. ii. Es también un efectivo depresante de minerales de cobre y plomo.
6.- Ferrocianuro de sodio.	i. Usado en algunas plantas para depresar minerales de cobre en la flotación de MoS_2, con pH moderado a levemente alcalino, en caso de usar este reactivo.
G.- SEPARACIÓN SÓLIDO - LÍQUIDO.	**APLICACIONES**
1. Policrilamida.	i. Agregado a espesadores para mejorar la separación sólido - líquido y la calidad del agua.
H. TRATAMIENTO DE AGUAS.	**APLICACIONES**
1. Antiespumantes.	i. Usados para el control de espuma.
2. Tripolifosfato de sodio.	i. Para ablandamiento de aguas recirculadas a la planta.

III. FUNDAMENTOS FÍSICOQUÍMICOS

3.1. Físico química de superficies.

3.1.1. Enlaces químicos e interacción molecular.

3.1.1.1. ENLACES QUÍMICOS.

Los átomos se unen para formar moléculas y estas pueden interactuar entre sí con una determinada fuerza que depende de su naturaleza. La fuerza de unión entre átomos depende del enlace químico y entre estos tenemos:

- Enlace iónico.
- Enlace covalente.
- Enlace metálico.

a) Enlace iónico: Se caracteriza principalmente en que se produce entre átomos que tienen una configuración electrónica de su última capa incompleta, esto permite que los átomos tengan una carga eléctrica neta positiva o negativa según si hay déficit o exceso de electrones. En el enlace iónico hay átomos que reciben electrones, llamándose electronegativos y los que ceden electrones electropositivos.

b) Enlace Covalente: Existe una coparticipación de e^-, modo que cada uno de los átomos adquiere una configuración de gas noble, es decir, todos los niveles eléctricos ocupados. Este tipo de enlace, se caracteriza por el efecto de deslocalización, este consiste en; al haber una coparticipación de e^-, un e^- pasa a pertenecer a dos átomos al mismo tiempo, por lo tanto existe una región espacial más amplia para este e^-, lo que le da más posibilidades de desplazarse. Este efecto se presenta además; en el enlace metálico.

c) Enlace Metálico: Se caracteriza por el efecto de deslocalización de e^- y lo definen como núcleos de e^- sumergidos en un mar de e^-. De acuerdo a la energía de enlace; está primero el enlace metálico, luego el covalente y por último el iónico.

3.1.1.2. INTERACCIONES MOLECULARES.

a) Fuerzas de dispersión de London (Van Der Waals).

Caen en el ámbito electrostático y son una característica inherente a la materia y existe en todos los tipos de moléculas independiente de su naturaleza química, son responsables de que los gases nobles puedan ser licuados.

Esta fuerza se caracteriza por lo siguiente: a pesar que las moléculas de gases nobles tienen momento dipolar cero, que es un promedio, existe una situación o instantes en que el momento dipolar no es cero pero pequeño, y este momento dipolar fluctuante es el que determina las fuerzas de Van Del Waals, que son interacciones electrostáticas débiles.

b) Fuerzas dipolares.

Son del tipo electrostático pero en moléculas que tienen un momento dipolar definido.

Una molécula dipolar es aquella que tiene su centro polar desplazado y se comporta como sus cargas positivas y negativas están distribuidas en los extremos.

Las interacciones dipolares pueden ser de distintos tipos:

i) dipolo – dipolo.

ii) dipolo - molécula apolar: aquí se define el efecto de inducción: El efecto de inducción consiste en la perturbación electrónica que produce la presencia de una molécula dipolar sobre una molécula apolar, de tal forma que esta última adquiere un comportamiento como dipolo pero de magnitud pequeña.

La carga negativa produce un ordenamiento de las cargas en la molécula apolar.

Enlace de hidrógeno: se caracteriza porque ocurre entre un hidrógeno ácido (tiene una cierta carga eléctrica positiva) y un átomo rico en electrones (O, N).

Este enlace es bastante fuerte y explica el comportamiento del H_2O (las moléculas de agua son dipolares y cuya unión es por el enlace de hidrógeno.

Enlace hidrófobo: Se da a nivel de moléculas orgánicas, especialmente aquellas que tienen cadenas hidrocarbonadas con un alto número de carbonos y consiste básicamente en lo siguiente; considerando una partícula mineral en fase líquida y una partícula de colector absorbida en la superficie del mineral. En la figura Nº 3.1, se presenta este tipo de enlace.

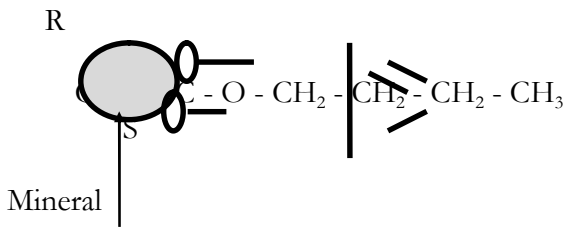


Figura Nº 3.1. Enlace hidrófobo.

Como el sistema se ubica en fase líquida, al adherirse las partículas de mineral a la superficie mineral, el agua no puede interactuar con la cadena hidrocarbonada (son apolares), y de esta manera el agua tiende a ser desplazada.

3.1.2. Características de las fases y las interfaces.

3.1.2.1. CARACTERÍSTICAS DE LAS FASES.

La flotación en sí contempla un contacto íntimo entre tres fases, líquida (agua)**,** gaseosa (aire) y sólida (minerales).

Fase sólida.

Los minerales tienen una estructura cristalina, que es una consecuencia de la composición química de las moléculas, iones y átomos componentes, que son, cada uno, un cuerpo complejo.

De acuerdo a la física, las fuerzas que unen las partículas elementales en unidades más complejas se debilitan aún más con el aumento de tamaño del conjunto. (Así, las fuerzas nucleares que unen los protones con los neutrones son aproximadamente 100 veces mayores que las fuerzas eléctricas que unen los protones y electrones en un átomo).

Ahora, los enlaces químicos que siguen entre átomos y que forman las moléculas son muchos más fuertes que las fuerzas que unen las moléculas.

En la interpretación de los fenómenos de flotación, son de interés las fuerzas medianas y débiles de los enlaces químicos y físicos (Van Del Waals) y las fuerzas residuales moleculares que explican otros fenómenos secundarios.

Toda partícula sólida que se trata por el proceso de flotación, previamente, debe ser reducida de tamaño, fenómeno que inevitablemente va acompañado por el rompimiento de los enlaces físicos y químicos creando fuerzas residuales en su superficie.
Como se vio anteriormente existen tres tipos de enlace: iónico, covalente y metálico. Cada tipo de enlace proporciona a la materia características específicas, siendo algunas de ella importantes para la flotación.

Así, la alta conductividad eléctrica y térmica, el brillo natural y la alta maleabilidad de los metales se atribuyen a la presencia del exceso de electrones. Este exceso, es quizás la causa de la relativa debilidad mecánica de los enlaces metálicos, ya que los covalentes, donde faltan electrones, son enlaces más firmes.

Además de lo anterior, en la estructura del sólido es de considerable importancia su sistema cristalino, el que influya en el tiempo de superficie de ruptura que se va formar con la reducción de tamaño del mineral; esta superficie y no la estructura interior del mineral es la que determina el comportamiento de la especie en el proceso de flotación.

Es importante, de acuerdo a la superficie creada, si los cristales están formados por iones, átomos o moléculas, si tienen planos de clivaje, si son filiformes, foliformes, etc. Todos estos factores determinan la manera de ruptura del sólido al aplicarle una fuerza exterior, y el tipo de superficie creada (con o sin fuerza física residuale con o sin fuerte tendencia a la polarización).

Las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas que determinan la flotabilidad natural de

los minerales, están directamente relacionada con su polaridad.

Se ha podido establecer que los minerales apolares, de igual manera que los compuestos químicos apolares, generalmente son simétricos en su estructura, no intercambian electrones dentro su molécula, no se disocian en iones y son generalmente químicamente inactivos; además, son hidrofóbicos, ya que no reaccionan con los dipolos del agua. Ejemplos: grafito, azufre nativo, talco, molibdenita y todos estos minerales presentan enlaces covalentes.

Los minerales polares e hidrofílicos se caracterizan por su estructura asimétrica, intercambio de electrones en la formación de enlaces, enlaces iónicos, y una alta actividad química en general. Los cristales de las sustancias inorgánicas son en general de carácter iónico o atómico y sólo en pocas oportunidades de carácter molecular, la cual constituye la principal diferencia de las sustancias orgánicas que a menudo forman cristales moleculares.

Por lo general, las especies mineralógicas no son sustancias puras ni de estructura cristalina perfecta. Así, los sistemas cristalinos padecen de distintos tipos de fallas, tales como dislocaciones de iones en su red cristalina, trizadura de los cristales, vacancias, reemplazos de iones (isomorfismo). De modo que los planos de clivaje o la superficie de ruptura, que se provoca con la reducción de tamaño, generalmente contiene contaminaciones y fallas considerables, (no son perfectas). Lo que al final redunda en desviaciones de la teoría a la práctica en la flotación.

Para la flotación, es de interés con relación a los sólidos, los siguientes aspectos:

1. Carácter de la superficie creada en la ruptura del sólido (tipo de superficie, fuerzas residuales de enlaces).
2. Imperfecciones en la red cristalina natural.
3. Contaminaciones provenientes de los sólidos, líquidos y gases.

Los dos últimos factores son específicos para todo yacimiento, de acuerdo a los antecedentes geológicos, condiciones climáticas, o método de explotación, lo que impide predecir con toda seguridad el comportamiento del mineral en un proceso de flotación y por eso se dice que a todo yacimiento le corresponde su propia llave metalúrgica, o sea, o sea todo mineral tiene su método específico de flotación.

Fase líquida, agua:

Es el elemento más abundante en el cual se efectúa la flotación, debido a su abundancia y bajo precio.

Es necesario prestar atención a las impurezas y contaminación que tiene toda agua natural o industrial, siendo la principal, la dureza del agua, o sea la contaminación natural causa por sales calcio, magnesio y sodio; estas sales y otro tipo de contaminaciones no sólo puede cambiar la naturaleza de flotabilidad de ciertos minerales, si no que también casi siempre causa un considerable consumo de reactivos de flotación con los cuales a menudo forman sales insolubles.

También existe la contaminación orgánica, en particular aguas servidas, ya que llevan coloides que sea adhieren a los sólidos y cambian su superficie y la característica de los reactivos de flotación.

Fase gaseosa:

Principalmente es el aire, por cuanto en ciertos casos se puede emplear un gas inerte como el nitrógeno, y cuya función en la flotación tiene varios papeles, siendo los más importantes:

i) el aire influye químicamente en el proceso de flotación.
es el medio de transporte de las partículas de minerales hasta la superficie de la pulpa.

Se ha comprobado que las especies puras de ciertos minerales no flotan si no hay una pequeña oxidación o más bien, fijación del oxígeno en la red cristalina de los minerales en cuestión, por estos los metales nativos adquieren flotabilidad solamente después de la acción del oxígeno sobre su superficie.

Las burbujas de aire no se pueden fijar directamente sobre el sólido si estos no han adsorbido una cierta cantidad de gas, principalmente oxígeno, ya que este contribuye a la hidrofobización, resultando así que las partículas hidrofóbicas son aerofílicas, o sea más activas en la adsorción del oxígeno que las partículas hidrofílicas.

3.1.2.2. CARACTERÍSTICAS DE LAS INTERFACES.

El comportamiento molecular que tiene un sistema en su límite físico es distinto que en el seno de la fase, es decir, las moléculas ubicadas en le región interfacial tienen propiedades especiales y distintas a las mismas moléculas en el interior de la fase.

Por lo general, siempre que tengamos un sistema compuesto de por fases, ya sean estas, líquido - gas, líquido - líquido o sólido - líquido, tendremos un plano de separación entre las dos fases. Las moléculas de ambas fases ubicadas en este plano, llamado también interfase o región interfacial, presentan propiedades diferentes a aquellas del seno de la fase. La propiedad más importante de esta región es la tensión superficial.

La tensión superficial se puede definir como una fuerza normal al plano superficial, dirigida hacia el interior de la fase y que tiene su origen en la descompensación de fuerzas existente en las moléculas de la región superficial.

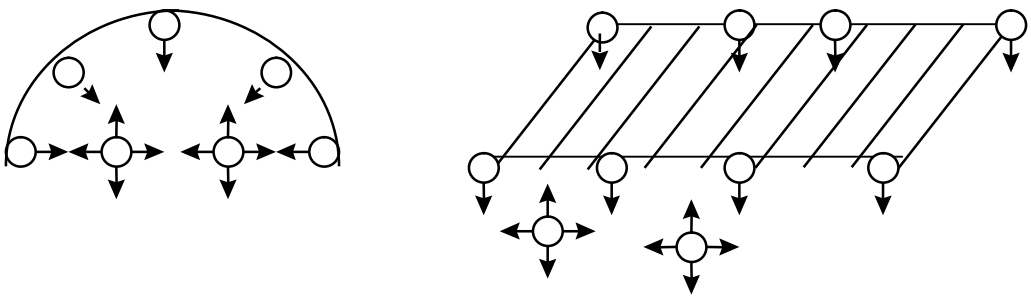


Figura Nº 3.2. Esquema de representación del balance de fuerza al interior de la fase y desbalance de fuerzas en la interfase.

Las moléculas del interior de una fase líquida se encuentran rodeadas por un número definido de moléculas vecinas, con las cuales interactúan a través de una serie de fuerzas intermoleculares.

Sin embargo, en la región interfacial sólo disponen de vecinos en el plano inmediatamente bajos y adyacentes a ello lo cual determina la existencia de componentes de fuerzas intermoleculares no compensadas. La magnitud de esta fuerza está directamente relaciona con la tensión interfacial.

Debido a lo anterior, las moléculas de la superficie serán energéticamente más ricas y será necesario aportar trabajo para llevar moléculas desde el interior de la fase líquida hasta la superficie.

A consecuencia de esta fuerza, las moléculas de la capa superficial ejercen una cierta presión sobre el resto de la fase, lo cual determina que los líquidos se comportan como si estuviesen rodeados de una membrana elástica contráctil.

3.1.3. Energía libre superficial y tensión superficial.

La energía libre superficial de un sistema compuesto de dos fases y una interfase es:

$G = G^A + G^B + G^S$
donde :
- A y B = fases respectivamente
- S = fase superficial

Las energías libres del seno de las fases se calculan suponiendo que ambas permanecen homogéneas hasta el plano superficial.

Supongamos que ocurre en el sistema un pequeño cambio reversible, entonces el cambio de energía libre dG queda expresado por:

$$dG = dG^A + dG^B + dG^S$$

Para el seno de las fases homogéneas los cambios de energía están dados por:

$$dG^A = - S^A dT + V^A dP^A + \sum u_i^A dn_i^A$$
$$dG^B = - S^B dT + V^B dP^B + \sum u_i^B dn_i^B$$

El cambio de energía libre superficial debe incluir un término que presente el trabajo requerido para aumentar el área de la superficie en una cantidad infinitesimal dA; a temperatura, presión y composición constante. El trabajo de expansión de la superficie se hace contra una tensión γ, referida como la tensión superficial. Este trabajo reversible es igual a γdA. Puesto que la contribución de la superficie al volumen es mínimo, podemos omitir el término VdP. Entonces:

$$dG^S = - S^S dT + \gamma dA + \sum u_i^S dn_i^S$$

Sumando dG^A, dG^B y dG^S, nos da el cambio de energía total para el sistema:

$$dG = - (S^A + S^B + S^S)dT + V^A dP^A + V^B dP^B + \sum u_i^A dn_i^A + \sum u_i^B dn_i^B + \sum u_i^S dn_i^S + \gamma dA$$

Como la entropía total es igual a:

$$S = S^A + S^B + S^S \quad \Rightarrow$$

$$dG = - S\,dT + V^A\,dP + V^B\,dP + \sum u_i^A\, dn_i^A + \sum u_i^B\, dn_i^B + \sum u_i^S + dn_i^S + \gamma dA$$

Así, para un sistema a temperatura, presión y composición constante, se tiene:

$$dG = \gamma\, dA \Rightarrow$$

$$\gamma = (dG/dA)_{T,P,n}$$

Esta ecuación constituye una ecuación fundamental de la química de superficie.

La tensión superficial es entonces una medida del trabajo requerido para aumentar la superficie en 1 cm^2, a P, T y n constante.

A partir de la ecuación podemos definir la tensión superficial como la variación de energía libre superficial por unidad de área. Consecuentemente, la tensión interfacial corresponderá a la variación de energía libre superficial en el límite de dos fases condensadas.
La tensión superficial se expresa en unidades de (dinas/cm) y la energía libre superficial en (erg/cm^2).

3.1.4. Relación entre tensión superficial y estructura

La magnitud de la tensión superficial está directamente relacionada con la magnitud de las fuerzas intermoleculares existentes entre las moléculas del líquido. Por lo tanto, si conocemos la naturaleza química del líquido podremos tener una estimación de su tensión superficial.

Las interacciones moleculares y enlaces químicos más frecuentes en la naturaleza, en orden creciente de su fuerza, son los siguientes:

a) a.- Fuerza de Van der Waals o de dispersión de London
b) b.- Interacciones dipolo - dipolo inducido
c) c.- Interacciones dipolo - dipolo
d) d.- Enlace de hidrógeno
e) e.- Enlace iónico
f) f.- Enlace covalente
g) g.- Enlace metálico

Las fuerzas de dispersión son fuerzas activas débiles existentes en toda la materia independientemente de su naturaleza química. Estas fuerzas tienen su origen en los llamados dipolos instantáneos y que pueden existir incluso en moléculas de gases nobles.

Entonces, los valores de tensión superficial más bajos los presentaron aquellos líquidos que interactúan sólo por fuerzas de dispersión de London; y los valores más altos se encuentran en metales fundidos, según se muestra en la siguiente tabla Nº 3.1.

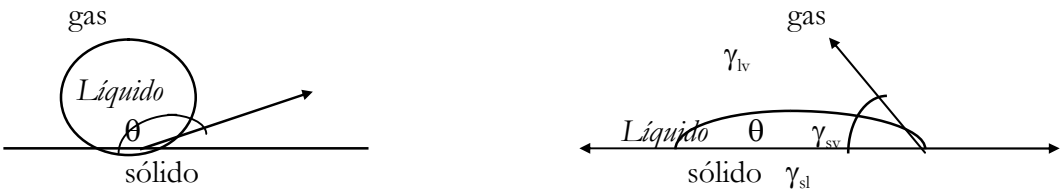
SUSTANCIA	γ (dinas/cm)
N_2 (-200ºc)	18 - 20
CCl_4	22
H_2O	73
Hg(l)	484

Tabla Nº 3.1. Algunos valores de tensión superficial para diferentes líquidos.

3.2. Termodinámica de mojamiento.

3.2.1. Ángulo de contacto y ecuación de Young.

En el año 1805 Thomas Young propuso tratar el ángulo de contacto de una gota de líquido colocada sobre una superficie sólida plana, como un equilibrio mecánico de las tensiones interfaciales sólido/líquido, sólido/vapor y líquido/ vapor.



a) Sólido hidrofóbico b) Sólido hidrofílico

Figura Nº 3.3. Esquema del ángulo de contacto en el caso de un sólido hidrofóbico e hidrofílico.

El concepto de ángulo de contacto y su equilibrio es valioso porque da una definición de la noción de mojabilidad e indica los parámetros superficiales que se necesitan medir.

Así, podemos definir el ángulo de contacto como el ángulo formado por el plano tangente a la interfase líquido/gas y el plano formado por el sólido en un contacto trifásico sólido - líquido - gas.

Tendremos entonces que, cuando un líquido moja completamente a un sólido, el ángulo de contacto θ será igual a cero. Por otra parte, $\theta > 0º$ indica mojabilidad parcial y mientras mayor sea el ángulo de contacto, menor será la mojabilidad y consecuentemente mayor el grado de hidrofobicidad.

Desafortunadamente, de los términos involucrados en la definición de ángulo de contacto sólo puede determinarse experimentalmente la tensión superficial del líquido, pero no sucede lo mismo con la tensión superficial sólido-vapor y la tensión superficial sólido-líquido. Sin embargo, es posible hacer un análisis cualitativo de su influencia sobre el ángulo de contacto. La ecuación de Young también se puede escribir como:

$$\text{Cos}\theta = \frac{\gamma_{SV} - \gamma_{SL}}{\gamma_{LV}}$$

Entonces, si: $\gamma_{SV} > \gamma_{SL}$ el ángulo de contacto será < 90º

$\gamma_{SV} < \gamma_{SL}$ el ángulo de contacto será > 90º

Para que exista un contacto estable debe cumplirse que:

$$\gamma_{SV} - \gamma_{SL} < \gamma_{LV}$$

Si el líquido moja completamente la superficie del sólido:

$$\gamma_{SV} - \gamma_{SL} > \gamma_{LV}$$

La misma ecuación puede aplicarse para una burbuja de gas en contacto con la

superficie plana de un sólido puesto en un medio acuoso; o bien, para una gota de aceite bajo las mismas condiciones.

3.2.2. Efecto de la rugosidad en el ángulo de contacto.

Los ángulos de contacto medidos sobre superficies irregulares difieren de aquellos medidos sobre superficies lisas. Esto está descrito a través de una relación conocida como ecuación de Wenzel:

$$\mathbf{r} = \frac{\mathbf{\cos\theta\ rugoso}}{\mathbf{\cos\theta\ verdadero}}$$

Se ha encontrado que aún para superficies pulidas $r > 1$.

De la ecuación se desprende que si θ es menor que 90º, el ángulo de contacto medido sobre una superficie rugosa es menor que aquel medido sobre una superficie idealmente lisa. Por el contrario si θ es mayor a 90º, la rugosidad aumenta el ángulo de contacto.

3.2.3. Histérisis del ángulo de contacto.

Se ha observado que las mediciones de ángulo de contacto por el método de la gota yacente depende de la forma de medición. Esto significa que se obtienen valores diferentes si la superficie del sólido estuvo previamente en contacto con el líquido. Para mayor claridad consideremos la figura Nº 3.4.

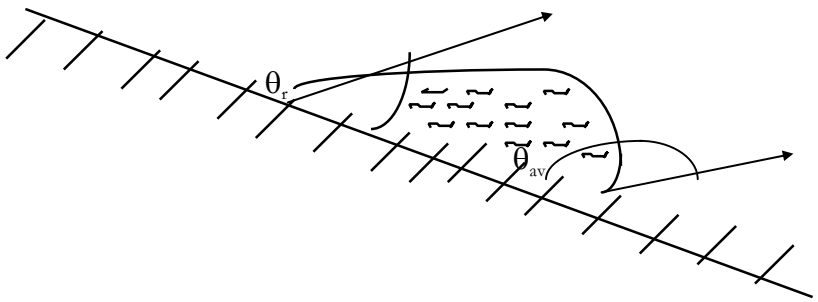


Figura Nº 3.4. Histérisis de humectación.

Si a una gota yacente le agregamos una cierta cantidad de líquido adicional se observa un ángulo de contacto que llamaremos de avance.

Si retiramos parte del líquido a menudo cambia el valor del ángulo de contacto, lo cual le da una denominación especial y se llama ángulo de retroceso. Es una observación frecuente que el ángulo de avance es mayor que el ángulo de retroceso.

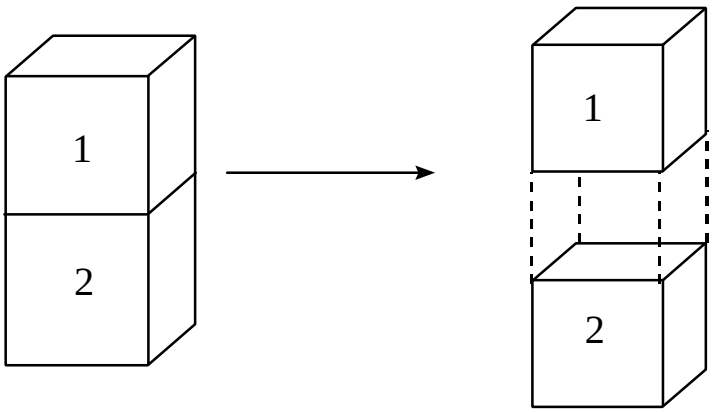
3.3. Trabajo de adhesión y trabajo de cohesión.

Se considerarán ahora dos nuevos conceptos, que junto con el ángulo de contacto constituyen los más importantes

criterios para describir la afinidad de fases. Estos son el trabajo de cohesión de un líquido (Wc) y el trabajo de adhesión (Wa), ya sea sistemas líquido/líquido o sólido/líquido.

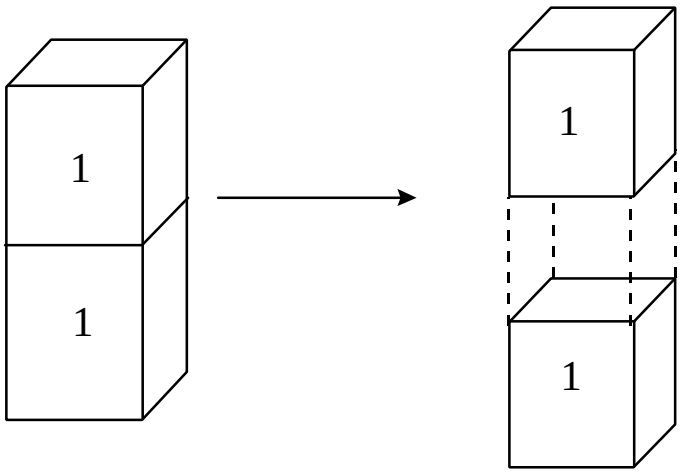
Harkins define el trabajo de adhesión como el trabajo necesario para separar 1 (cm^2) de interfase 1,2 en dos superficies 1 y 2.

Una deducción termodinámica se puede hacer calculando la variación de energía libre en los sistemas descritos en las figuras Nº 3.5. y 3.6.



$G^{I} = y_{1,2}$ $G^{II} = y_1 + y_2$

Figura Nº 3.5. Concepto de trabajo de adhesión.



$G^I = 0$ $G^{II} = 2\,y_1$

Figura Nº 3.6. Concepto de trabajo de cohesión.

Las ecuaciones que describen la variación de energía libre y el trabajo de adhesión y cohesión son los siguientes:

Trabajo de adhesión:

$$\Delta G = G^{II} - G^{I} = \gamma 1 + \gamma 2 - \gamma 1{,}2$$

Por tanto:

$W_a = \gamma_1 + \gamma_2 - \gamma_{1,2}$

ii) Trabajo de cohesión:

$\Delta G = G^{II} - G^{I} = 2\,\gamma_1 - 0$

Por lo tanto:

$W_c = 2\ \gamma_L$

Algunos valores numéricos para Wc y Wa se muestran en la tabla Nº 3.2.

Tabla Nº 3.2. Valores de trabajo de adhesión y cohesión para diferentes alcoholes.

Sustancias	Wc (erg/cm^2)	Wa/H_2O (erg/cm^2)
n – heptano	40.5	40.5
alcohol n - heptílico	55.0	91.8
Octano	44	44
ácido heptílico	57	95

Se puede observar que para hidrocarburos saturados no hay diferencias entre el Wc y Wa (n - heptano, octano), lo cual significa que las interacciones entre el hidrocarburo y el agua son comparables a los existentes entre las moléculas mismas de hidrocarburo. En cambio, para líquidos polares, como el alcohol n - heptílico, ácido heptílico, -OH o el -COOH, no sólo aumentan el trabajo de cohesión, sino que influyen principalmente sobre el Wa con agua.

Esto se debe aún proceso de orientación molecular de las moléculas heteropolares a nivel de la interfase líquido/líquido, que corresponde a la mayor contribución al Wa, tal como se muestra en la figura Nº 3.7.

Este tipo de orientación molecular se observa, cuando solutos heteropolares se disuelven en agua y se adsorben en la interfase líquido/gas.

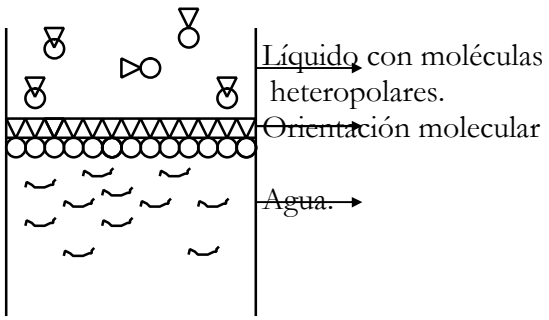


Figura Nº 3.7. Representación esquemática del fenómeno de orientación molecular.

Dicha orientación es favorable para disminuir la energía libre superficial del sistema y es característica de los llamados compuestos tensoactivos.

3.4. Ecuación de Young - Dupre.

Dupre utiliza la expresión de Wa para dos líquidos, para formularla a un sistema sólido/líquido:

$$w_A = \gamma_{SG} + \gamma_{LG} - \gamma_{SL}$$

Recordando que la ecuación de Young es:

$$\gamma_{SG} - \gamma_{SL} = \gamma_{LG} \cos\theta$$

Combinando las dos ecuaciones se tiene:

$W_a = \gamma_{SG} + \gamma_{LG} + \gamma_{LG} \cos\theta - \gamma_{SG}$

Por lo tanto, se obtiene la ecuación de Young - Dupre:

$W_a = \gamma_{LG} (1+\cos\theta)$

Efectuando un análisis de la influencia del ángulo de contacto sobre el trabajo de adhesión, según la ecuación de Young - Dupre, se tiene:

i) Si $\theta = 0^o$, $\cos\theta = 1$, entonces, $W_a = 2\gamma_L = W_c$

Para el caso en que el ángulo de contacto es de 0º, esto significa que el sólido es mojado completamente por el líquido, por cuanto Wa es igual a Wc del líquido. Si el

líquido fuera agua: Wa = Wc = 146 (erg/cm^2). Esto significa que la unión entre los sitios superficiales del sólido y las moléculas del líquido, es comparable a las fuerzas de unión entre las propias moléculas del líquido.

En un medio acuoso, significa que la superficie del sólido tiene un carácter polar, por lo tanto el sólido se puede caracterizar como hidrofílico.

ii) Si, $\theta = 90^o$, cos $\theta = 0$, entonces, $W_a = \gamma_L$

En este caso, se cuenta con un sólido de baja mojabilidad, se observa una reducción del trabajo de adhesión, a la mitad el medio líquido fuera agua. Esto significa que para cualquier sistema sólido/líquido cuando Wa < Wc, el sólido presentará mojamiento parcial y se clasificara como hidrofóbico.

iii) Si $\theta = 180^o$, cos $\theta = -1$, entonces, $W_a = 0$

Este caso corresponde a un sólido idealmente hidrofóbico. Estas condiciones no se consiguen en la práctica puesto que el Wa nunca llega a cero, porque el agua interactúa aún con un sólido perfectamente no polar a través de las fuerzas de dispersión de London.

3.5. Adsorción.

El proceso de adsorción puede ser descrito como la distribución de especies entre dos fases, por ejemplo, sólido/gas; sólido/solución o solución/aire.

El proceso de adsorción involucra un decrecimiento de la energía libre del sistema. Las interacciones comprendidas en la adsorción puede ser de todos tipos, desde los débiles de Van der Waals hasta aquellos con enlaces fuertes que los denominaremos como interacciones químicas.

Todos los procesos de adsorción son exotérmicos, el decrecimiento en el contenido de calor del sistema es llamado calor de adsorción.

La adsorción es una manifestación de la tensión superficial.

En relación con la adsorción sobre superficies sólidas, la magnitud de la energía de adsorción se utiliza para clasificar el proceso de adsorción. Se acostumbra a dividir la adsorción en dos tipos: adsorción física y adsorción química o quimisorción.

La características de estos dos tipos de adsorción se muestran en la tabla N°3.3.

3.5.1. Adsorción solución – aire.

En el campo de flotación se utilizan comúnmente reactivos anfifílicos, es decir, portadores de una cadena hidrocarbonada y de un grupo polar. Estos tienen la propiedad de adsorberse positivamente en la superficie de la solución, lo cual constituye una manifestación de la tensión superficial.

Tabla Nº 3.3. Características de los tipos de adsorción.

ADSORCIÓN FÍSICA	ADSORCIÓN QUÍMICA
Fuerzas de Van der Waals	Fuerzas de unión específicas
$\Delta H_{ADS.} < 10$ (Kcal / mol)	$\Delta H_{ads.} > 20$ (Kcal / mol)
Especificidad baja	Alta especificidad
Energía de activación baja	Alta energía de activación
Adsorción posible en multicapas	Adsorción en monocapa
Desorción fácil (reversible)	Desorción difícil (irreversible)

La isoterma de adsorción de un tensoactivo orgánico como muchos colectores o espumantes de flotación está dada por la ecuación de Gibbs.

Si tenemos un compuesto heteropolar en solución ocurrirán básicamente dos fenómenos: una adsorción en la interfase líquido - aire y un proceso de orientación molecular. La adsorción tiene lugar porque va acompañada de una disminución de la energía libre superficial del sistema y que se traduce en un decrecimiento de la tensión superficial.
Desde el punto de vista termodinámico podemos hacer un análisis suponiendo un sistema formado por dos fases limitadas entre sí por un plano de separación, según se esquematiza en la figura Nº 3.8.

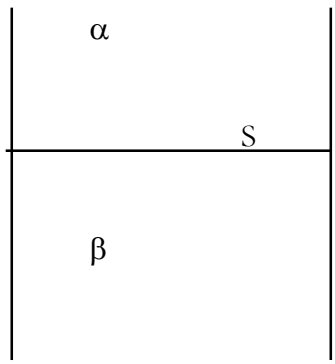


Figura Nº 3.8. Sistema líquido/aire, donde α es el aire, β es la fase acuosa y S representa la interfase.

Al agregar un soluto de carácter tensoactivo a la fase acuosa, éste se adsorberá en la interfase. Si la concentración por unidad de área es mayor en la interfase que en el seno de la solución, entonces hablaremos de un exceso superficial, que se denominara por la letra Γ.

Analizando la variación de energía libre en el sistema, se pueden plantear las siguientes relaciones:

$$dG = dG^{\alpha} + dG^{\beta} + dG^{S}$$

$$dG^{\alpha} = TdS^{\alpha} + \sum \mu i \, dm_i^{\alpha} + P^{\alpha} dv^{\alpha}$$

$$dG^{\beta} = TdS^{\beta} + \sum \mu_i dm_i^{\beta} + P^{\beta} dV^{\beta}$$

$$dG^{S} = TdS^{S} + \sum \mu_i dm_i^{S} + \gamma dA$$

Asumiendo que la energía libre, la entropía y la masa tengan un valor finito distinto de cero, a temperatura y área constante, se tiene:

$$G^{S} = TS^{S} + \sum \mu_i m_i^{S} + \gamma A$$

Considerando un diferencial de la ecuación anterior:

$$dG^{S} = TdS^{S} + S^{S} dT + \sum \mu_i dm_i^{S} + \sum m_i^{S} d\mu_i + \gamma dA + A \, d\gamma$$

Combinando con la expresión anterior de dG^S, se llega a:

$$0 = S^{S} \, d\,T + \sum m_i^{S} \, d\,\mu_i + A \, d\,\gamma$$

Para un sistema de dos componentes, a temperatura constante y por unidad de área, se obtiene:

$$d\gamma = - \frac{m_1}{A} \, d\,\mu_1 - \frac{m_2}{A} \, d\,\mu_2$$

definiendo $\Gamma_i = \frac{m_i}{A}$, queda:

$$- \, d\,\gamma = \Gamma_1 \, d\,\mu_1 + \Gamma_2 \, d\,\mu_2$$

Con: subíndice 1 = solvente.
subíndice 2 = soluto.

Por lo tanto queda:

$$- \, d\,\gamma = \Gamma_2 \, d\,\mu_2$$

o bien:

$$\Gamma_2 = - \left(\frac{d\,\gamma}{d\,\mu_2} \right)_{T,P}$$ Ecuación de Gibbs

Considerando que el potencial químico $\mu = \mu^0 + RT \ln a$, donde μ^0 es el potencial standard y a la actividad del componente. Luego, se tiene:

$$d\,\mu = RT \, d \ln a$$

Reemplazando en la ecuación de Gibbs, queda:

$$\Gamma_2 = - \left(\frac{1}{RT} \right) \left(\frac{d\,\gamma}{d \ln a} \right)$$

y para soluciones diluidas a = c, se llega a:

$$- \frac{d\,\gamma}{dc} = RT * \frac{\Gamma}{c}$$ Ecuación de Gibbs

Estas dos fórmulas son las formas más frecuentes en la ecuación de Gibbs y expresan que la tensión superficial cambia en $d\,\gamma$ al cambiar en dc la concentración de una sustancia. Como $d\,\gamma / d\,c$ es proporcional a Γ / c, el cambio de la tensión superficial proviene de la adsorción del compuesto dado en la interfase.

Cuando $\Gamma > 0$, entonces, $d\,\gamma / d\,c < 0$, por lo tanto si la adsorción es positiva,

entonces se observará una reducción de la tensión superficial y viceversa.

Entre los compuestos que suben la tensión superficial del agua están las sales inorgánicas; en este caso los iones permanecen en el seno de la solución, puesto que aquí existe una plena compensación del campo eléctrico del ión. Su concentración es mayor en el seno de la fase que en la superficie y decimos que se adsorben negativamente.

Las sustancias que bajan la tensión superficial son sustancias que se adsorben positivamente en la superficie de la solución.

IV. EVALUACIÓN DEL PROCESO

4.1. Parámetros básicos.

En los procesos de flotación es de gran importancia evaluar las operaciones. Para ello es necesario determinar la eficiencia de la concentración, como así también la razón de concentración y la selectividad.

En la evaluación del proceso los parámetros más importantes son la recuperación y la ley del concentrado, en los cuales existe una relación de dependencia, generalmente un aumento de la ley del concentrado significa una menor recuperación.

4.1.1. Recuperación (R).

Se define como el porcentaje de materia útil del mineral que es transferido, por las operaciones de concentración desde la alimentación del proceso al concentrado. Se expresa:

$$\%R = \frac{Cc}{Ff} * 100 \qquad 4.1$$

Donde:

F = Masa de mineral alimentado al proceso.

f = Ley de cabeza.

C = Masa de concentrado.

c = Ley del concentrado.

La recuperación puede expresarse en términos de leyes, de la siguiente manera:

$$\%R = \frac{c(f - t)}{f(c - t)} * 100\,\% \qquad 4.2$$

Con: **t** = Ley del relave

4.1.2. Razón de concentración (K).

Se refiere a las toneladas de mineral necesarias para obtener una tonelada de concentrado final. En este sentido, indica en forma indirecta la eficiencia del proceso. Este término está estrechamente relacionado con la recuperación.

Así por definición:

$$K = \frac{F}{C} \qquad 4.3$$

Como se sabe, es difícil en una planta obtener la masa del concentrado en forma directa, se recurre a determinar **K** por medio de leyes, quedando de la siguiente manera:

$$K = \frac{c - t}{f - t} \qquad 4.4$$

En el caso de un mineral de dos componentes útiles y se obtienen dos concentrados por separados, por ejemplo Pb - Zn o Cu - Mo. En forma general, consideremos el caso de un mineral con contenidos A y B, del cual se obtienen dos concentrados, uno conteniendo al material A y otro a B y un cola razonablemente baja en ambos componentes:

	PESO	%A	%B
ALIMENTACIÓN	F	A_1	B_1
CONCENTRADO METAL 1 (A)	C_A	A_2	B_2
CONCENTRADO METAL 2 (B)	C_B	A_3	B_3
ALIMENTACIÓN RELAVES	T	A_4	B_4

Entonces:

$$C_A = F * \frac{(A_1 - A_4)(B_3 - B_4) - (B_1 - B_4)(A_3 - A_4)}{(A_2 - A_4)(B_3 - B_4) - (B_2 - B_4)(A_3 - A_4)} \qquad 4.5$$

$$C_B = F * \frac{(A_2 - A_4)(B_1 - B_4) - (A_1 - A_4)(B_2 - B_4)}{(A_2 - A_4)(B_3 - B_4) - (B_2 - B_4)(A_3 - A_4)} \qquad 4.6$$

Así las recuperaciones y razones de concentración quedan expresadas por:

$$\%R_A = \frac{C_A * A_2}{F * A_1} * 100 \qquad \%R_B = \frac{C_B * B_3}{F * B_1} * 100 \qquad 4.7$$

$$K_A = \frac{F}{C_A} \qquad K_B = \frac{F}{C_B} \qquad 4.8$$

4.1.3. Razón de enriquecimiento (RE).

Se define como:

$$\mathbf{RE} = \frac{\textbf{Ley del componente deseado en el concentrado}}{\textbf{Ley del mismo componente en la cabeza}}$$

$$RE = \frac{c}{f} \qquad 4.9$$

4.1.4. Recuperación en peso (RP).

Se define como el porcentaje de la razón del peso del concentrado y el peso de la alimentación.

$$\%RP = \frac{C}{F} * 100\ \% \qquad 4.10$$

4.1.5. Recuperación económica (REC).

$$\%\ \mathbf{REC} = \frac{\textbf{Valor del producto pòr tonelada de mineral crudo}}{\textbf{Valor del mineral por concentración perfecta}} \qquad 4.11$$

Se entiende por concentración perfecta aquella en la cual se recupera el 100 % del mineral deseado con una ley igual a la de la especie pura.

4.1.6. Índice de selectividad (IS).

Es una medida adecuada de una separación de dos productos mediante el cual se pueden comparar los resultados actuales con los ensayos en operaciones anteriores según:

$$IS = \frac{C_A * t_B}{C_B * t_B} \qquad 4.12$$

Donde: C_A = Ley del constituyente A en el concentrado.

C_B = Ley del constituyente B en el concentrado.

t_a = Ley del constituyente A en los relaves.

t_b = Ley del constituyente B en los relaves.

4.2. Límite de la concentración de minerales.

Existe una ley máxima a la cual se puede concentrar un mineral. Esta ley corresponde a la de su especie mineralógica pura. Claro que para lograr estas concentraciones se deben realizar operaciones perfectas y de un costo económico muy elevado.

Lograr ésta ley en los concentrados no es muy beneficioso, ya que a medida que sube la ley de concentrado, baja la recuperación y viceversa.

A mayor ley de concentrado mayor razón de concentración, esto significa que se necesita tratar mayor tonelaje para obtener una tonelada de concentrado de alta ley.

En algunos casos la exigencia de un producto de alta ley, particularmente de los que tienen que aplicarse en forma pura, se puede justificar por su alto precio.

En otros casos tan elevada concentración no tiene importancia substancial porque no contribuye mayormente al proceso tecnológico.

Para decidir cual es el límite de una concentración óptima se determina el valor

de una tonelada de mineral bruto de acuerdo a la ley del concentrado y la razón de concentración de la siguiente manera:

Ejemplo: Supongamos que tenemos un mineral de cobre de 1,60 % Cu, cuya mineralización es calcosina, calcopirita y bornita. Si obtuviéramos un concentrado totalmente puro de minerales de cobre, la ley del concentrado alcanzaría a 50 % de Cu (79,8 % de Cu en Cu_2S , 34,5 % de Cu en $CuFeS_2$, 63,3 % de Cu en Cu_5FeS_4).

Sin embargo, a parte del cobre, también flota la pirita, que se encuentra asociada al cobre, diluyendo los concentrados considerablemente.

Pruebas de laboratorio indican que al aumentar la ley del concentrado de cobre, baja el rendimiento por las pérdidas de los minerales de cobre, lo que se aprecia en la tabla Nº 4.1.

Tabla Nº 4.1. Resultados de pruebas de flotación a escala laboratorio.

Caso	Cabeza % Cu	Concentrado % Cu	Relave % Cu	Recuperación % Cu	K
1	1,60	20,00	0,20	88,38	14,14
2	1,60	30,00	0,23	86,28	21,73
3	1,60	40,00	0,34	79,42	31,48
4	1,60	50,00	0,00	100,00	31,25

El caso 4 no es una experiencia sino el caso hipotético de un rendimiento perfecto con la ley máxima.

Si se calcula el tonelaje del concentrado en cada caso particular, con su respectivo contenido fino de cobre y al hacer la liquidación de cobre según lo establecido por la fundición (se paga según el metal fino al precio internacional menos la maquila) y reducir a tonelada de mineral bruto mediante la razón de concentración, se obtiene el valor del mineral por tonelada, según:

Para calcular el valor del mineral por tonelada consideremos: libra de cobre: U$ 0,50; maquila: U$ 60,0.

Caso	Valor del mineral crudo por tonelada; (U$)	% del valor máximo obtenido como caso ideal el 4
1	11,3	70,97
2	12,5	79,62
3	12,4	77,07
4	15,7	100,00

Fino en concentrado producido = 1 (t de concentrado) * 0,20 % = 0,2 ton. de Cu fino.

Valor bruto de fino = 0,2 (t) * 2204,6 (lb/t) * 0,5 = US$ 220
Valor fino = 220 - 60 = US$ 160

$$\textbf{Valor mineral crudo} = \frac{\textbf{160 (US\$/t conc.)}}{\textbf{14,15 (t min./tconc.)}}$$

Valor mineral crudo = US$ 11,3 por tonelada de mineral

Del cuadro se desprende que la solución es el caso 2, es decir, la obtención de un concentrado de 30 % de Cu porque ofrece la ganancia máxima.

4.3. Análisis de gráfico.

Debido a que no existe un criterio único ampliamente aceptado para la evaluación de los resultados de procesos de concentración, se usan comúnmente gráficas que relacionan dos o más factores. Algunas de las combinaciones más usadas son las siguientes:

Porcentaje de recuperación en peso o razón de concentración vs porcentaje de recuperación.
Ley de concentrado o razón de enriquecimiento vs porcentaje de recuperación.
Nivel de una variable del proceso vs porcentaje de recuperación, o ley del concentrado, o razón de enriquecimiento.
Porcentaje de recuperación en peso o razón de concentración vs ley de concentrado o razón de enriquecimiento.

Algunos ejemplos gráficos son los que se presentan en las figuras Nº 4.1, 4.2, 4.3 y 4.4.

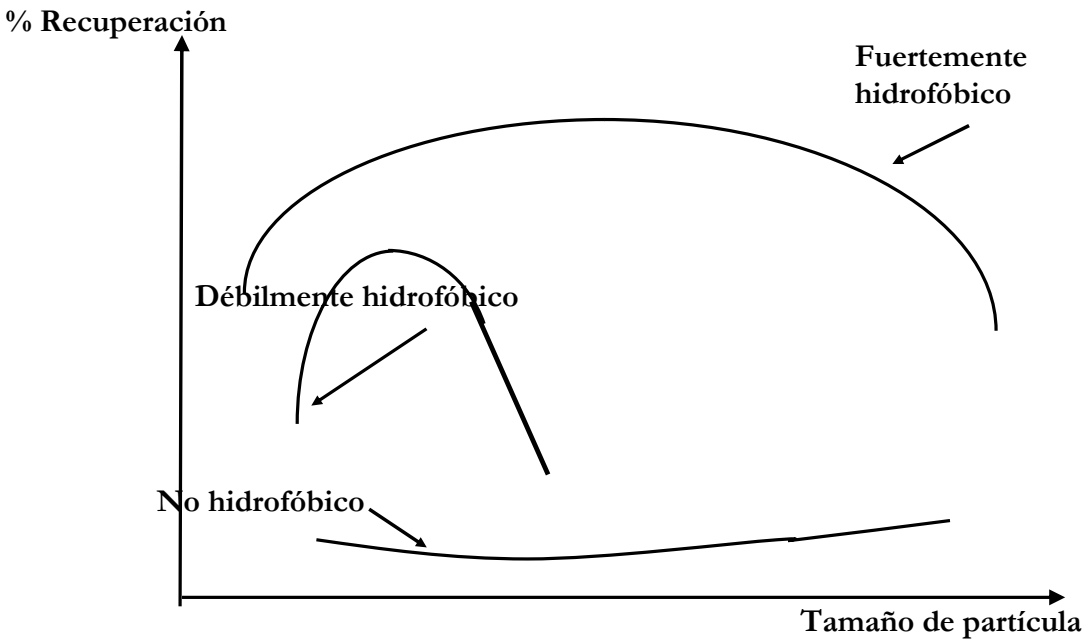


Figura Nº 4.1. Gráfico Recuperación vs tamaño de partícula para materiales con distinto carácter hidrofóbico.

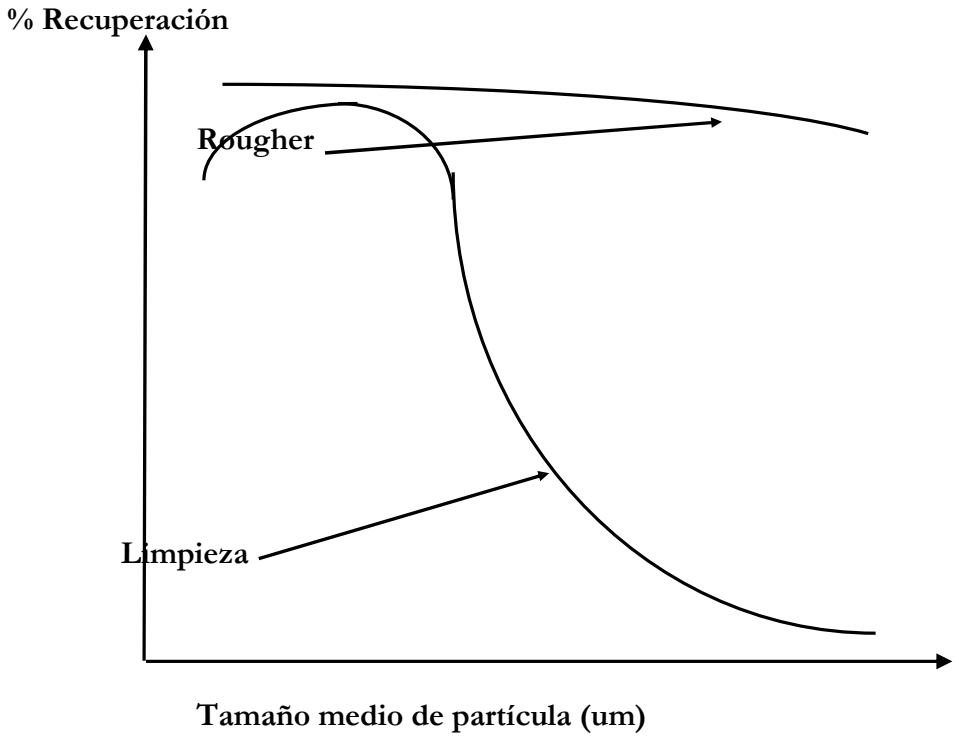


Figura Nº 4.2. Gráfico recuperación vs tamaño de partícula para distintos tipos de circuitos.

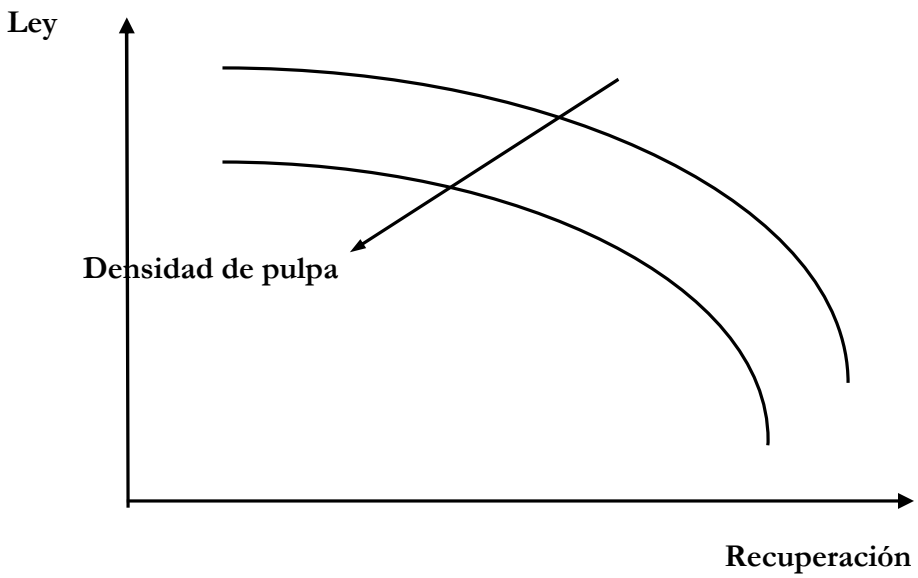


Figura Nº 4.3. Gráfico ley vs recuperación en función de la densidad de pulpa.

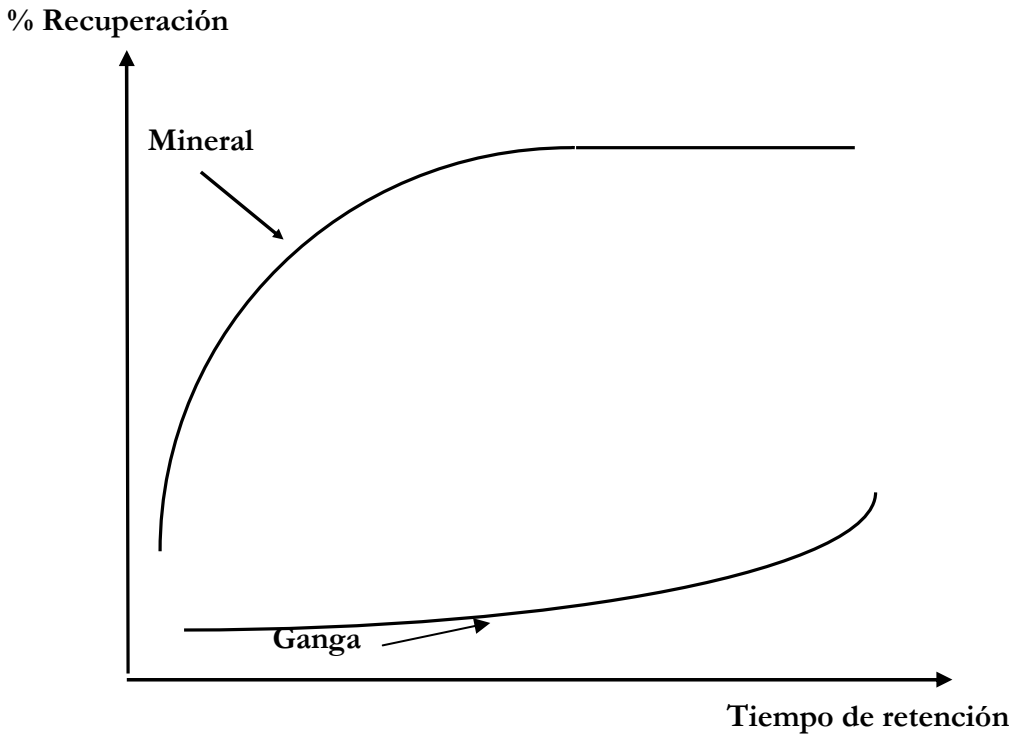


Figura Nº 4.4. Gráfico recuperación vs tiempo de retención para el mineral y la ganga.

4.4. Análisis de circuitos de separación de minerales.

4.4.1. Comportamiento del circuito.

En la industria rara vez se usa una etapa individual de separación, sino que se utilizan arreglos de dos o más etapas. En los procesos de flotación se usan arreglos R-C-S, es decir, primarios (rougher) – limpieza (cleaner) – barrido (scavenger).

Consideremos la siguiente configuración de circuito (figura Nº 4.1). Esta figura se transforma en una configuración de nodos (figura Nº 4.2), donde cada nodo representa una etapa de separación por flotación y las flechas con sentido a la izquierda representan el flujo de concentrado de cada etapa de separación y con sentido a la derecha los flujos de relave.

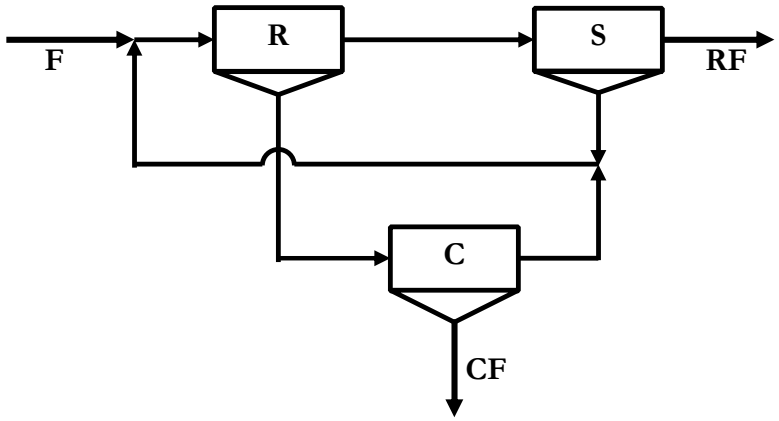


Figura Nº 4.1. Circuito básico de flotación R-C-S; con F = alimentación fresca al circuito, CF = concentrado final y RF = relave final.

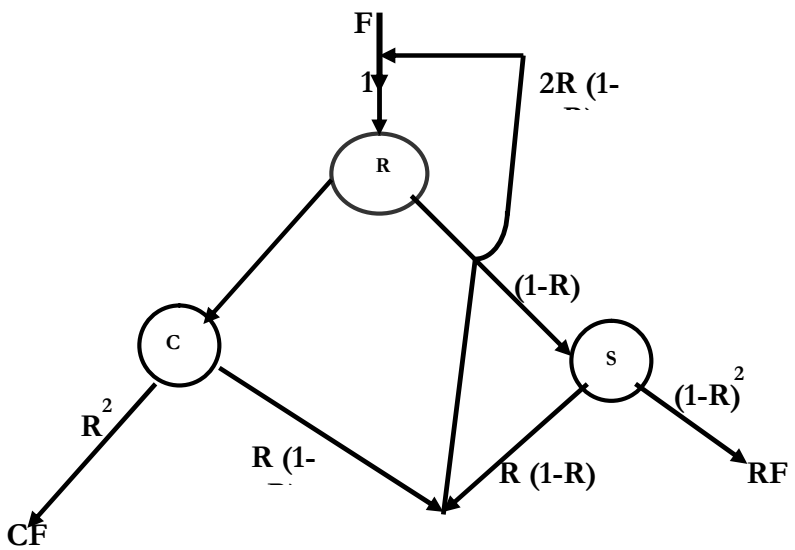


Figura Nº 4.2. Esquema de nodos de un circuito R-C-S; con F = alimentación fresca al sistema, CF = concentrado final y RF = relave final.

Cada nodo representa una unidad, equipo o banco de celdas.

Se considera, el caso simple de tener la misma recuperación R en cada una de las etapas (nodos) y suponemos que la corriente de entrada a la etapa primaria es unitaria. La recuperación de una etapa individual es R
La recuperación global del circuito R' es:

$$R' = \frac{R^2}{1 - 2R(1 - R)} \qquad 4.13$$

Ejemplo: Separación Cromita / Sílice, según los siguientes datos:

Ley de cabeza: 68,9 % $Cr_2 O_3$
31,1% $Si O_2$

R Cr_2O_3 = 0.90 % (recuperación de cromita en cada etapa del circuito R-C-S).
R SiO_2 = 0.15 % (recuperación de sílice en cada etapa del circuito R-C-S).

Entonces:

$$\mathbf{R'_{Cr_2O_3} = \frac{(0,90)^2}{1 - (2 * 0,15 * (1 - 0,90))} * 100 = 98,8\%}$$

$$\mathbf{R'_{SiO_2} = \frac{(0,15)^2}{1 - (2 * 0,15 * (1 - 0,15)} = 3,02\%}$$

$$\mathbf{Ley\, Cr_2O_3\ conc. = \frac{R_{Cr_2O_3} * Leyf_{Cr_2O_3}}{(R'_{Cr_2O_3} * Leyf_{Cr_2O_3}) + (R'_{SiO_2} * Leyf_{SiO_2})}} \qquad 4.14$$

Reemplazando en la ecuación anterior tenemos lo siguiente:

$$\text{Ley } Cr_2O_3 \text{ conc.} = \frac{0,988 * 68,9}{(0,988 * 68,9) + (0,0302 * 0,311)} = 98,7\%$$

$$\text{Ley conc. rougher} = \frac{0,9 * 68,9}{(0,9 * 68,9) + (0,15 * 31,1)} = 93\%$$

La mejora en el resultado metalúrgico puede observar en el diagrama Nº 4.3.

Por lo tanto tenemos las siguientes ventajas del circuito respecto a una etapa unitaria:

R' = 98.8 % v / s R = 90 %
Ley Cr_2O_3 conc. = 98.7 % v/s Ley Cr_2O_3 = 93 %

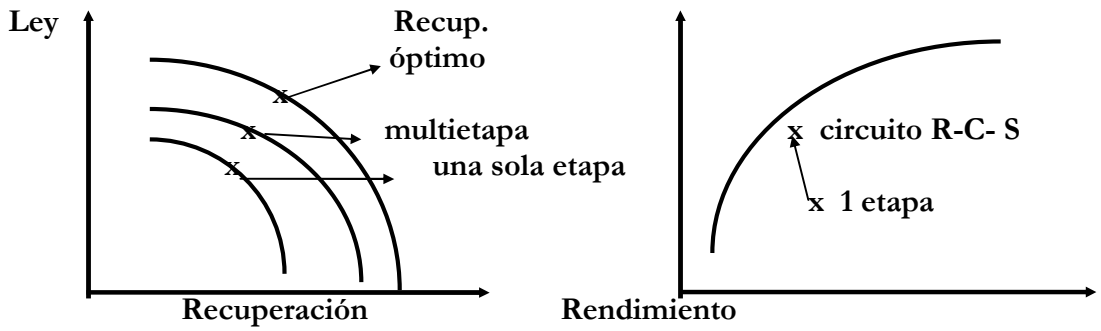


Figura Nº 4.3. Esquema que presenta las ventajas de un circuito multietapas frente al de una etapa.

4.4.1.1. ANÁLISIS DE LA SUPERIORIDAD DEL CIRCUITO.

Se trata de verificar si los circuitos son siempre superiores a las etapas, y comparar circuitos entre sí.

Para lo anterior, usaremos una forma típica de representar la recuperación de un proceso en función de alguna propiedad de los materiales, que se puede escribir como:

$$R = \frac{e^{kz}}{e^{-kz} + e^{kz}} \qquad 4.15$$

Donde: R = Recuperación de la etapa.

z = Representa una propiedad característica, y que está normalizada (como por ejemplo: tamaño de partícula, hidrofobicidad, etc.).
k = Representa la agudeza o calidad de la separación.

Consideremos por ejemplo:

$$z = \frac{d_p - d_{p\,50\,\%}}{d_{p\,50\,\%}} \qquad 4.16$$

La curva de comportamiento, se puede visualizar por medio de una curva S o curva Tromp, que se muestra en la figura Nº 4.4.

Derivando R con respecto a z, se tiene:

$$\frac{dR}{dz}\Big/_{z=0} = \frac{k\,e^{kz}}{\left(e^{-kz} + e^{kz}\right)} + \frac{-e^{kz} * \left(-k\,e^{-kz} + k\,e^{kz}\right)}{\left(e^{-kz} + e^{kz}\right)^2}$$

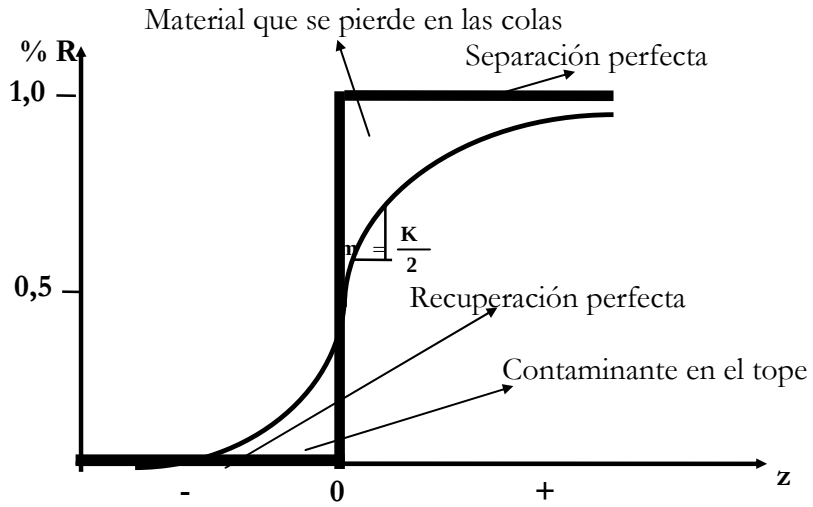


Figura Nº 4.4. Gráfico de una curva S o Tromp para una propiedad característica de un proceso.

Para z = 0, se obtiene:

$$\frac{\mathbf{dR}}{\mathbf{dz}} / \mathbf{z = 0} = \frac{\mathbf{k}}{\mathbf{2}}$$

Analicemos, ahora la relación entre la separación de un circuito respecto a una etapa, para ello consideremos el circuito R - C- S:

$$R' = \frac{R^2}{R^2 + (1-R)^2} = \frac{R^2}{1 - 2R(1-R)}$$

Podemos encontrar la efectividad de la separación, derivando :

$$\frac{dR'}{dz} /_{z=0} = \frac{dR'}{dR} * \frac{dR}{dz} /_{z=0} = \left\{ \frac{d}{dR} \left(\frac{R^2}{R^2 + (1-R)^2} \right) \right\} * \frac{dR}{dz} /_{z=0}$$

Desarrollando, se tiene:

$$\frac{dR'}{dz} /_{z=0} = \frac{2R(1-R)}{\left[R^2 + (1-R)^2\right]^2} * \frac{dR}{dz} /_{z=0}$$

4.17

Si, por ejemplo R = 0.5, reemplazando se llega a:

$$\frac{dR'}{dz} /_{z=0} = 2 \frac{dR}{dz} /_{z=0}$$

4.18

Esto nos muestra, que aumentando de una etapa a un circuito de 3 etapas (R- C - S), la efectividad de la separación aumenta el doble.

En un diagrama de curva Tromp, tenemos la siguiente situación:

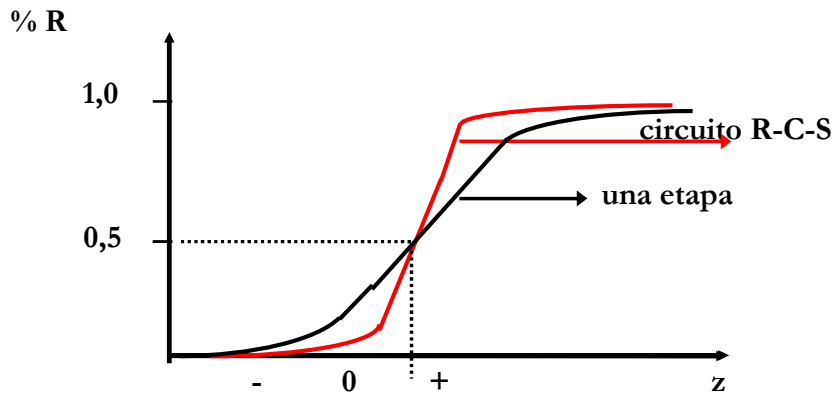


Figura Nº 4.5. Curva S que presenta las ventajas de un circuito multietapas frente al de una etapa.

Es posible generalizar, este análisis para un circuito de N etapas, de acuerdo a:

$$R' = \frac{e^{Nkz}}{e^{-Nkz} + e^{Nkz}} \qquad 4.19$$

Luego:

$$\frac{dR'}{dz}/_{z=0} = N\frac{dR}{dz}/_{z=0} \qquad 4.20$$

De aquí se observa, que si $N \rightarrow \infty$, entonces tendríamos una separación perfecta. Esta situación, sin embargo no es real pues existen limitaciones en la materia prima y además el aumento de etapas reduce el beneficio global al aumentar los costos.

Este análisis, está limitado a considerar todas las etapas con igual recuperación R, sin embargo los resultados son válidos en términos cualitativos.

No se debe concluir que en mayor número de etapas será siempre más beneficioso.

Se ha demostrado que circuitos más complejos producen resultados equivalentes a otros más simples.

Por ejemplo, establezcamos la siguiente comparación:

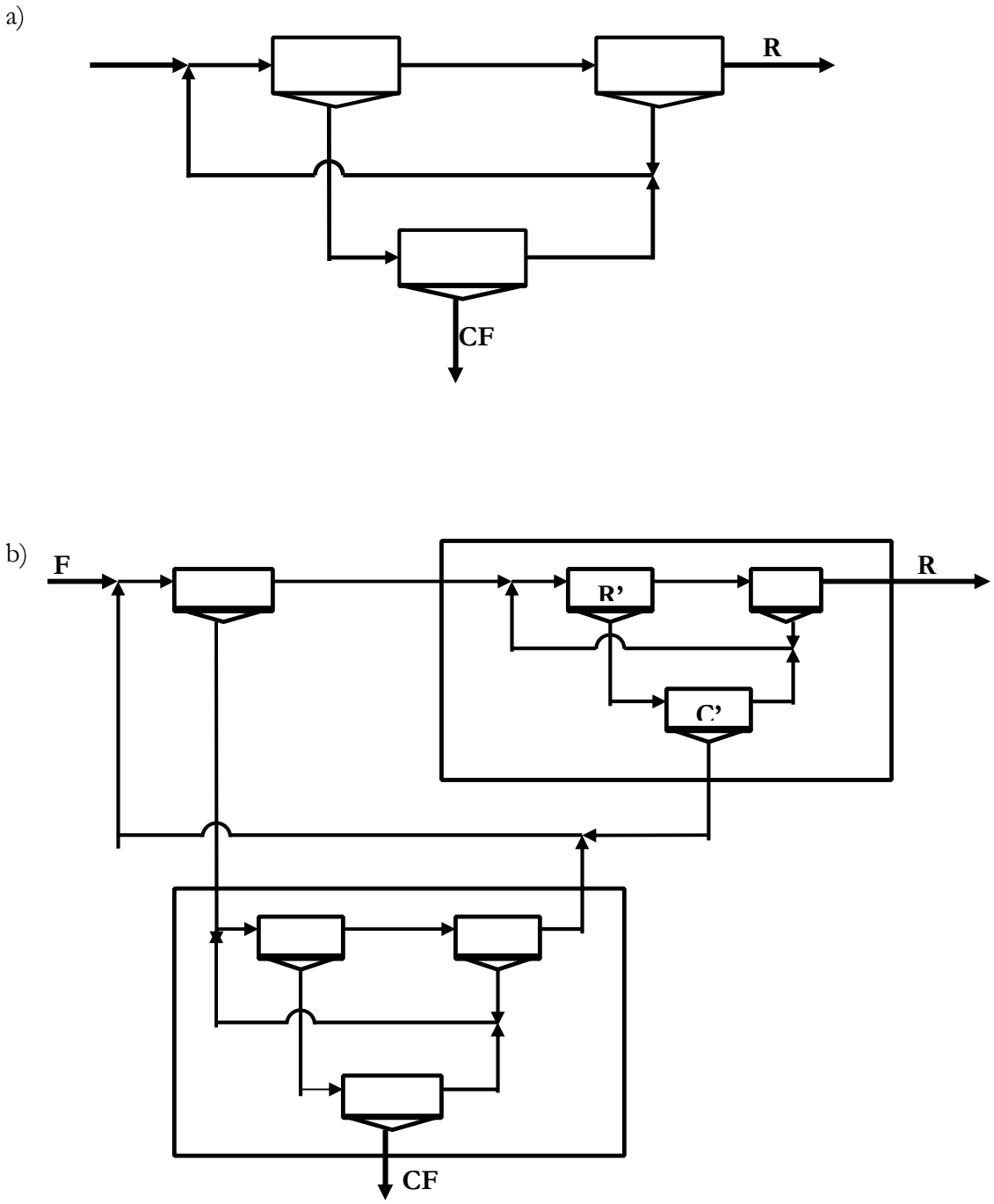


Figura Nº 4.6. Tipos de circuitos de flotación; a) esquema simple de un circuito R-C-S; b) esquema complejo.

Se tratará en general de mantener los circuitos lo más simple posible.

Normalmente se utiliza un número determinado de etapas; en los circuitos de limpieza es $\leq$ 5. Existen excepciones, como en el caso del Mo, que puede contener del orden de 10 - 12 etapas.

La separación de una materia prima en dos o más componentes, concentrado y relave, no es perfecta, por dos razones fundamentales:

a) Características de la materia prima: tratamiento previo, tipo de liberación, etc.
b) Equipo de separación: proceso de separación y condiciones de operación.

4.4.2. Algunas consideraciones sobre la separación.

Para visualizar físicamente las limitaciones de la separación, observemos la figura Nº 4.7.

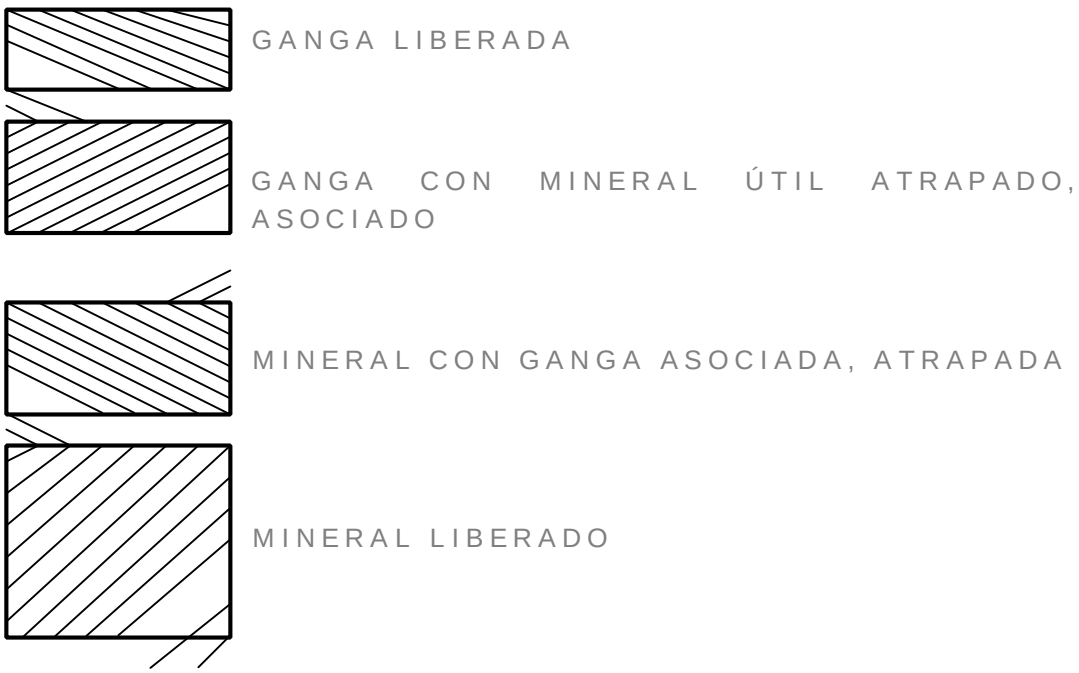


Figura Nº 4.7. Esquema de los diferentes tipos de partículas de mineral y ganga presente en los procesos de concentración.

No podemos separar con ningún mecanismo físico al 100 %.

Para observar la evolución de la separación v.s. tiempo de separación (por ejemplo: flotación), se utilizará el esquema de la figura Nº 4.8.

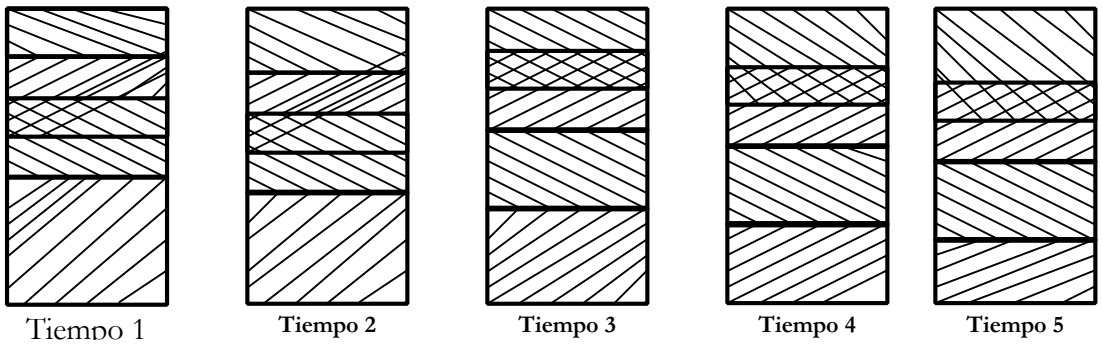


Figura Nº 4.8. Esquema de evolución de la separación con el tiempo en los procesos de concentración.

¿HASTA DONDE INTERESA SEPARAR?

Para observar en forma cuantitativa la evolución de un proceso de separación, se utilizan diversas representaciones, tales como las figuras Nº 4.9 y 4.10.

i) Curva de recuperación acumulativa v/s tiempo.

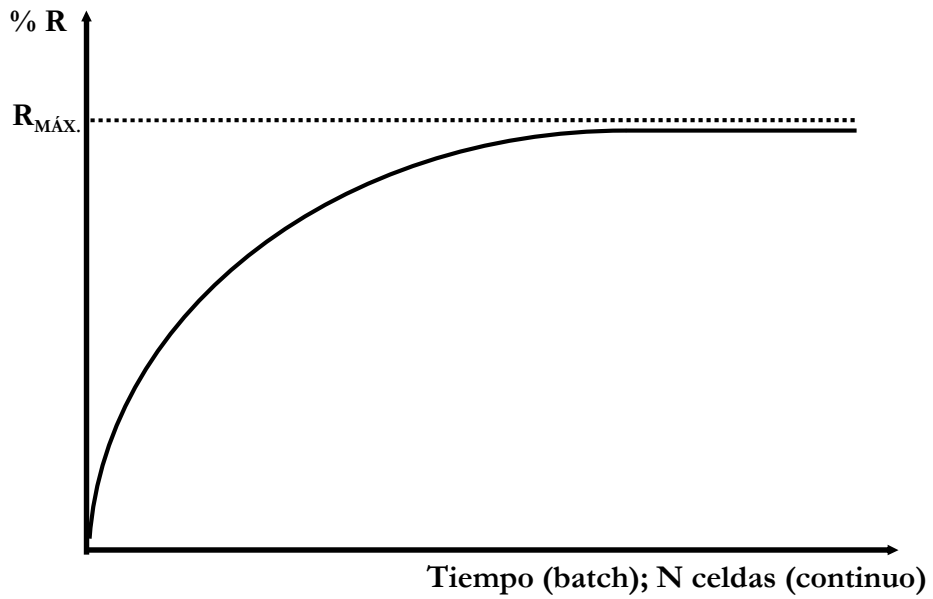


Figura Nº 4.9. Curva de recuperación acumulativa v.s. tiempo.

ii) Curva de ley acumulativa v/s recuperación acumulativa.

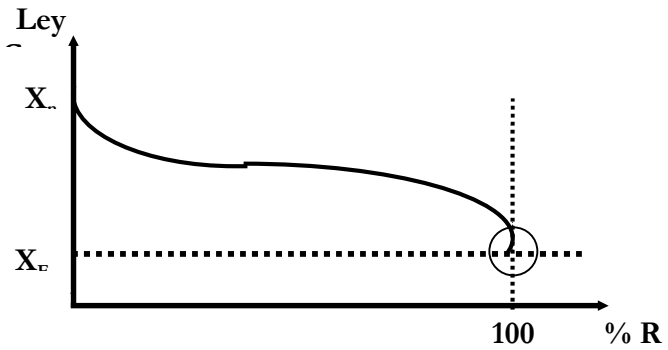
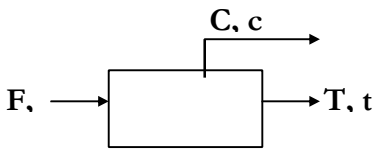


Figura Nº 4.10. Curva ley acumulativa v.s. recuperación acumulativa.

Las curvas anteriores corresponden a un circuito que se esquematiza a continuación.



f o X_F = Ley del material alimentado

X_n = Ley del metal en el mineral

(Metal útil)

La ley del metal en el mineral depende de la especie mineralógica, así se tiene:

Calcosita: $Cu_2S \rightarrow X_n = 79,8\ \%$

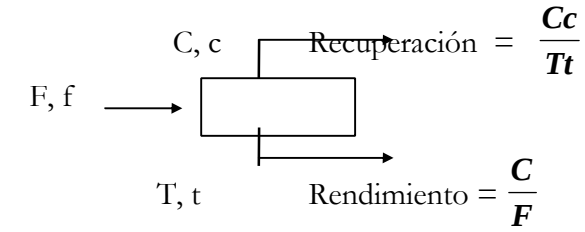
Calcopirita : $CuFeS_2 \rightarrow X_n = 34,3\ \%$

Es importante notar que las curvas anteriores no dicen si el sistema está funcionando mejor que otro, depende del mineral.

4.4.2. Curvas de Separabilidad.

Para observar más claramente el comportamiento del proceso de separación y con el fin de definir su eficiencia técnica, vamos a introducir una nueva representación, que se denomina "curva de separabilidad".

Esta curva se construye, graficando recuperación acumulativa v/s rendimiento acumulativo.



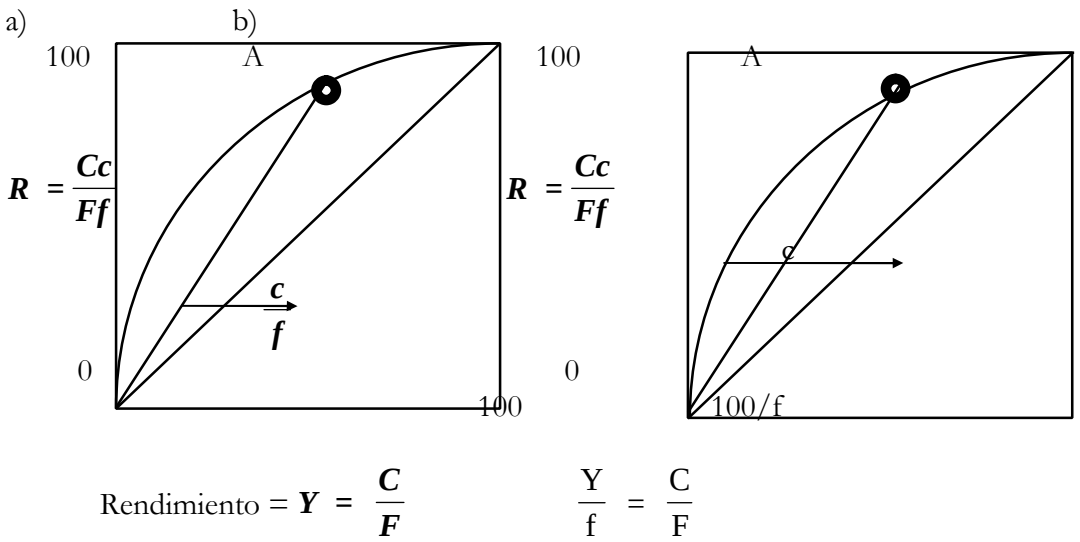


Figura Nº 4.11. Curvas de separabilidad.

Estas curvas tienen propiedades útiles:

1. Estimación de la ley:

En éste gráfico la ley está representada por la pendiente:
En el caso a)

$$pend\ /_A = \frac{\Delta R}{\Delta Y} = \frac{\Delta\left(\frac{Cc}{Ff}\right)}{\Delta\left(\frac{C}{F}\right)} = \frac{c}{f} \qquad 4.21$$

En el caso b)

$$pend\ /_A = \frac{\Delta R}{\Delta\left(\frac{Y}{f}\right)} = \frac{\Delta\left(\frac{Cc}{Ff}\right)}{\Delta\left(\frac{C}{Ff}\right)} = c$$

4.22

En el diagrama b), la pendiente entre cualquier punto de la curva de separabilidad y el origen, $\overline{OA}$, representa la ley acumulativa del concentrado.

4.4.2.1. CURVAS DE SEPARABILIDAD BATCH.

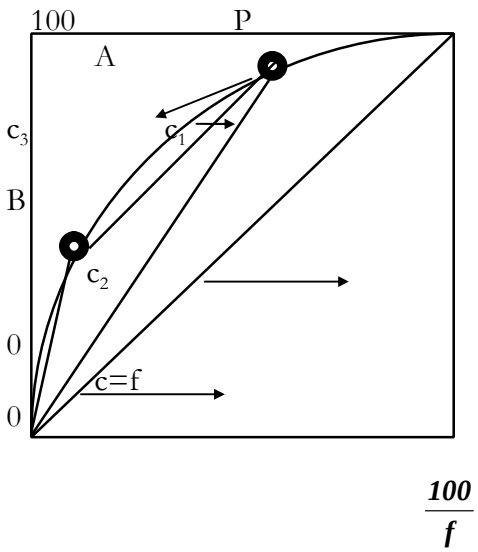


Figura Nº 4.12. Curvas de separabilidad batch.

con:

Pendiente $\overline{OP} = \frac{\frac{Cc}{Ff}}{\frac{C}{Ff}} = c$ (condición similar a la alimentación para un 100 % de recuperación).

Pendiente $\overline{OB}$ = representa la ley acumulativa para el punto B.

Pendiente $\overline{AB}$ = representa la ley acumulativa del material flotado entre B y A (media).

$c_3 < c_2$ = debido a que cada vez se contamina más, $\Rightarrow c_1 < c_2 > c_3$

Se observa que los trazos en el diagrama tienen propiedades vectoriales, la magnitud es proporcional a la cantidad y la pendiente es proporcional a la calidad (ley).

También, la tangente a la curva de separabilidad, representa la ley del concentrado recuperado instantáneamente (o incremental) en el punto respectivo.

Anteriormente con el gráfico ley v/s recuperación, solo mostraba el comportamiento global, con estas gráficas se detalla cada etapa.

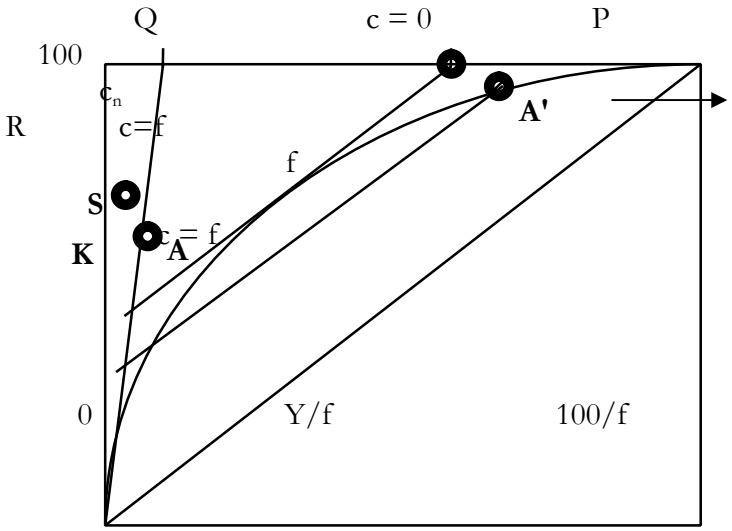
4.4.2.2. EFICIENCIA TÉCNICA DE SEPARACIÓN.

Se trata de plantear una definición de trabajo, que tenga un respaldo conceptual y que se pueda cuantificar:

$$E = \frac{\text{Cantidad separada}}{\text{Cantidad separable}}$$

4.23

donde: E = Eficiencia técnica.



"curva de separabilidad del mineral, pendiente del grado de liberación".

Figura Nº 4.13.: Curvas de separabilidad para determinar eficiencia técnica de un proceso.

con:

Pendiente $\overline{OQ}$ = representa la línea de pendiente igual a la ley del mineral puro, c_n , (es tangente al punto de partida de curva de separabilidad).

Pendiente $\overline{QP}$ = representa la ganga pura, c= 0 (pendiente cero).

Podemos interpretar: $\overline{OP} = \overline{OQ} + \overline{QP} \Rightarrow$

Alim. (f) = mineral puro (c_n) + ganga pura (0)

De otra forma, **la curva** $\overline{OQP}$, representa la **separación perfecta** de un material **perfectamente liberado.**

En la realidad, una flotación hasta un punto A de la curva de separabilidad real, se puede expresar como la suma de:

$$\overline{OA} = \overline{OK} + \overline{KA} \qquad 4.24$$

Donde: $\overline{OA}$ = concentrado con ley c_A.

$\overline{OK}$ = fracción del concentrado que está como mineral puro.

$\overline{KA}$ = fracción del concentrado con ley de alimentación f, paralelo a la alimentación.

$\Rightarrow$ el material recuperado está formado por una mezcla de mineral puro y mineral con la ley de alimentación.

$\Rightarrow$ se define eficiencia técnica, como:

$$E = \frac{\overline{OK}}{\overline{OQ}} \qquad 4.25$$

$\Rightarrow$

$$E = \frac{\text{Fracción de mineral puro que se puede separar en el concentrado}}{\text{Mineral puro total que existe en la alimentación perfectamente liberada}}$$

con: $\overline{OK}$ = representa el éxito de la separación de mineral puro en el concentrado, hasta el punto A.

$\overline{OQ}$ = representa el mineral puro contenido en la alimentación.

La definición de "E", representa la eficiencia de la separación respecto a la separación óptima (máxima del 100 %) de un mineral perfectamente liberado y en un equipo o proceso de separación perfecta.

El proceso real, está limitado por la liberación imperfecta (curva de separabilidad real), entonces se puede definir una eficiencia técnica relativa a la máxima separación alcanzable:

$$E = \frac{\overline{OK}}{\overline{OS}} \qquad 4.26$$

Para obtener la máxima separación, se desplaza la línea de pendiente c = f , hasta tocar la tangente a la curva de separabilidad.

Esta condición representa el máximo valor de recuperación para el proceso de separación por flotación, esto significa que la ley incremental del material flotado es igual a la ley de alimentación.

La eficiencia técnica también se puede expresar en función de variables operacionales, según:

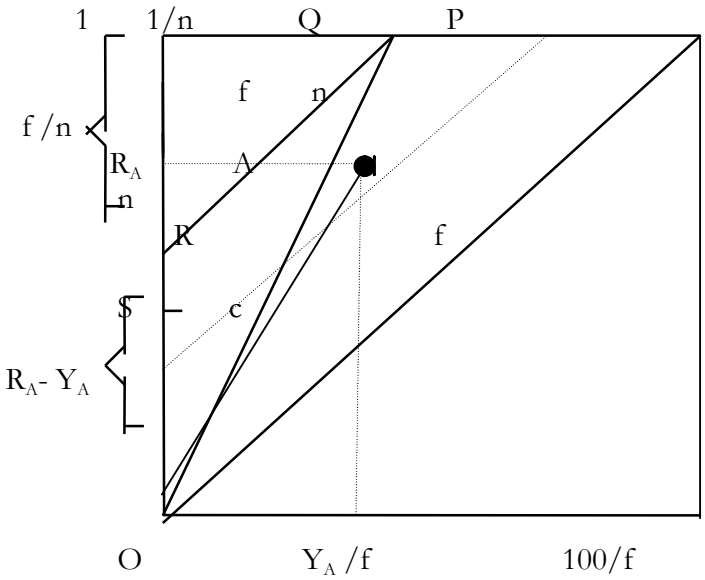


Figura Nº 4.14. Curvas de separabilidad para determinar eficiencia técnica en función de variables operacionales.

Se puede establecer que:

$$E = \frac{\overline{OR}}{\overline{OQ}} = \frac{\overline{OS}}{\overline{On}} = \frac{R_A - Y_A}{1 - \frac{f}{n}}$$

4.28 $\Rightarrow$

$$E = \frac{R - Y}{1 - (f / n)} \qquad 4.29$$

donde:
R_A = recuperación de A.
Y_A = rendimiento de A.
f = ley de alimentación.
n = ley del metal en el mineral.

Además: $R = \frac{Cc}{Ff}$ e $Y = \frac{C}{F}$ $\Rightarrow$

$$E = \frac{(f - t)(c - f)}{f(c - t)(1 - (f / n))}$$

4.30

con: c = ley del concentrado.
t = ley de relave.

Para simplificar, en algunos casos se trabaja directamente con leyes de mineral (esfalerita, galena, calcopirita, etc.), donde n = 1 (para separadores por tamaño):

$$E = R_v - R_g \qquad 4.31$$

donde:
R_v = recuperación del mineral útil.
R_g = recuperación de ganga.

Considerando que:

$$R_v = \frac{Cc}{Ff} \qquad \text{y} \qquad R_g = \frac{C(1-c)}{F(1-f)}$$

Esto contribuye a dar un sentido físico a la separación, por ejemplo, maximizar la diferencia entre recuperación de mineral útil y de ganga.

La eficiencia máxima de separación se obtendrá para la máxima diferencia (R_V - R_g).

Debe observarse que en un comienzo se separará más rápidamente el mineral, luego comenzará a aumentar la recuperación de ganga.

Lo anterior nos lleva a tener dos situaciones extremas o límites:

a) Separación perfecta: Separar un mineral perfectamente liberado en separador prefecto:

$$E = R_v - R_g = 100$$

b) Muestreo perfecto: $E = R_V - R_g = 0$

4.4.2.3. DEFINICIÓN DE EFICIENCIA TÉCNICA MÁXIMA.

Consideremos la curva de separabilidad:

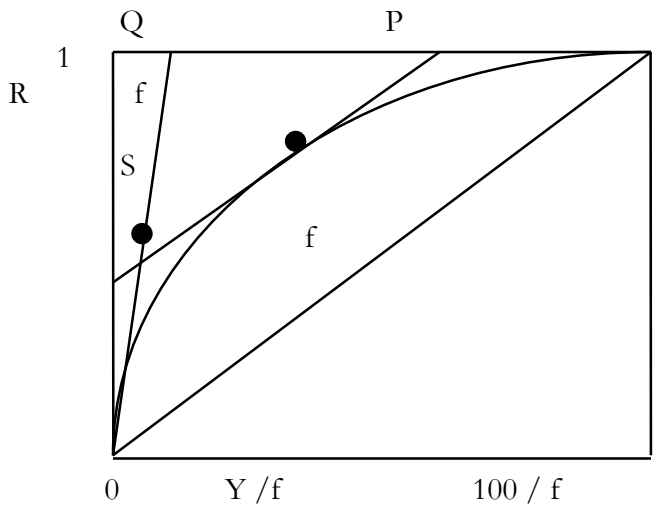


Figura Nº 4.15. Curvas de separabilidad para determinar eficiencia técnica máxima.

¿Cómo obtener E máx.?

Se puede observar por inspección que el máximo se tiene para:

$$E_{max} = \frac{\overline{OS}}{\overline{OQ}} \qquad 4.32$$

Es decir, para el punto de contacto de la tangente a la curva de separabilidad con la pendiente igual a f.

Además, se observa que el punto de eficiencia máxima, corresponde a una ley de concentrado incremental igual a la ley de alimentación.

Es decir, existe una correspondencia con el principio de Agar, que establece que el tiempo óptimo de flotación es aquel que permite producir un concentrado incremental con la ley igual a la alimentación.

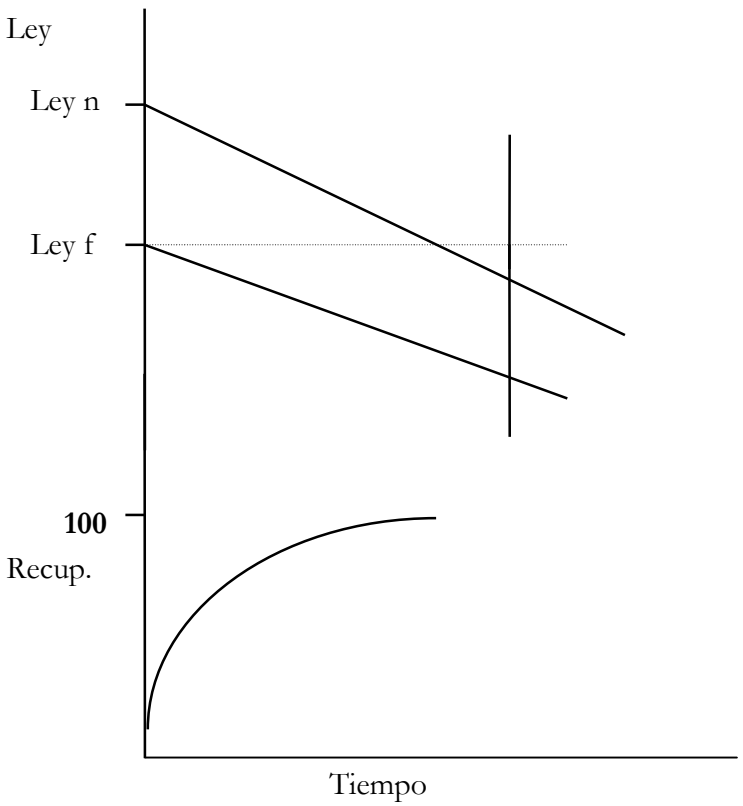


Figura Nº 4.16. Ley de concentrado y recuperación v.s. tiempo.

4.4.2.4. EFICIENCIA TÉCNICA RESPECTO A LA MÁXIMA SEPARACIÓN POSIBLE CON UN MINERAL QUE NO ESTA PERFECTAMENTE LIBERADO (CASO REAL).

Se procederá según la figura Nº 4.17.

La máxima separación de la materia prima, será:

$$E = \frac{\overline{OR}}{\overline{OQ}} \qquad 4.35$$

La separación real es:

$$E = \frac{\overline{OS}}{\overline{OQ}} \qquad 4.36$$

La eficiencia del proceso (equipo), es:

$$E = \frac{\overline{OS}}{\overline{OR}} \qquad 4.37$$

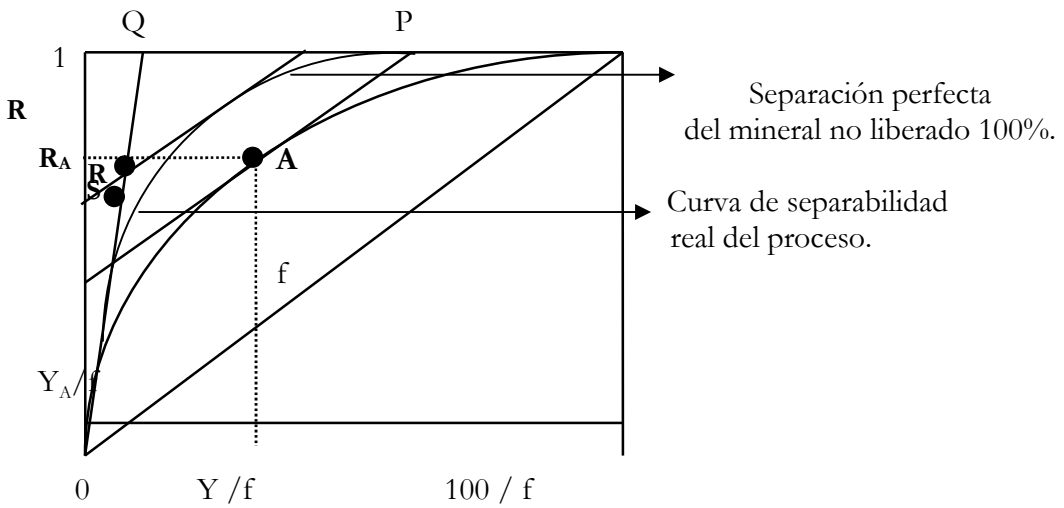
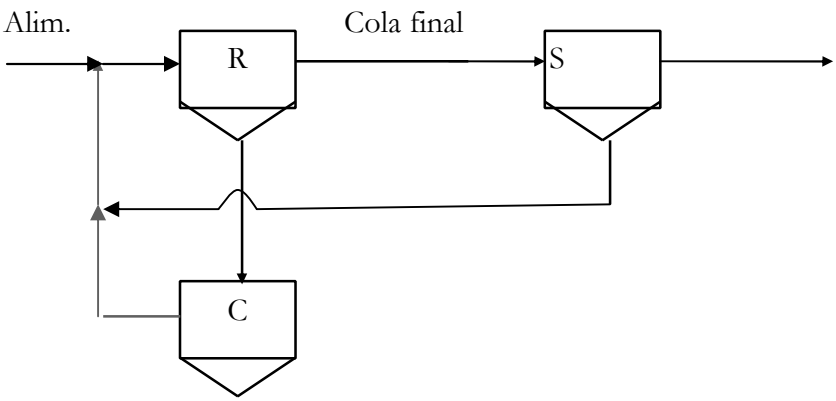


Figura Nº 4.17. Curvas de separabilidad para determinar eficiencia técnica respecto a la máxima separación posible con un mineral que no está perfectamente liberado.

4.4.2.4. ANÁLISIS DE CIRCUITO POR CURVAS DE SEPARABILIDAD.

Se consideran varias etapas del proceso.

Consideremos el circuito básico R-C- S, presentado en la figura Nº 4.18.



Conc. final

Figura Nº 4.18.: Esquema de un circuito R-C-S.

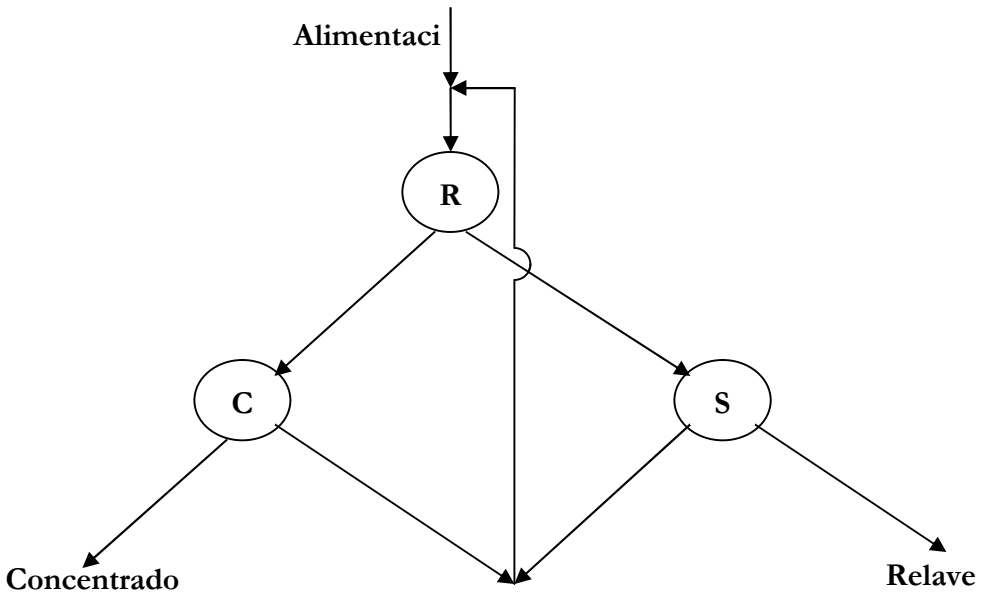


Figura Nº 4.19. Esquema de nodos para un circuito R-C-S.

Analicemos primero, el caso de un proceso de separación perfecta de un material que no está perfectamente liberado.

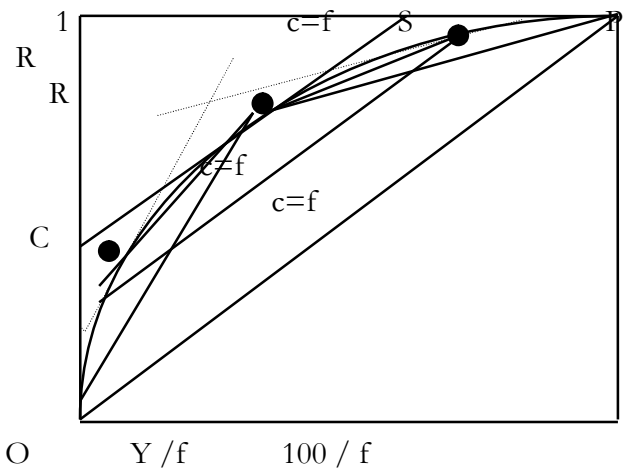


Figura Nº 4.20. Curva de separabilidad de un material que no está perfectamente liberado.

En la figura Nº 4.20., se tiene:

OC : conc. final SP : cola final
OR : conc. rougher
RP : cola rougher RS : conc. Scavenger

Productos rougher: OR : conc.
RP : cola

Productos Cleaner: OC : conc.
CR : cola

Productos Scavenger: RS : conc.
SP : cola

Según el diagrama, se observa una mezcla de concentrado scavenger (RS) más la cola cleaner (CR), que tienen una ley similar (igual) a la alimentación, y constituye el reciclo.

Se analizará el caso de un proceso real, con material no liberado y equipo real (separador no perfecto) con retratamiento:

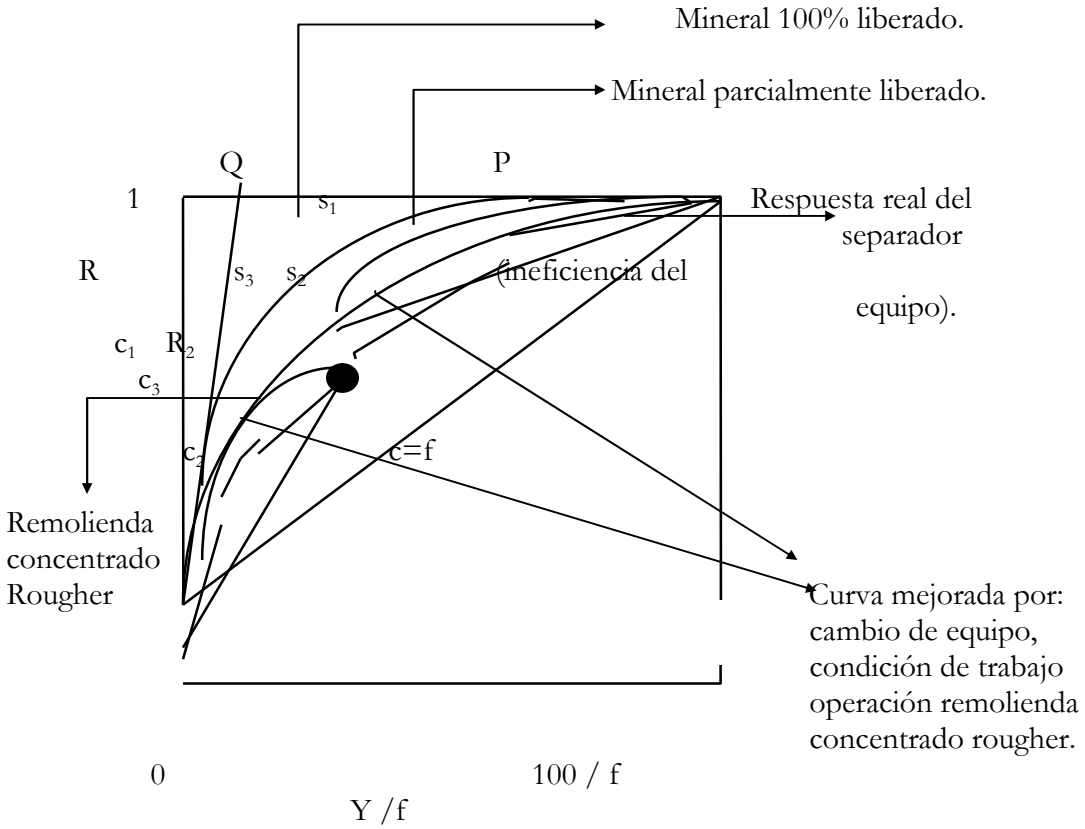


Figura Nº 4.21. Curva de separabilidad de un proceso real, con material no liberado y equipo real (separador no perfecto) con retratamiento.

En este diagrama, figura Nº 4.21., se tiene:

a) Condición de separador perfecto en curva real del mineral:

Rougher R_1
Cleaner C_1
Scavenger S_2

b) Condición de separador real:

Rougher : R_2
Cleaner : C_2
Scavenger : S_2

En el caso de retratamiento, por ejemplo, la remolienda del concentrado rougher, modifica la curva de separación real del mineral.

4.5. Análisis de sensibilidad de la ecuación de recuperación.

La ecuación de recuperación:

$$\%\,\mathbf{R} = 100 * \frac{\mathbf{C} * \mathbf{c}}{\mathbf{F} * \mathbf{f}} = 100 * \frac{\mathbf{c} * (\mathbf{f} - \mathbf{t})}{\mathbf{f} * (\mathbf{c} - \mathbf{t})}$$

4.38

Para una unidad de operación es muy sensible al valor de la ley del relave, t.

La ecuación representa la razón o cuociente de dos expresiones, c/f y (f-t)/(c-t), las cuales difieren solamente por la presencia del termino t.

Para llevar a cabo el análisis de sensibilidad, se sigue el siguiente procedimiento:

Derivar parcialmente la ecuación 4.38 con respecto a f, c y t, según:

$$\frac{\delta R}{\delta f} = \frac{100ct}{f^2(c-t)} \quad ; \quad \frac{\delta R}{\delta c} = \frac{-100t(f-t)}{f(c-t)^2} \quad ; \quad \frac{\delta R}{\delta t} = \frac{-100c(c-t)}{f(c-t)^2}$$

4.39

Obtener la varianza de la función, según la siguiente definición:

$$V_{F(x)} = \sum_i \left(\frac{\delta F}{\delta x_i}\right)^2 V_{xi}$$

4.40

Entonces:

$$V_R = \left(\frac{\delta R}{\delta f}\right)^2 V_f + \left(\frac{\delta R}{\delta c}\right)^2 V_c + \left(\frac{\delta R}{\delta t}\right)^2 V_t$$

4.41

Con: V_R, V_f, V_c y V_t varianzas de R, f, c y t respectivamente.

Reemplazando 4.39 en 4.41, se obtiene:

$$V_R = \left(\frac{100^2}{f^2(c-t)^2}\right)\left[\left(\frac{c^2t^2}{f^2}\right)V_f + \left(\frac{(f-t)^2t^2}{(c-t)^2}\right)V_c + \left(\frac{c^2(c-f)^2}{(c-t)^2}\right)V_t\right] \quad \mathbf{4.42}$$

La ecuación Nº 4.42, permite estimar el error que puede esperarse en el cálculo de la recuperación debido a errores en la determinación de f, c y t.

Ejemplo: Un concentrador recibe un mineral que contiene 2,0% de un metal para producir un concentrado de ley 40% del metal y un relave de 0,3% del metal. Analizar las fluctuaciones de la recuperación.

Desarrollo

Cálculo de R:

$$\%\,\mathbf{R} = 100 * \frac{\mathbf{40{,}0} * (\mathbf{2{,}0} - \mathbf{0{,}3})}{\mathbf{2{,}0} * (\mathbf{40{,}0} - \mathbf{0{,}3})} = \mathbf{85{,}6}$$

Cálculo de V_R : $V_R = 57{,}1\ V_f + 0{,}0003\ V_c + 2325{,}2\ V_t$ 4.43

De la ecuación 4.43, se observa que la varianza de la recuperación es muy sensible a la varianza de la ley del relave y es extremadamente insensible a la varianza de la ley del concentrado.

Asumiendo que todos los flujos pueden ser analizados con una desviación estándar relativa de 5%, es posible obtener las desviaciones estándar absoluta de f, c y t, según:

σ_f = 2,0 [%] * 0,05 = 0,1[%]
σ_c = 40,0 [%] * 0,05 = 2,0 [%]
σ_t = 0,3 [%] * 0,05 = 0,015[%]

Luego: $V_R = 57{,}1*(0{,}1)^2 + 0{,}0003*(2)^2 + 2325{,}2*(0{,}015)^2$ ➔ $V_R = 1{,}1$

Por lo tanto, la desviación estándar de la recuperación es:

$$\sigma_R = \sqrt{V_R} = \sqrt{1.1} = 1{,}05$$

Para un 95% de confidencialidad:
$R = 85{,}6 \pm 1{,}05 * 2$

$$R = 85{,}6 \pm 2{,}1$$

Es interesante comparar el error esperado en el cálculo de la recuperación cuando los procesos de separación del componente de valor son poco eficientes, tal como el siguiente caso: f=2,0 % del meta; c=2,2 % del metal y t=1,3 %del metal.

Con los datos entregados, se obtiene:

R= 85,6[%]

$V_R = 6311\ V_f + 3155\ V_c + 738\ V_t$

Para: $\sigma_i = 5\%$ ➔ $\sigma_R = 10{,}2\%$

"El grado de precisión obtenido usando la fórmula de los productos depende en gran medida de los procesos de separación y debe existir siempre una diferencia significativa entre los componentes de valor en los productos"

4.6. Sensibilidad de la ecuación másica.

La ecuación de recuperación puede utilizarse para calcular el peso de concentrado como una fracción o porcentaje del peso alimentado:

$$\mathbf{C' = 100 * \frac{(f - t)}{(c - t)}} \qquad \mathbf{4.44}$$

se debe recordar que: $\mathbf{K = \frac{C}{F} = C'}$

La ecuación Nº 4.44, es muy útil para balances de materiales y es similar a la ecuación de recuperación, y por lo tanto propensa a errores considerables si el componente de valor no es separado en forma eficiente. Realizando un tratamiento similar al de la recuperación se tiene:

$$\frac{\delta C}{\delta f} = \frac{100}{(c-t)} \;;\; \frac{\delta C}{\delta c} = \frac{-100(f-t)}{(c-t)^2} \;;\; \frac{\delta C}{\delta t} = \frac{-100(c-f)}{(c-t)^2} \qquad \mathbf{4.45}$$

Según la ecuación Nº 4.40, se plantea el siguiente tratamiento:

$$V_C = \left(\frac{\delta C}{\delta f}\right)^2 V_f + \left(\frac{\delta C}{\delta c}\right)^2 V_c + \left(\frac{\delta C}{\delta t}\right)^2 V_t \qquad \mathbf{4.46}$$

$$V_C = \left[\left(\frac{100}{(c-t)} \right) V_f + 100^2 \left(\frac{(f-t)}{(c-t)^2} \right)^2 V_c + 100^2 \left(\frac{(c-f)}{(c-t)^2} \right)^2 V_t \right] \quad \mathbf{4.47}$$

Ejemplo: Un concentrado por espiral de Sn fue muestreado, determinando leyes y densidades de pulpa, entregando los siguientes datos:

i) Leyes: Alimentación :

0,92 ± 0,02 % Sn

Concentrado:

0,99 ± 0,02 % Sn

Relave :

0,69 ± 0,02 % Sn

ii)Densidad de pulpa:

Alimentación : 4,87 ± 0,05
Concentrado : 1,77 ± 0,05
Relave : 15,73 ± 0,05

Utilizando el análisis de sensibilidad, calcular el porcentaje de concentrado con respecto a la alimentación y la insertaza de este valor. ¿Que método debería elegirse para las evaluaciones rutinarias de la planta?

Desarrollo:

Considerando las leyes: Se asume un 95% de confidencialidad para determinar C'.

- Desviación estándar en los análisis químicos:

$$\sigma_i = \frac{0,02\%}{2} = 0,01\%$$

$$V_I = \sigma_i^2 = (0,01)^2 = 1*10^{-4}$$

- Cálculo de C':

$$\mathbf{C' = 100 * \frac{(f-t)}{(c-t)} = \frac{100*(0,92-0,69)}{(0,99-0,69)} = 76,7\%}$$

- Cálculo de $V_{C'}$:

$$V_{C'} = \left[\left(\frac{100}{(0,99-0,69)} \right)^2 * 1*10^{-4} + 100^2 \left(\frac{(0,92-0,69)}{(0,99-0,69)^2} \right)^2 * 1*10^{-4} + 100^2 \left(\frac{(0,99-0,92)}{(0,99-0,69)^2} \right)^2 * 1*10^{-4} \right]$$

$V_{C'} = 18,25$

Por lo tanto: $\sigma_{C'} = \sqrt{V_{C'}} = \sqrt{18,25} = 4,27 \cong 4,3$

La desviación estándar relativa en el cálculo de la masa de concentrado es:

$$\frac{\sigma_{C'}}{C'} = \frac{4,3}{76,7} = 0,06$$

b) Considerando las densidades de pulpa o razones líquido/sólido:

- Cálculo de la varianza de los flujos:

$$\sigma_i = \frac{0,05\%}{2} = 0,025\%$$

$$V_I = \sigma_i^2 = (0,025)^2 = 6,25*10^{-4}$$

- Cálculo de C':

$$C' = 100 * \frac{(f - t)}{(c - t)} = \frac{100 * (4{,}87 - 15{,}73)}{(1{,}77 - 15{,}73)} = 77{,}8\,\%$$

- Cálculo de $V_{C'}$:

$$V_{C'} = \left[\left(\frac{100}{(1{,}77 - 15{,}73)} \right)^2 * 6{,}25 * 10^{-4} + 100^2 \left(\frac{(4{,}87 - 15{,}73)}{(1{,}77 - 15{,}73)^2} \right)^2 * 6{,}25 * 10^{-4} + 100^2 \left(\frac{(1{,}77 - 4{,}87)}{(1{,}77 - 15{,}73)^2} \right)^2 * 6{,}25 * 10^{-4} \right]$$

Vc' = 0,05

Por lo tanto que se tiene: $\sigma_{C'} = \sqrt{V_{C'}} = \sqrt{0{,}05} = 0{,}023$

- Desviación estándar relativa:

$$\frac{\sigma_{C'}}{C'} = \frac{0{,}23}{77{,}8} = 0{,}003$$

Como la desviación estándar relativa, utilizando las mediciones de densidad de pulpa es menor que en el caso de las leyes, entonces, se usa el método de densidades de pulpa para calcular C, por lo tanto:

C' = 77,8 ± 0,23 * 2 = 77,8 ± 0,46

4.7. Eficiencia de separación (S.E)

Schulz propuso la siguiente relación:
Luego:

$$R_g = C' * \frac{\text{Contenido de ganga en el concentrado}}{\text{Contenido de ganga en la alimentación}} \qquad 4.53$$

$$SE = R_m - R_g \qquad 4.49$$

Con: R_m = porcentaje de recuperación de la especie de valor.
R_g = porcentaje de recuperación de la ganga en el concentrado.

Considerando la siguiente notación:
f = ley de alimentación %.
c = ley de concentrado %
t = ley del relave %.
C' = fracción en peso del concentrado con respecto al total del material alimentado.

Se tiene:

$$R_m = \frac{100 * C' * c}{f} \qquad 4.50$$

El contenido de ganga en el concentrado esta dado por:

Contenido de ganga en el concentrado = $100 - 100 * \frac{c}{m}$ [%] 4.51

Con: m = porcentaje del metal contenido en la especie mineralógica valiosa.

De manera similar:
Contenido de ganga en la aliment. = $100 - 100 * \frac{f}{m}$ [%] 4.52

Reemplazando las ecuaciones 4.33 y 4.34 en 4.35, se obtiene:

$$\mathbf{R_g = 100 * C' * \left(\frac{m - c}{m - f} \right)}$$

4.54

De esta forma:

$$\mathbf{SE = \frac{100 * C' * m * (c - f)}{f * (m - f)}}$$

4.55

Ejemplo: Un concentrador de Sn trata un mineral que contiene 1 % de Sn, del cual se tienen tres posibles combinaciones de ley de concentrado y recuperación.

1. Alta ley : 63 % y 62 % Recuperación.
2. Mediana : 42 % y 72 % Recuperación.
3. Baja ley : 21 % y 78 % Recuperación.

Determinar cual de estas combinaciones de ley y recuperación produce la mayor eficiencia de separación.

Desarrollo:

Asumiendo que el Sn está totalmente contenido en el mineral de casiterita, SnO_2, el cual contiene 78,6 % de Sn, se tiene considerando que:

$$R_m = \frac{100\ C' c}{f}$$

$$SE = \left(\frac{100 C' m (c - f)}{f (m - f)} \right)$$

Se tiene:

Caso (1): i) Cálculo de C':

$$62 = 100\ C' * \frac{63}{1}$$

$$C' = 9{,}841 * 10^{-3}$$

ii) Cálculo de SE:

$$SE = \frac{100 * 9{,}841 * 10^{-3} * 78{,}6 * (63 - 1)}{1 * (78{,}6 - 1)}$$

=>

Caso (2): i) $C' = 1{,}714 * 10^{-2}$
ii) SE= 71,2 (%)

Caso (3) i) $C' = 3{,}714 * 10^{-2}$
ii) SE= 75,2 (%)

La mayor eficiencia de separación, se obtiene al producir un concentrado de baja ley, 21% de Sn, y alta recuperación, 78% Sn.

V. CINÉTICA DE FLOTACIÓN

5.1. Conceptos básicos de cinética de flotación.

La cinética de flotación es el estudio de la variación en cantidad del producto que rebalsa en la espuma con el tiempo y la identificación cuantitativa de todas las variables que controlan la velocidad.

Manteniendo constante todas las variables, la relación algebraica entre la proporción de minerales que flota y el tiempo de flotación es una ecuación de velocidad de flotación.

Los problemas de la cinética de flotación son determinar la forma de la ecuación de velocidad y los efectos cuantitativos de las variables principales del proceso sobre la constante cinética (definición dada por M. Arbiter y C. Harris).

El enfoque cinético aplicado al proceso de flotación requiere de una definición de variables dinámicas, especialmente respecto al tipo de flujo existente en la celda o banco de celdas. Además, es necesario separar lo concerniente a pruebas de laboratorio batch o semibatch con la operación en continuo de un circuito industrial.

Por esta razón las restricciones de los modelos aconsejan introducir la siguiente clasificación:

SISTEMA	CARACTERÍSTICAS	TIPO
A) BATCH	**VARIACIÓN DE CONCENTRACIONES**	**RECIPIENTE CERRADO**
B) SEMI – BATCH		**NO ALCANZA ESTADO ESTACIONARIO**
ALIMENTACIÓN →	**VARIACIÓN DE CONCENTRACIONES**	**→ PRODUCTO**
C) CONTINUO		**FLUJO TUBULAR**
ALIMENTACIÓN →	**VARIACIÓN DE CONCENTRACIONES**	**→ PRODUCTO CONSTANTE**
CONSTANTE		
D) CONTINUO		**FLUJO TANQUE ALCANZA ESTADO ESTACIONARIO**

ALIMENTACIÓN CONSTANTE → CONCENTRACIÓN CONSTANTE → PRODUCTO CONSTANTE

y según el enfoque elegido para el ajuste de datos :

EMPÍRICOS	**Adecuando curvas a datos de recuperación - tiempo**
SEMIEMPÍRICOS	**Eligiendo ecuaciones diferenciales que se integran entre límites adecuados. Es el más usado, pero no da información acerca de la física del proceso.**
ANÁLOGOS	**Aplicación de las ideas sacadas de al cinética química, se requiere al orden de la reacción.**
ANALÍTICOS	**Aplicación de la hidrodinámica al encuentro partícula - burbuja para obtener ecuaciones de la probabilidad y frecuencia del encuentro, captura y la velocidad de remoción de la masa de sólidos desde la celda (es el más difícil por las muchas variables involucradas).**

La operación batch en sentido estricto no se da en flotación, por cuanto el concentrado siempre se remueve de la celda en forma continua. Las pruebas batch convencionales son realmente operaciones semi - batch que no alcanzan el estado estacionario.

La flotación industrial siempre comprende el paso de un flujo de pulpa a través de una serie de tanques agitados.

De aquí se desprende las limitaciones de usar pruebas de laboratorio semi - batch como modelo para una celda o un banco industrial que operan bajo condiciones de flujo continuo.

5.2. Flotación Batch o Semi-Batch.

Se considera una celda de flotación como un comportamiento aislado que no tiene entremezcla o intercambio de pulpa con compartimentos adyacentes. La alimentación y la descarga de colas o relaves es discontinua y sólo el concentrado se remueve desde la celda durante el tiempo que dura la flotación.

Respecto al mecanismo de transporte para alcanzar el volumen de espuma, las partículas pueden retornar al volumen de pulpa o eventualmente abandonar el volumen de espuma y pasar a las canaletas de concentrados si los niveles de las variables manejables permiten la remoción de espuma.

De aquí que para cualquier sólido útil o de ganga, la transferencia del material desde la región de pulpa se muestra en la figura Nº 5.1.

Por lo tanto la etapa determinante de la velocidad podrá ser cualquier etapa de la figura anterior. Se debe considerar, que también el agua se transfiere entre ambas regiones.

Si hacemos una prueba de flotación semi - batch y retiramos concentrados parciales a distintos tiempos de flotación, observaremos que la cantidad y la calidad del concentrado cambia con el tiempo.

Un simple cálculo de la recuperación acumulativa nos mostrará que esta crece muy rápidamente en los primeros minutos de flotación y que después la curva se hace asintótica con el tiempo sin alcanzar una recuperación completa. La forma de esta curva se aprecia con claridad en la figura Nº 5.2.

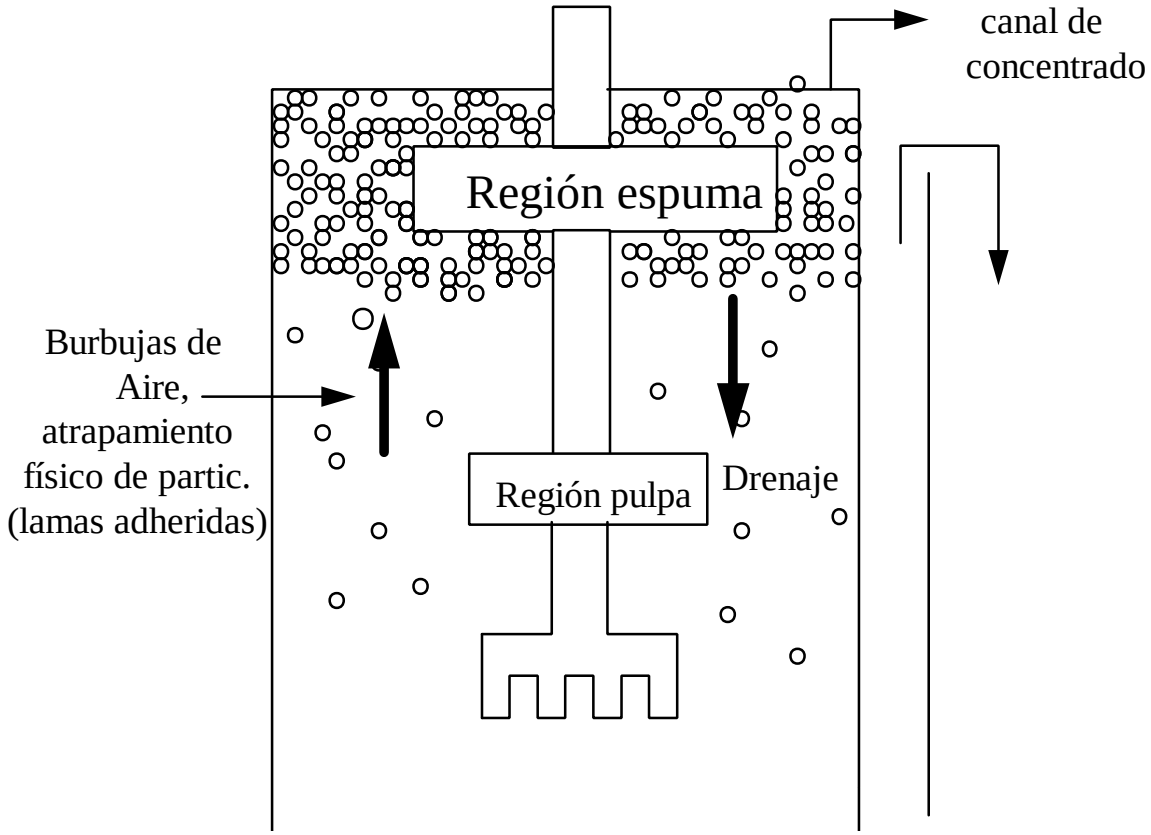


Figura Nº 5.1. Transferencia de partículas entre las regiones de pulpa y espuma en una celda de flotación.

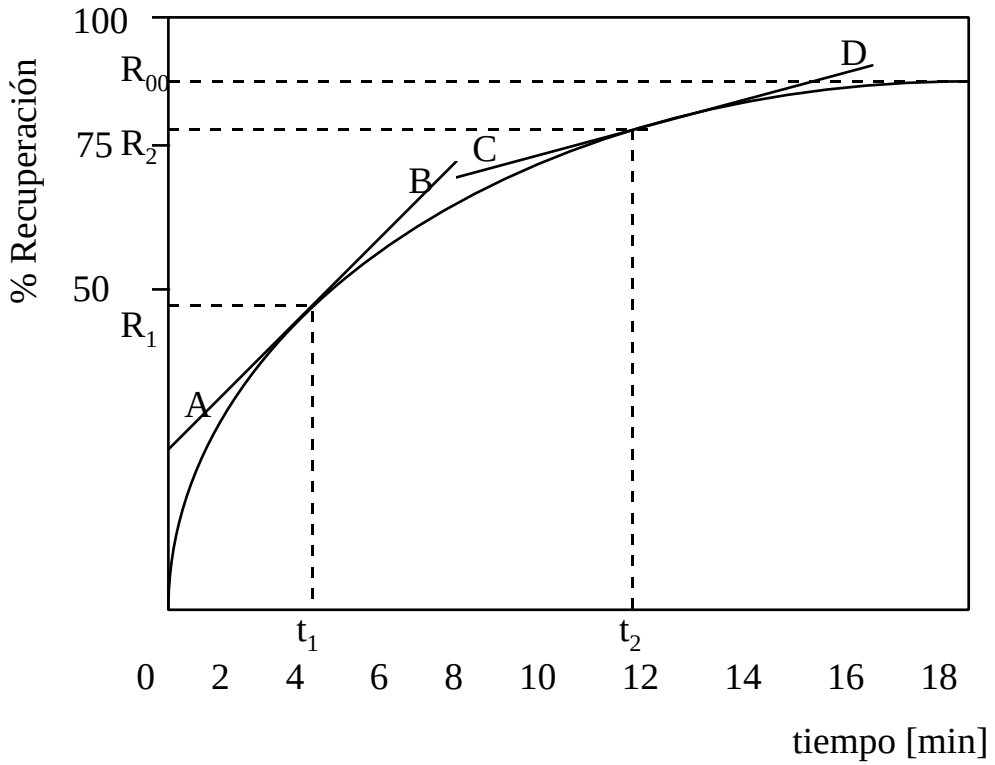


Figura Nº 5.2. Gráfico recuperación acumulada v.s. tiempo.

La recuperación al tiempo t1 será dada por la pendiente de la tangente A - B y así sucesivamente. Es claro también que la velocidad de recuperación decrecerá con el tiempo.

Se ha encontrado con frecuencia que la velocidad de flotación a un tiempo dado, depende de la cantidad de partículas flotables que aún permanecen en la celda en ese instante.

Uno de los primeros trabajos sobre cinética de flotación en que destacó, que en una flotación semi - batch la fracción de sólidos no flotables remanentes en una celda de flotación, decae con el tiempo fue publicado por García - Zúñiga en 1935.

García - Zúñiga hace una descripción matemática y reconoce la analogía algebraica con las ecuaciones de reacción de cinética de química de primer orden. Posteriormente en 1942 Schumann puntualiza que la constante específica de velocidad de flotación tiene el mismo significado dimensional que la constante de reacción específica de una reacción cinética de primer orden.

De estos y otros trabajos surgen el enfoque analógico a la cinética química que lleva al desarrollo de ecuaciones como las siguientes:

$$\frac{dC}{dt} = -k_i * \prod C_i^{n_i}$$

5.1

Donde :
C_i = representa la concentración de un constituyente particular en la celda (especie flotable, especie de ganga, aire, etc.).
C = representa la concentración del material flotable.
n_i = representa el orden de la reacción.
k_i = constante específica de velocidad de flotación

Si en un experimento controlado, se mantienen constantes todas las variable (flujo de aire, velocidad de agitación, tipo y dosificación de reactivos, etc.), entonces la ecuación 5.1 se simplifica considerablemente; obteniéndose la expresión usual, en donde la única variable es la concentración de material flotable:

$$\frac{dC}{dt} = -k_n * C^n$$

5.2

donde:
k_n : es la de velocidad de flotación.
n : es el orden del proceso, (n = 1, para la cinética de primer orden).
(-dC/dt): representa la velocidad de recuperación instantánea desde un compartimento semi - batch.

Se considera que todas las partículas tienen idéntica flotabilidad, y no se contempla la distribución de tamaños de partículas y burbujas existentes normalmente en una celda de flotación.

Así, el valor de k está relacionado con las condiciones de flotación, tales como concentración del colector, velocidad de flujo de aire, etc., y que se suponen constantes a lo largo de la prueba.

Para cualquier condición dada, k es una medida cuantitativa de la probabilidad de que las partículas de una especie sean recuperadas en el concentrado.
Las dimensiones de k en una cinética de primer orden son (min^{-1}).

Integrando la ecuación 5.2 para n = 1:

$$C = C_0 * e^{-k_1 * t}$$

5.3

Donde :
C_O = concentración del material flotable en la celda al tiempo cero.
C = concentración del material flotable en la celda al tiempo t.

Para representar gráficamente la ecuación Nº 5.3, puede escribirse como:

$$Ln\left(\frac{C_0}{C}\right) = k_1 * t$$

5.4

al graficar los valores experimentales de $\ln(C_O/C)$ versus el tiempo, se obtendrá una línea recta cuya pendiente será igual a k_1 si n = 1, según se aprecia en la figura Nº 5.3.

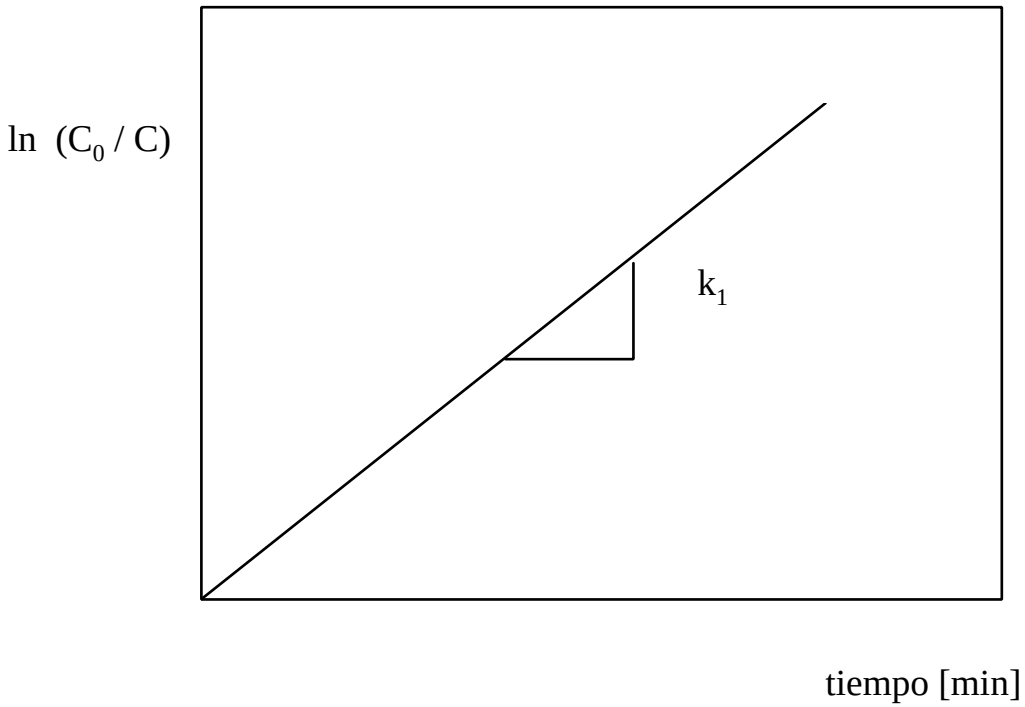


Figura Nº 5.3. Gráfico $\ln(C_0/C)$ v.s. tiempo.

Sin duda existe una dificultad para determinar el tiempo cero, puesto que transcurre un espacio de tiempo desde que se abre el paso de aire en una celda hasta que se forma una espuma mineralizada adecuada para la remoción del concentrado. Sin embargo, cualquier tiempo en una prueba batch puede considerarse como tiempo cero. En la práctica lo mejor es esperar hasta que la remoción de espuma esté bajo control para tomar muestras experimentales.

Al final de un experimento de flotación después de un tiempo suficientemente largo, siempre queda en la celda una cantidad experimental que no flotó. Si la concentración de este material lo representamos por C_∞ , entonces la ecuación 5.3 se puede reescribir para darle mayor aplicación, de la siguiente forma:

$$C - C_0 = (C_0 - C_\infty) * e^{-k_1 * t} \qquad 5.5$$

o bien:

$$Ln\left(\frac{C_0 - C_\infty}{C - C_\infty}\right) = K_1 * T \qquad 5.6$$

Al graficar la ecuación Nº 5.6, se obtendrá una línea recta.

Desde el punto de vista metalúrgico, conviene trabajar con recuperaciones en vez de concentraciones. Para ello se usará la definición de concentración:

$$C = \frac{M}{V} \qquad 5.7$$

donde:
M : puede ser la masa de todo el mineral o la masa de la fracción del mineral flotable.
V : puede ser el volumen de la pulpa, incluyendo el aire o el volumen de agua.

Manteniendo V constante a lo largo del experimento, la recuperación final de la prueba R, será:

$$R_\infty = \frac{M_0 - M_\infty}{M_0} = \frac{C_0 - C_\infty}{C_0} \qquad 5.8$$

y la recuperación para un tiempo t dado:

$$R = \frac{C_0 - C}{C_0} \qquad 5.9$$

Al introducir el concepto de C_∞, entonces la ecuación 5.2 se transforma en:

$$\frac{dC}{dt} = -k_n * (C - C_\infty)^n \qquad 5.10$$

y en términos de recuperaciones, considerando n = 1, se obtiene:

$$R = R_\infty * \left(1 - e^{-k*t}\right) = R_\infty * (1 - \exp(-k*t)) \qquad 5.11$$

donde:
R = recuperación acumulativa al tiempo t.
R_∞ = es la recuperación de equilibrio a tiempo prolongado
k = constante de velocidad de primer orden

Esta es una ecuación básica de la cinética de flotación y fue sugerida por primera vez por Zúñiga y posteriormente por Arbiter y Harris. De ella se puede concluir que k no es una medida de recuperación de una especie de mineral en una operación, sino que la recuperación es una función de k y del tiempo de flotación.

Formas Integrales de la ecuación de velocidad de flotación:

$$\frac{dC}{dt} = -K C^n \qquad 5.12$$

a) Para un grupo de partículas simples en una celda batch:

$$C = C_o \exp(-Kt) \qquad 5.13$$

b) Para un grupo simple de partículas en una celda continua en condiciones de estado estacionario:

$$C = C_o \int_o^{oo} \exp(-K t)\, E(t)\, dt \qquad 5.14$$

donde E (t) representa la distribución de tiempos de residencia.

Para muchos grupos de partículas útiles con un rango de constantes de velocidad en una celda batch:

$$C = C_o \int_0^{oo} \exp(-Kt)\, f(K,0)\, dK \qquad 5.15$$

en que f(K,0) representa una distribución continua de constantes de velocidad.

Para muchos grupos de partículas útiles en una celda continua en estado estacionario:

$$C = C_o \int_o^{oo}\int_o^{oo} \exp(-K t)\, E(t)\, f(K,0)\, dt\, dK \qquad 5.16$$

La ecuación Nº 5.16, es aplicable a la operación de plantas de flotación.

En la práctica rara vez la ecuación $R = R_{oo}(1 - e^{-Kt})$ se cumple exactamente debido a la dificultad de fijar el tiempo cero en forma precisa. Para obviar este problema se introduce una corrección en el tiempo y entonces la ecuación de velocidad se expresa como :

$$\mathbf{R = R_{\infty} * \left[1 - \exp\left(k * \left(t + \theta\right)\right)\right]} \qquad 5.17$$

Para ilustrar el cálculo de k veamos los datos de la tabla siguiente, considerando para los cálculos $R_{\infty} = 85\,\%$ y θ nos da la fijación de la recta respecto al origen.

Tabla Nº 5.1. Datos experimentales para determinar θ.

Tiempo	% R Acum.	$\frac{R_{oo} - R}{R_{oo}}$	$\ln\frac{R_{oo} - R}{R_{oo}}$	$\frac{\Delta Y}{\Delta X} = K$
1	49.1	0.4223	- 0.86	
2	61.5	0.2765	- 1.29	
4	69.8	0.1788	- 1.72	- 0.207
8	76.5	0.1000	- 2.30	
16	83.5	0.0176	- 4.04	

Para que la curva pase por el origen θ debe ser igual a 5,5 min, entonces

$$R = 0.85\left\{1 - \exp\left[-0.207\,(t + 3.5)\right]\right\} \qquad 5.18$$

Obteniéndose el gráfico que se presenta en la figura Nº 5.4.

Las pruebas semibatch están sujetas a varias fuentes de error para el cálculo experimental de k. La recolección de concentrado en los primeros minutos de flotación es fundamental para la exactitud de la determinación de k. En la práctica esto exige la remoción inmediata del material flotado que aparece en la espuma, lo cual es físicamente imposible de hacer a tiempos muy cortos.

También puede tomarse directamente los valores de la columna $R\infty - R / R\infty$ y graficarlos versus t en papel semilogarítmico.

Además, no siempre el flujo de concentrado puede despreciarse y al cambiar el volumen de pulpa cambia también las condiciones de agitación y aireación en la celda. En el flujo de concentrado también va una alta concentración de espumante, lo cual significa que la concentración de éste y otros reactivos de flotación decrecen en la celda con el tiempo. La constante específica de velocidad, k, depende de una serie de variables del proceso, tales como, dosificación y tipos de reactivos (especialmente del espumante), velocidad de agitación, velocidad de aireación, etc. Sin embargo debe destacarse que aún manteniendo todas las condiciones constantes, cada especie mineral presente en la muestra tiene su propia constante k y más todavía cada fracción de tamaño de cada especie presenta una K distinta.

Una ilustración de la dependencia de k con el tamaño de partícula y velocidad de agitación se muestra en las siguientes figuras Nº 5.5 y 5.6.

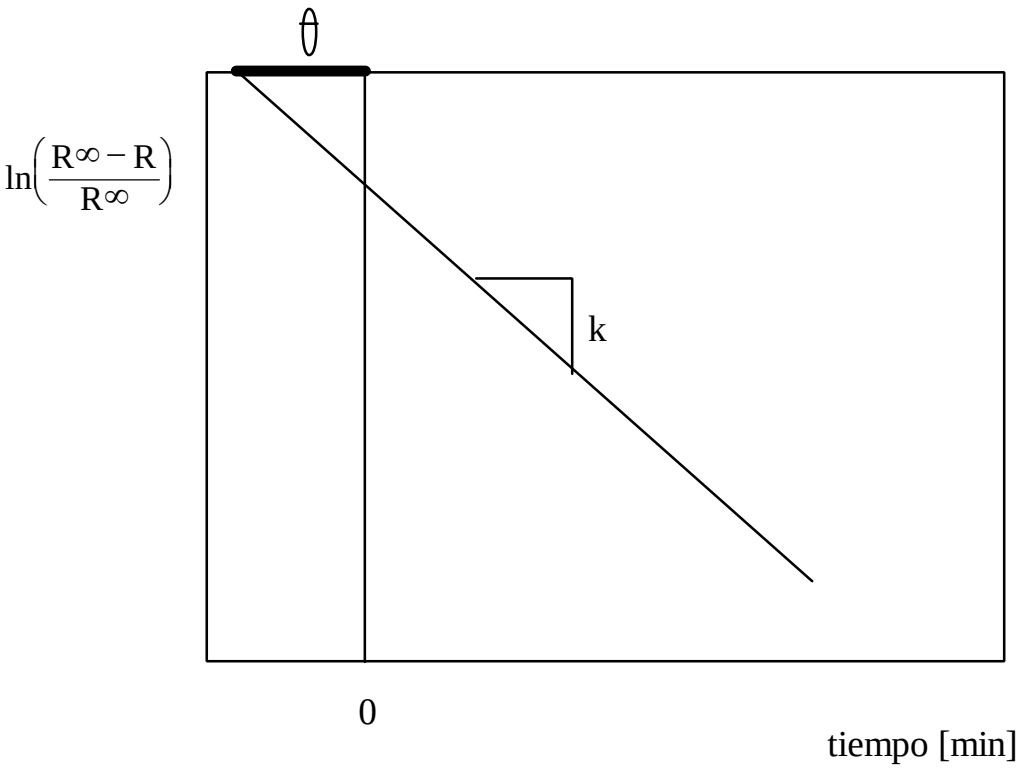


Figura Nº 5.4. Determinación de la constante de velocidad sobre la base de recuperación.

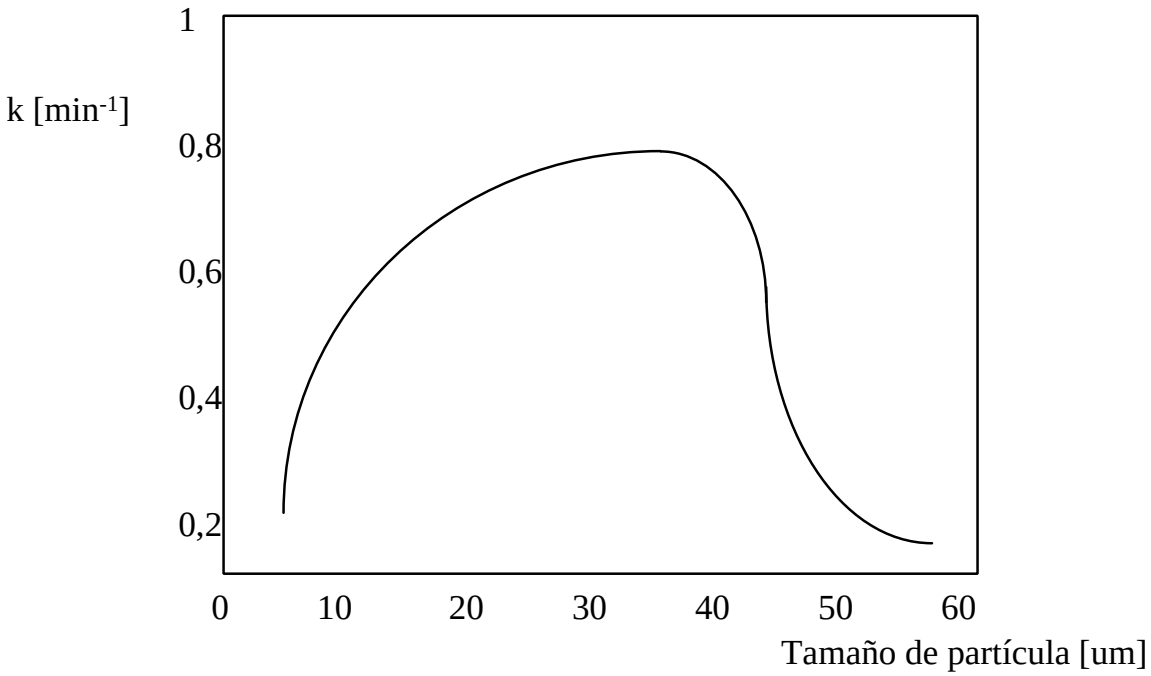


Figura Nº 5.5. Relación entre la constante k y el tamaño de partícula.

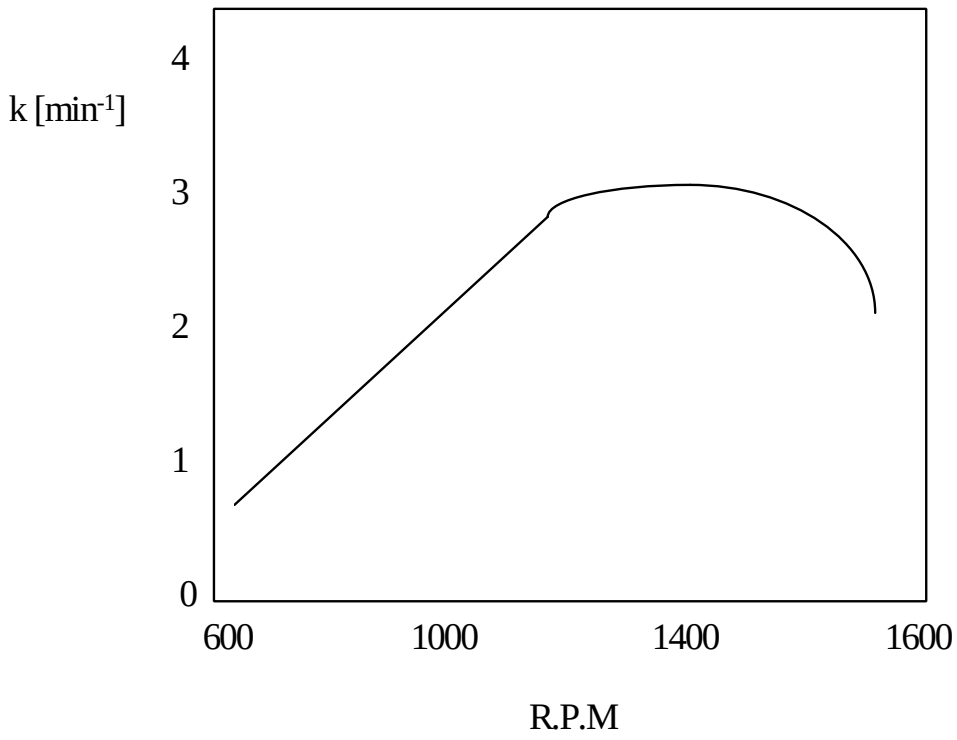


Figura Nº 5.6. Relación entre la constante flotación y velocidad del rotor (rpm).

5.3. MÉTODO ESTADÍSTICO PARA DETERMINAR k Y Roo EN MODELOS SEMIBATCH.

Para tal efecto se utilizará el método de minimización del coeficiente de variación.

Considere un estudio cinético de flotación primaria (rougher) a escala de laboratorio, donde se obtuvieron los resultados metalúrgicos según la tabla Nº 5.2.

Los datos anteriores se deben ajustar por la ecuación de García-Zúñiga:

$$r(t) = R_{\infty} * (1 - \exp(-k * t))$$

con: r(t) = valor ajustado de R(t).
k = constante cinética de flotación, 1/min.
Roo = máxima recuperación del sistema.

Estimar los mejores valores de k y Roo.

Tabla Nº 5 .2. Datos experimentales de una cinética de flotación primaria.

R(t) (%)	t (min)
0,0	0,0
37,4	0,5
60,1	1,0
82,1	2,0
90,3	3,0
94,4	5,0
95,0	8,0

Desarrollo:

En la ecuación de García-Zúñiga, se estimará el valor de Roo en el rango de 95 % a 100 %. Los valores a considerar son 95 %, 97,5 % y 100 %.

El valor de k se despeja de la ecuación en función de R(t), t y Roo. El valor de k es:

$$k = \left(\frac{1}{t}\right) * \mathrm{Ln}\left[\frac{R_{\infty}}{(R_{\infty} - R(t))}\right]$$

La combinación de parámetros (Roo y k) que minimice el % CV de k, será la combinación óptima.

Para mayor comodidad se construye la tabla Nº 5.3.

Tabla Nº 5.3. Procedimiento para determinar k y Roo de un modelo cinético batch de primer orden.

		k (1/min)		
t (min)	R(t) (%)	Roo = 0,95	Roo = 0,975	Roo = 1,0
0,0	0,00	-	-	-
0,5	0,374	1,00	0,968	0,937
1,0	0,601	1,00	0,958	0,919
2,0	0,821	1,00	0,923	0,860
3,0	0,903	1,00	0,869	0,778
5,0	0,944	1,01	0,690	0,576
8,0	0,950	-	0,458	0,374
k promedio		1,00	0,811	0,741
Desviación estándar		0,01	0,201	0,222
% CV_k		0,00	24,8	30,0

De la tabla Nº 5.3, los valores de Roo y k a considerar en el modelo son:

Roo = 0,95 ó 95 %.
K = 1,00 (1/min)

Por lo tanto el modelo cinético queda como sigue:

$$r(t) = 0,95 * \left(1 - \exp(- t)\right)$$

5.4. Aplicación de la ecuación de primer orden a flujo continuo.

El análisis de la cinética para un banco de N celdas indica que el tiempo de retención promedio en el banco, $N\lambda$, no puede sustituirse directamente en la ecuación Nº 5.12 o Nº 5.17.

Para una celda operando en continuo, la constante de flotación específica (idéntica a la constante de velocidad), se define por:

$$K = \frac{C_c\, Q_c}{C_t\, V_p} \qquad 5.19$$

donde:
C_c = Concentración en el concentrado.
C_t = Concentración en el relave.
Q_c = Velocidad volumétrica de remoción de concentrado
V_p = Volumen de pulpa en la celda

Suponiendo que todo el material es flotable ($R_\infty = 1$), la recuperación fraccional (R') en la celda es :

$$R' = \frac{K\lambda}{1 + K\lambda} \qquad 5.20$$

en que, λ es el tiempo de residencia nominal (volumen de la celda/velocidad de flujo volumétrico de las colas).

La recuperación fraccional acumulativa para un banco de N celdas cuando el volumen de concentrado es pequeño comparado con el flujo total, está dado por la serie geométrica:

$$\sum^{N} R' = R' + R'(1-R') + R'(1-R')^2 + ...+ R'(1-R')^{N-1}$$

5.21

$$\sum^{N} R' = 1 - (1-R')^N$$

5.22

de las ecuaciones 5.20 y 5.22, se obtiene el tiempo de residencia efectivo bajo condiciones semibatch, τ, que da la misma recuperación que en condiciones continuas es:

$$\tau = \frac{1}{K}\ln(1 + k\lambda) \qquad 5.23$$

y la recuperación en un banco de N celda es:

$$\sum^{N} R' = 1 - (1+k\lambda)^N$$

5.24

5.5. Tiempo de residencia óptimo.

Es fundamental poder relacionar pruebas batch con la conducta de una operación continua. Una aplicación directa es obtener datos a partir de pruebas de laboratorio que sirvan de base para el diseño de una planta. De los diversos factores involucrados en el diseño y operación de un circuito de flotación, el tiempo de residencia es probablemente el más crítico.

Al respecto, Agar y colaboradores, han planteado y analizado la aplicación de los siguientes criterios para determinar el tiempo de residencia óptimo:

1) No agregar al concentrado material de ley menor a la alimentación de la etapa de separación.

Es claro que la flotación es fundamentalmente una etapa de concentración. Para el caso de alimentaciones muy altas, al aplicar este criterio a un circuito Rougher se obtendrán leyes de relaves también altas. Por esta razón, a menudo se emplea una o mas etapas Scavenger a continuación del Rougher. Por lo tanto, la aplicación de este criterio se refiere a cada etapa en particular.

2) Maximizar la diferencia en recuperación entre el mineral deseado y la ganga.

Supongamos que la ecuación de velocidad que describe el proceso de flotación es de primer orden, según el modelo propuesto por García - Zúñiga:

$$R = R_{\infty}\left[1 - \exp(-kt)\right] \qquad 5.25$$

Debido a que la recuperación es función del tiempo de flotación, es posible definir

un valor que corresponderá a la diferencia de recuperación entre el mineral útil y la ganga.

$$\Delta = R_a - R_b \qquad 5.26$$

Se define la recuperación para material útil y ganga, utilizando la ecuación cinética:

Para el mineral: $\Delta = R_{a\infty} [\, 1 - e^{(-Kat)} \,]$ 5.27

Para la ganga: $\Delta = R_{b\infty} [\, 1 - e^{(-Kbt)} \,]$ 5.28

Para maximizar esta diferencia, se debe obtener la diferencial con respecto a 't' e igualarla a cero:

$$\frac{d\Delta}{dt} = 0 \qquad 5.29$$

Despejando el tiempo de la expresión que resulta de la derivación, se tiene:

$$t = \frac{\ln\left(\frac{k_a R_{a\infty}}{k_b R_{b\infty}}\right)}{k_a - k_b}$$

5.30

¿Cuándo se tiene la máxima diferencia en recuperación?. Para responder esta pregunta, se realiza el siguiente análisis matemático a partir de la ecuación de velocidad de flotación:

$$\frac{\partial R}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial t}\left[- R_\infty \exp(-kt)\right] \qquad 5.31$$

El máximo se obtiene cuando: $\frac{\partial \Delta}{\partial t} = 0$. En este caso, se llega al siguiente resultado: $\left(\frac{\partial \Delta}{\partial t}\right)_a = \left(\frac{\partial \Delta}{\partial t}\right)_b$

Por lo tanto, "la máxima diferencia en recuperación de las dos fases que se pretende separar corresponde al tiempo al cual las dos velocidades de flotación se hacen iguales".

3) Maximizar la eficiencia de separación.

Definición de eficiencia de separación, ES, como:

$$ES = R_a - R_b \qquad 5.32$$

La eficiencia de separación será máxima cuando:

La diferencia en recuperación entre la especie útil y la ganga sea máxima.

b) Las velocidades de flotación de la especie útil y la ganga sean iguales.

Ahora definiendo eficiencia de separación como:

$$ES = \frac{RM(c - f)}{c(M - f)}$$

5.33

Con:
R = Recuperación = W c / F f
M= Contenido metálico del mineral valioso.
c = Ley del concentrado acumulativo.
F = Masa de alimentación.
f = Ley de alimentación.

W = Masa del concentrado.

Reemplazando la definición de recuperación en la ecuación Nº 5.33, queda:

$$ES = \frac{WM}{Ff} * \left(\frac{c - f}{M - f} \right)$$

5.34

En la ecuación Nº 5.34, sólo c y W dependen del tiempo, y para obtener el máximo se debe derivar ES con respecto a t e igualar a cero, según:

$$\frac{\partial ES}{\partial} = 0 \qquad 5.35$$

Luego:

$$\frac{\partial ES}{\partial} = \frac{M}{Ff\,(M - f)} \left[(C - f) \frac{dw}{dt} + W \frac{dc}{dt} \right] = 0$$

5.36

Definiendo: $\int_0^t Gdw = Wc$

5.37

con G = ley instantánea del concentrado.

Derivando la ecuación Nº 5.37, se tiene:

G dW= W dc + c dW /:dW

5.38

G = W dc + c /:(dW/dt)

5.39

G (dW/dt) = W (dc/dt) + c (dW/dt) 5.40

WÇ(dc/dt) = G (dW/dt) - c (dW/dt)

5.41

Remplazando las ecuaciones Nº 5.41 en la Nº 5.36, se obtiene:

G = f

5.42

La ecuación Nº 5.42, dice que la eficiencia de separación es máxima cuando la ley instantánea del concentrado es igual a la ley de alimentación.

VI. TECNOLOGÍA DE FLOTACIÓN.

6.1. Test continuo y de planta piloto.

La filosofía y práctica de los ensayos de planta piloto ha sido discutida por varios autores. Algunos ingenieros de flotación creen que con un adecuado trabajo de laboratorio y adecuados cálculos de ingeniería, la planta piloto puede ser eliminado. Otros consideran que la planta piloto es esencial.

Muchas operaciones de flotación exitosas fueron diseñadas sobre la base de pruebas batch de laboratorio sin usar test de ciclo o de planta piloto. Sin embargo, los nuevos procesos de flotación que presentan problemas esenciales o que no tienen estrecha contrapartida en plantas ya existentes, necesitan pasar por la escala piloto.

Las razones más obvias para correr una planta piloto o test continuos está en confirmar la factibilidad técnica y económica del proceso, sobre bases continuas y facilitar datos de diseño para la escala industrial.

Además las operaciones pilotos pueden hacerse para obtener una cantidad de producto adecuada para experimento de procesamiento subsecuente o para estudios de mercado. Pueden también correrse para demostrar costos de operaciones y evaluar equipos. Es recomendable operaciones piloto de flotación no menores que 5 TPD y si es posible mayores.

Velocidades inferiores invariablemente causan dificultades debido a:

1. El problema de alimentar con exactitud cantidades pequeñas de reactivos en polvo o insolubles en agua.
2. La tarea casi imposible de bombear cantidades pequeñas de pulpa continuamente y uniformemente.
3. La tendencia de bancos pequeños de celdas de flotación a mostrar " oleaje " embarcarse y rebalsar.
4. Si se considera molienda, la dificultad de mantener un pequeño molino en balance, especialmente si el molino está un circuito cerrado con un clasificador.

Futuros mejoramientos en equipos de tipo continuo pueden hacer posible la operación en escala más pequeña, pero bajo las circunstancias existentes es cuestionable si una planta piloto con una capacidad menor que 5 TPD dará información que no se pueda obtener de buenas pruebas batch o de ciclo.

6.2. Cálculos de volumen de circuito y número de celdas.

6.2.1 Circuito primario (rougher).

El tamaño de las máquinas de flotación primaria (rougher) se determina sobre la base de datos batch de laboratorio o de trabajo experimental en continuo a escala piloto.
Los tiempos de retención en celda batch de laboratorio generalmente se

multiplican por dos en el escalamiento a una planta de flotación continua.
En los ensayos batch cada porción del sólido tiene el mismo tiempo de residencia tomando ventaja de la oportunidad de flotar. En celdas de flujo continuo hay una distribución de tiempos de retención para cada unidad de sólido.
Parte de la pulpa (o sólidos) pasa a través del circuito más rápido que el promedio o tiempo de residencia nominal indicado. Esta porción de la pulpa (o sólido) se dice que está " en cortocircuito ". Una parte reside más tiempo que el nominal, de aquí, la recuperación será incompleta para esta porción.

Por las razones anteriores y debido a que las celdas de laboratorio son mejores mezcladores que las celdas a escala de planta, el factor de escalamiento de dos es razonable.

El dato del tiempo de residencia a escala piloto continua, a menudo se mantiene el mismo valor o se reduce levemente en el escalamiento al diseñar una planta industrial.

El volumen neto de las celdas comerciales verdadero ocupado por la pulpa puede ser tan bajo como 50 - 60 % del volumen nominal. Para cada celda particular debe tomarse en cuenta:

1. Todo el volumen ocupado por el rotor, estator, cañerías, bafles, tubos, etc.
2. Aire que entra en la pulpa (rango 5 - 30 %). Un caso típico es 15 % de volumen de aire.

Conociendo los datos de velocidad de alimentación de sólido seco, peso específico de sólido, densidad de pulpa y tiempo de residencia en planta, el volumen efectivo requerido para cada circuito de flotación.

Una vez que se selecciona una celda particular, su volumen efectivo para pulpa debe ser calculado o estimado y el número total de celda puede entonces ser fácilmente calculado.

En concentradores de gran capacidad el circuito primario-barrido (rougher–scavenger) normalmente será dividido en varios bancos idénticos de celdas. Si la velocidad de alimentación de sólidos es menor que 500 t cortas/hora sólo un banco primario-barrido se debería usar normalmente. A veces el número de bancos primario-barrido se selecciona para emparejar el número de circuitos de molienda.

El uso moderado de máquinas de flotación de gran volumen significa que varios circuitos de molienda pueden alimentar un banco de celdas primario-barrido.

El número mínimo de celdas por banco se elige para minimizar "corto-circuito" de la pulpa y el número máximo está relacionado con el criterio de que la ley del concentrado el ultima celda sea igual o mayor a la de la alimentación.

6.2.2. Circuitos limpieza (cleaner).

Estos circuitos operan a menor densidad de pulpa que los circuitos primario-barrido con el objeto de aumentar selectividad. Para asegurar la recuperación de partículas de flotación lenta, el tiempo de retención de la pulpa en cada etapa cleaner debiera ser a lo

menos tan largo como el circuito rougher. Finos completamente liberados pero de flotación lenta a menudo se pierden por despreciar esta característica de diseño.

La determinación del volumen requerido de los circuitos de limpieza sigue la misma ruta general que la descrita más arriba para el banco primario-barrido. Los bancos de celdas de limpieza no necesitan ser tan largos como los bancos primarios puesto que normalmente no se hará ningún intento para producir un relave descartable. Una pequeña cantidad de corto - circuito puede por lo tanto tolerarse en cada circuito de limpieza. Para alcanzar una mayor flexibilidad del circuito de limpieza final se prefiere usar una configuración de tanque celda a celda. Esto es especialmente cierto cuando la velocidad de producción de concentrado final puede variar ampliamente y rápidamente.

Para calcular el número de celdas en un determinado circuito de flotación, se puede emplear las siguientes fórmulas:

$$\mathbf{N = \frac{V_m * t}{V_k * k} = \frac{V_c * t}{1440 * V_k * t}}$$

6.1.

en la ecuación Nº 5.1, el significado de los términos es:

N = número de celdas.
V_m = Flujo de pulpa de alimentación a flotación (m^3/min).
t = tiempo de flotación (min).
V_k = Capacidad nominal de la celda (m^3).
k = Razón de volumen de pulpa real en la celda a volumen
geométrico de la celda (k ≈ 0,65 - 0,75).
V_c = Flujo de pulpa que entra a flotación (m^3/día).

Además:

$$\mathbf{V_c = Q * \left(R + \frac{1}{\rho_s} \right)}$$

6.2

donde:

Q = flujo de mineral (t/día)
R = razón de líquido a sólidos en la pulpa.
ρ_s = gravedad específica del mineral.

6.3. Elección del tamaño de celda según capacidad de planta.

Aunque es intuitivamente obvio que los costos de adquisición, costos de instalación y costos de operación son menores en las celdas de gran volumen, debe considerarse que los resultados obtenidos deben ser a lo menos igual a aquellos obtenidos con celdas de pequeño tamaño.

En la próxima tabla se ilustra esto más específicamente en términos de aquellos factores que contribuyen a los costos de adquisición, instalación y construcción.

Se consideran los efectos al cambiar las antiguas celdas Wenco de 5 (pie^3) frente a las 425 (pie^3) y de lo 1000 (pie^3).

Tabla Nº 6.1. Comparación de factores económicos de acuerdo al tamaño de celda.

Tamaño de celda		Nº de Unid.	Razón	Área		Longitud total		Costo
(pie^3)	L * W (pie)			(pie^2)	Razón	(pie)	Razón	Razón
51	5.5 * 5	563	1.0	16.800	1.0	3700	1.0	1.0
425	12 * 9	68	0.12	7350	0.44	840	0.23	0.52
1000	13.7 * 10	28	0.05	4900	0.29	323	0.09	0.39

Nota: Las condiciones operacionales son: 50.000 TPD, 20 % sólidos, 6 (min) flotación primaria (rougher) o 28750 (pie^3) volumen de la celda, equivale a: 40 bancos de 14 celdas de 51 (pie^3), 5 bancos de 14 celdas de 425 (pie^3), 2 bancos de 14 celdas de 1.000 (pie^3).

Las conclusiones son las siguientes:

- El número de celdas se reduce a un 12 % y 5 % respectivamente al usar las celdas de 425 y 1000 (pie^3).
- El área de piso - aquella ocupada por las celdas, cajones de alimentación, cajones de conexión, etc. - se reduce a 44 % y 29 % del original igual a 16800 (pie^2) con las celdas de 51 (pie^3). Esto tendrá un efecto obvio sobre los costos de construcción.
- La longitud total de los bancos de celdas se reduce a 23% y 9% del valor original de 3.700 (pies) con las celdas de 51 (pie^3); esto junto con la reducción del número de celdas, tendrá un efecto sobre los costos de instalación.
- Los costos de las celdas mismas basados en algunas extrapolaciones se reduce a 52 % y 39% aquel de las celdas más pequeñas.

Las principales ventajas de las celdas de gran volumen, son:.

1. Menor espacio de piso y costo de capital.
2. Menor número de motores.
3. Menor número de canaletas y cañerías de unión
4. Menor número de bombas
5. Menor costo en el sistema de manejo de reactivos
6. Menor costo de operación
7. Menor consumo de potencia por unidad de volumen
8. Menor costo de mantenimiento

A pesar de lo anterior debe tenerse cuidado con los problemas de "corto circuito", por esta razón aún en el caso de celdas de gran volumen no sería recomendable usar bancos con menos de 8 celdas, situación que se presenta en las celdas de tipo mecánico. También, existe en el mercado las celdas neumáticas de flotación, las cuales operan con recirculación de los relaves y por tanto ayudan a minimizar el problema en cuestión.

Las ventajas que generalmente se atribuyen al caso de grandes bancos de celdas pequeñas son:

1. Mayor flexibilidad del circuito
2. Menor corto circuito
3. Mejor control de espuma
4. Menos sensibles a repentinas fluctuaciones

El problema es saber cuantas celdas se requieren en un banco para obtener estas ventajas.

No debe olvidarse que la disminución de la razón área de espuma/volumen de celda que experimentan las celdas con el aumento del volumen, puede dificultar el rebalse de la espuma en las celdas de gran volumen.

6.4. Circuito de flotación.

Un circuito de flotación representa una solución económica al problema de tratamiento de una mena particular.

La flotación comercial es un proceso continuo, en el que las celdas están arregladas en serie formando un banco y estos en circuito.

Los circuitos de flotación se dividen en dos grupos de acuerdo a su objetivo dentro del proceso, se define como:

Circuitos recuperadores.

Este tipo de circuitos tiene por objetivo recuperar la mayor cantidad de especie mineral útil. Se encuentran dos tipos de circuitos que tengan esta finalidad:

a) Circuito primario o rougher.
b) Circuito de barrido o scavenger: este circuito es alimentado por el relave de la etapa primaria.

Circuitos limpiadores.

El principal objetivo de estos circuitos es limpiar los concentrados, provenientes de etapa primeria, para elevar la ley del metal útil contenido en el mineral.

Pueden existir dos tipos de circuitos limpiadores:

a) Limpieza o cleaner.
b) Relimpieza o recleaner.

En cada uno de los circuitos de flotación, el nivel se puede manejar, a través de los cajones. El espesor de la capa de espuma se regula y cuando es menor, da una mayor velocidad de flotación aunque la ley pueda bajar. En cambio si el espesor es mayor, la ley aumentaría.

El circuito de barrido (scavenger) trabaja con los más pequeños espesores de espuma, que concuerda con los mayores flujos de aire a estos circuitos.

Para aprovechar mejor el circuito primario se flota hasta obtener una ley en la última celda igual a la ley de alimentación.

6.4.1. Ejemplos de circuitos de flotación.

Estos se representan a través de los siguientes esquemas.

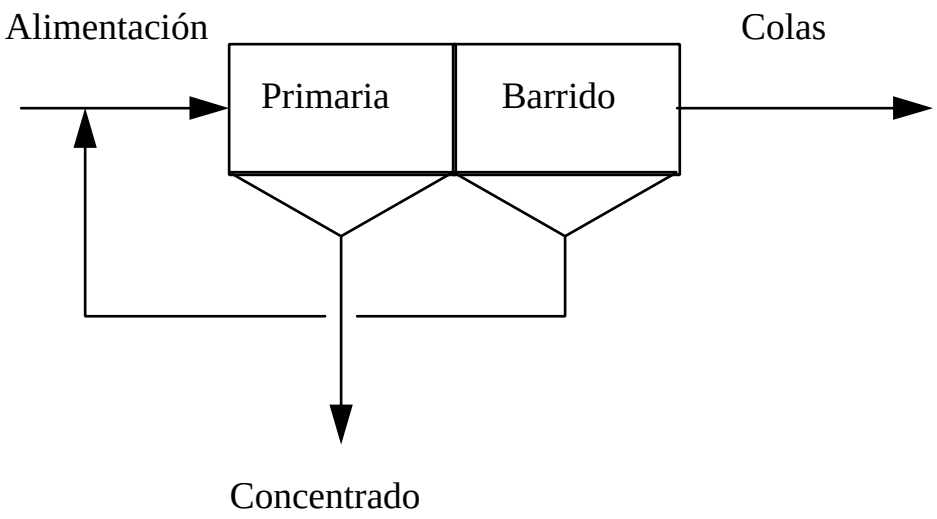


Figura Nº 6.1. Circuito básico de flotación, que incluye las etapas primarias y de barrido.

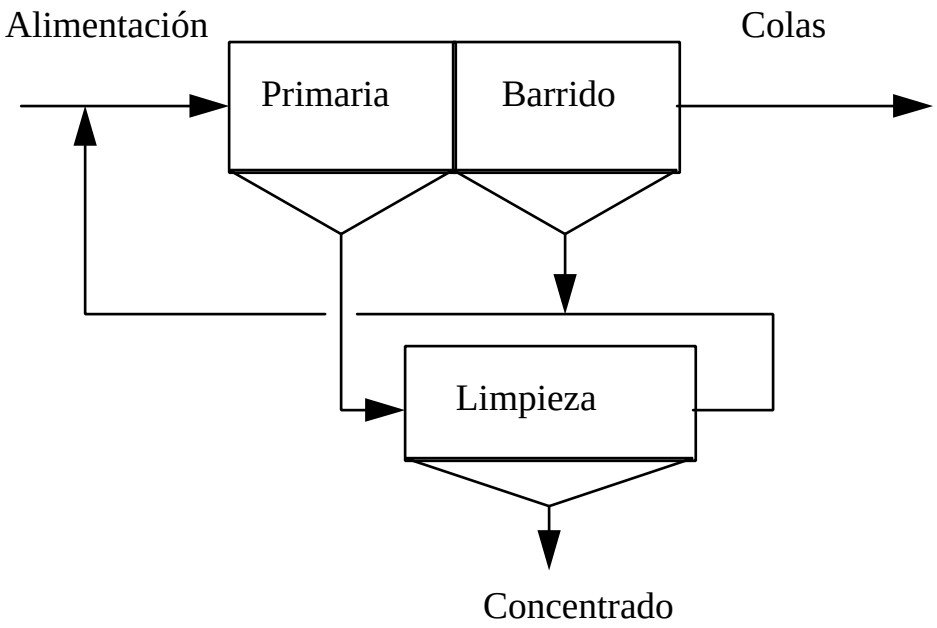


Figura Nº 6.2. Circuito básico de flotación, que incluye las etapas primaria, barrido y limpieza.

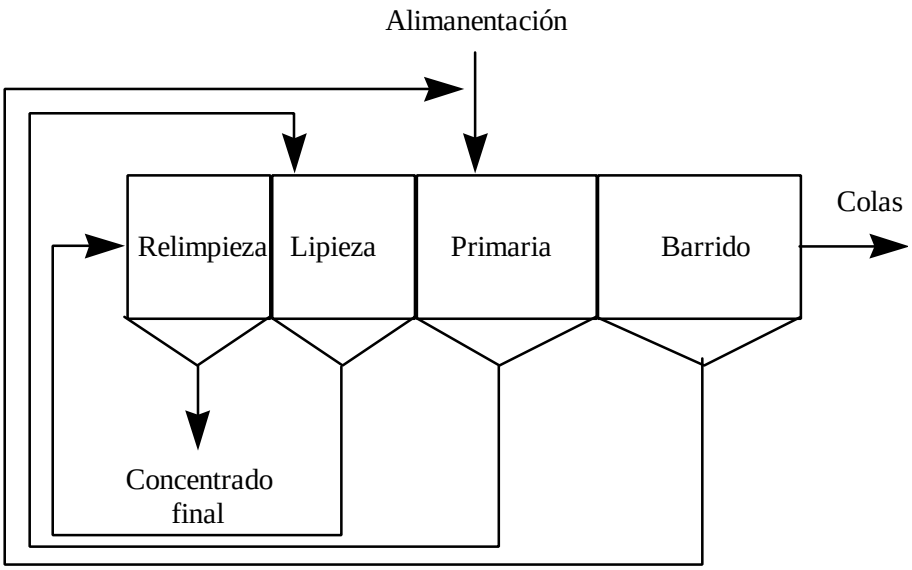


Figura Nº 6.3. Circuito básico de flotación, que incluye las etapas primarias, primaria de barrido, dos de limpieza, y con recirculación del concentrado de barrido y colas de limpieza y relimpieza.

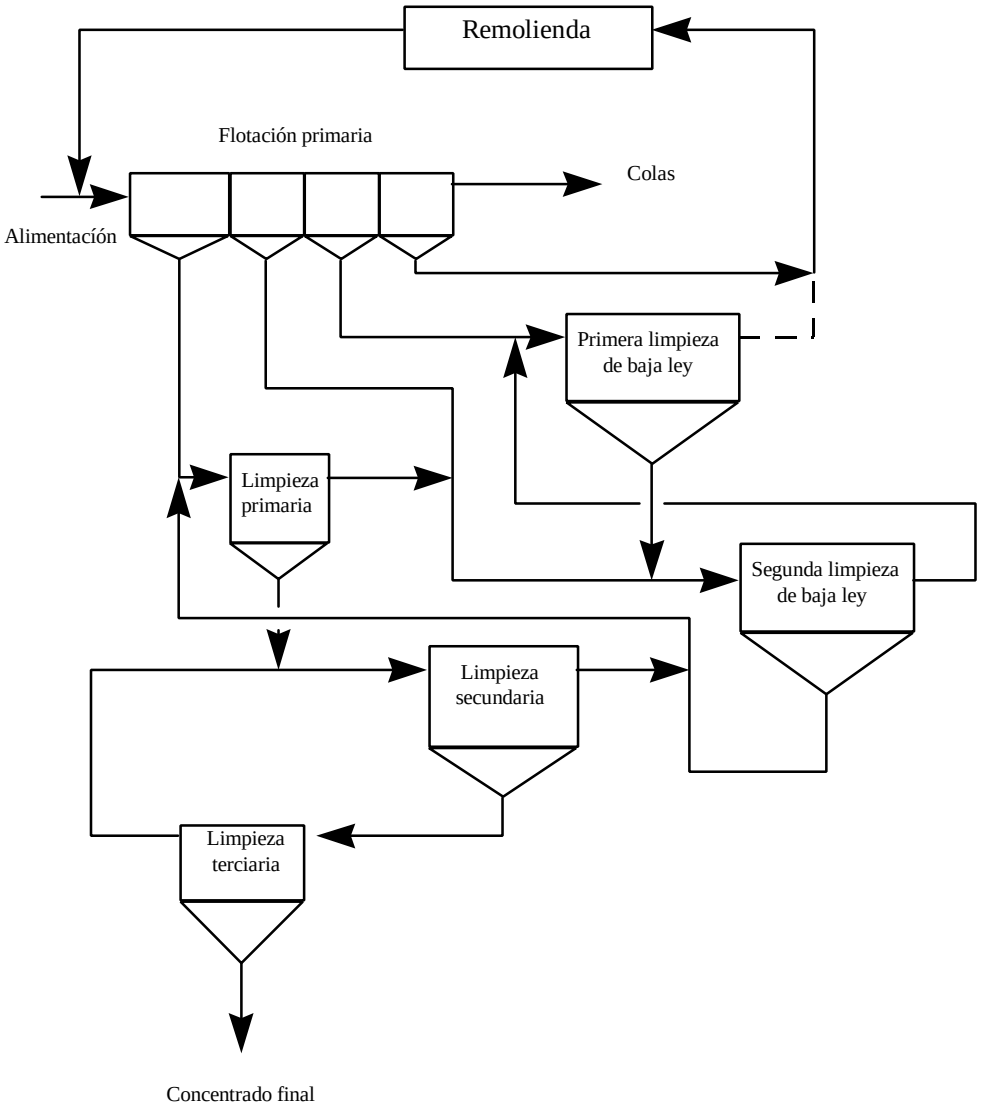


Figura Nº 6.4. Circuito de flotación, con múltiples etapas y que incluye remolienda de parte del concentrado primario.

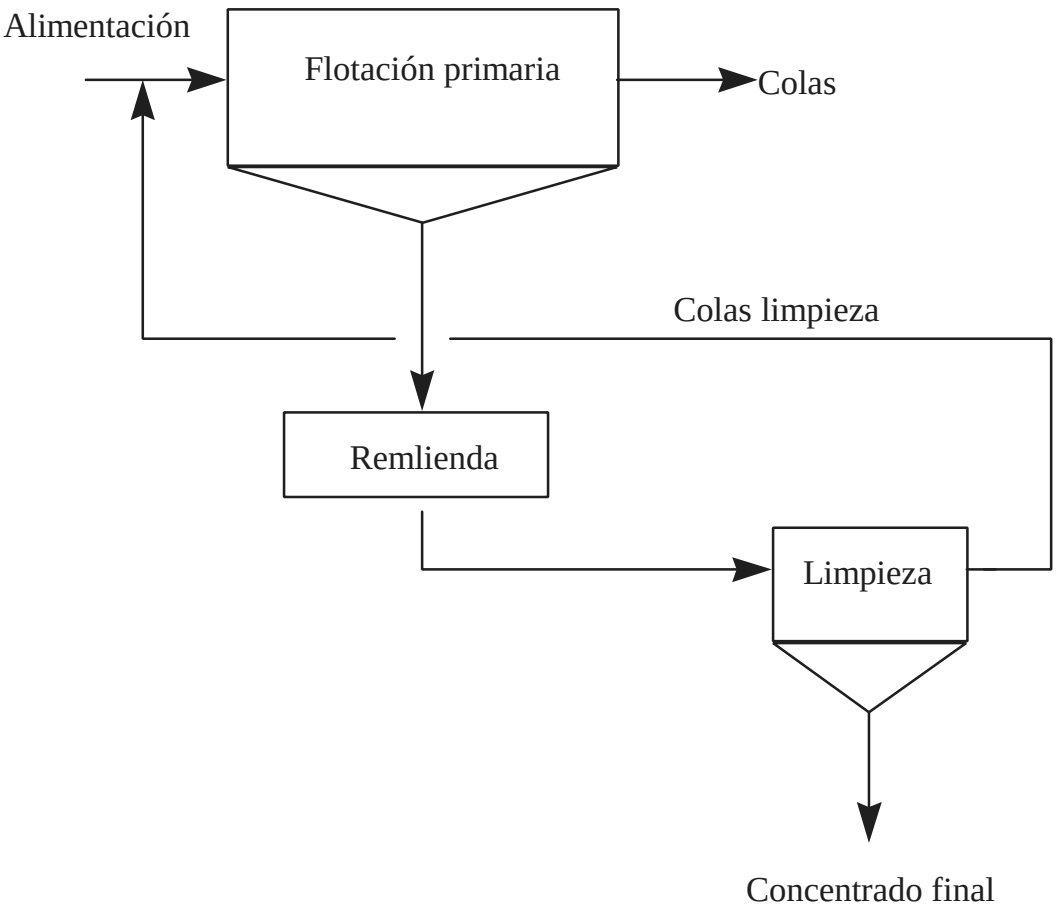
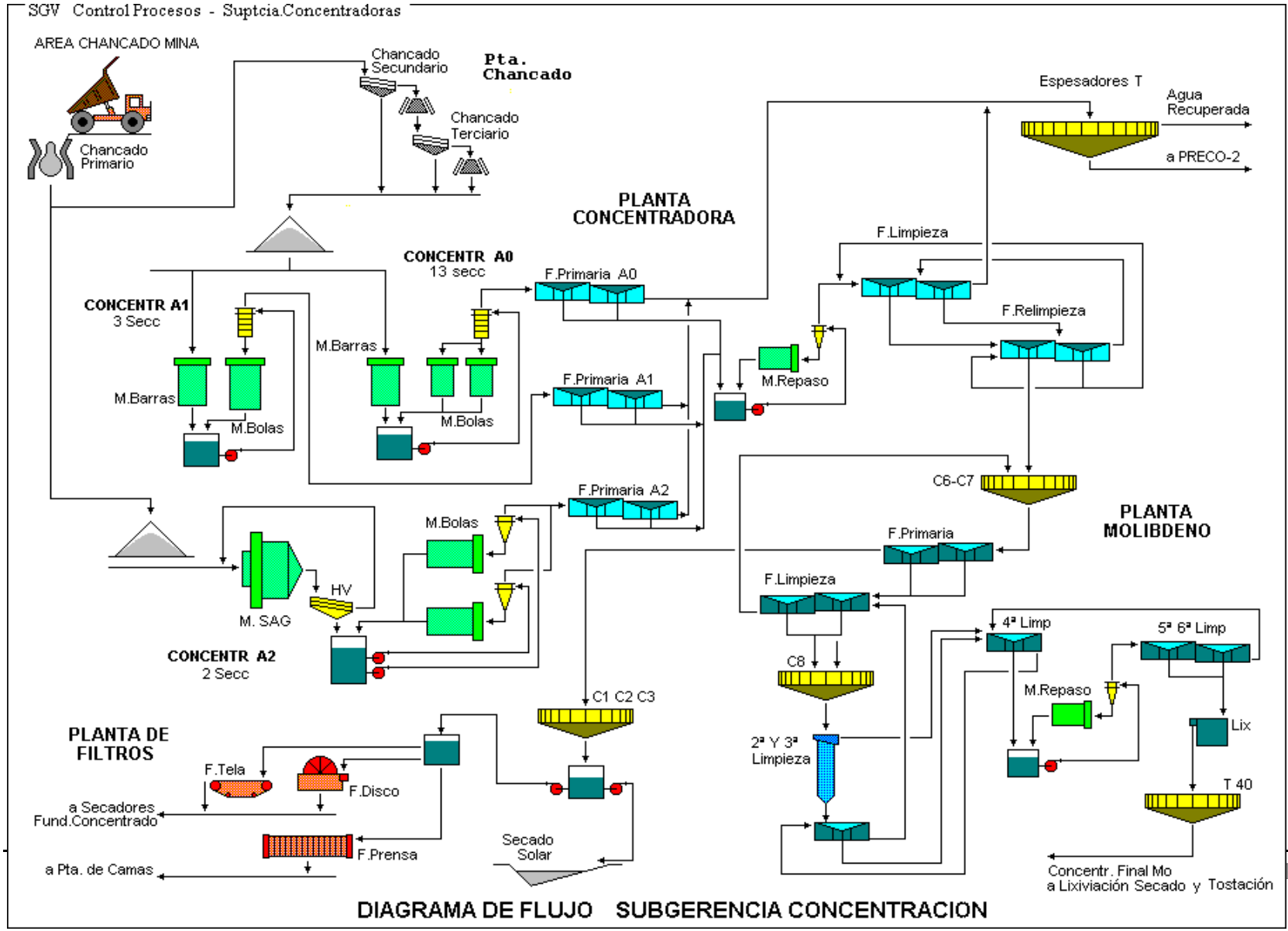


Figura Nº 6.5. Circuito básico de flotación, que incluye remolienda del concentrado primario.


SGV Control Procesos - Suptcia.Concentradoras
AREA CHANCADO MINA
Chancado Primario
Chancado Secundario
Chancado Terciario
Pta. Chancado
PLANTA CONCENTRADORA
Espesadores T
Agua Recuperada
a PRECO-2
CONCENTR A0
13 secc
F.Primaria A0
F.Limpieza
F.Relimpieza
CONCENTR A1
3 Secc
M.Barras
M.Barras
M.Bolas
M.Bolas
F.Primaria A1
M.Repaso
C6-C7
F.Primaria A2
M.Bolas
PLANTA MOLIBDENO
F.Primaria
F.Limpieza
HV
M. SAG
CONCENTR A2
2 Secc
4ª Limp
5ª 6ª Limp
C8
M.Repaso
Lix
C1 C2 C3
2ª Y 3ª Limpieza
T 40
PLANTA DE FILTROS
F.Tela
F.Disco
a Secadores Fund.Concentrado
F.Prensa
Secado Solar
a Pta. de Camas
Concentr. Final Mo a Lixiviación Secado y Tostación
DIAGRAMA DE FLUJO SUBGERENCIA CONCENTRACION

6.5. Tipos de celdas de flotación.

Las modernas máquinas de flotación son el resultado de décadas de adaptación empíricas en donde se ha combinado el ingenio con la ciencia.

En el proceso de flotación intervienen una serie de sub-procesos complejos y las máquinas de flotación por tanto deben cumplir una serie de funciones como por ejemplo: suspención y dispersión de partículas, aireación, generación de burbujas, contacto aire partícula, condiciones de turbulencia mínima para que se produzca la formación de una columna espumante y remoción del concentrado.

Los mecanismos que intervienen en la flotación son además de diferente naturaleza, o sea, de tipo mecánico, físico, químico o una combinación de ellos.
Por lo anterior, para poder alcanzar resultados óptimos, se requerirán condiciones de diseños y operación distintas y específicas para cada función de la máquina de flotación lo que resulta operacionalmente imposible. De esta manera, las condiciones de diseño y operación deben de ser conjugadas y analizadas de acuerdo a aquella función o mecanismo de mayor relevancia. Dicho en otras palabras las condiciones de diseño y operación deben favorecer al mecanismo que es determinante en el proceso de flotación.

Finalmente, aun teniendo un conocimiento acabado de las relaciones e interacciones de las variables y del mecanismo de terminante en el procesos de flotación la decisión en el diseño y construcción dependerá de un factor económico. Este factor económico primará muchas veces sobre consideraciones técnicas, de ingeniería y teóricas.

Las herramientas fundamentales en el diseño y escalamiento de las celdas de flotación han sido el pragmatismo y la adivinanza inventiva. Esto explica el gran número de diseños empleados, ya que muchos de ellos simplemente fracasaron. Los sobrevivientes de estos diseños han ido evolucionando en las actuales máquinas de flotación. Sin embargo, la mayoría de estas máquinas de flotación poseen o están equipadas con:

- Sistema de entrada y salida de pulpa.
- Sistema de entrada y dispersión de gas.
- Sistema de descarga y transporte de espuma.
- Reguladores de la velocidad de entrada y descarga de la pulpa.
- Sistema de velocidad de agitación y nivel de la pulpa.

Taggart clasificó las máquinas de flotación de acuerdo a:

i. Columna de burbuja.
ii. Cuerpo de la pulpa.
iii. Combinación de estas.

Mientras que los libros rusos, en máquinas de flotación indican la siguiente clasificación:
Máquinas mecánicas y neumo-mecánicas.
Máquinas de sub-aireación (tipo airlift).
Máquinas neumo-hidráulicas.
Máquinas de vacío y tipo compresor.
Máquinas de flotación para aplicaciones especiales.

De acuerdo a Gaudin, en adición a las horas obsoletas celdas de agitación,

cascada y generación de gas vía ebullición y química, la clasificación más usada para las máquinas de flotación es:

- Neumática.
- Vacío.
- Sub-aireación.

En los últimos 50 años el diseño de las celdas de flotación se ha centrado en aumentar la capacidad de estas, debido principalmente a la continua disminución en las leyes de los minerales tratados y el grado de molienda a que deben ser sometidos. Las celdas de sub-aireación ha aumentado gradualmente su capacidad hasta casi 5.000 pies cúbicos por celdas.

En la actualidad existen grandes plantas de reducción de tamaño con una capacidad del orden de las 100.000 toneladas por día. Con máquinas estándares de flotación de casi 100 pie^3 de capacidad, para una instalación de reducción de tamaño como la antes mencionada se requeriría del orden de 1000 a 2000 cedas de flotación. Los costos de capital, operación y mantención serían muy altos, por lo que se hace necesario el aumento en la capacidad de las máquinas de flotación.

De acuerdo a lo expresado anteriormente, las funciones que deben cumplir una máquina de flotación son las siguientes:

Mantener a todas las partículas, aun las más gruesas y densas, en suspención, dentro de la pulpa. El embancamiento es un problema común en las celdas de flotación, y que provoca pérdidas de volumen de celda, y pérdida de tiempo de residencia de las partículas.
Aireación, diseminando burbujas finas en la celda. Desde 0 hasta 2 $pie^3/min/pie^3$ de celda. Esto esta relacionado con el porcentaje en peso de sólidos en la celda.
Promover la colisión entre las partículas y las burbujas, para dar oportunidad de unión selectiva y de transporte del mineral deseado en la espuma. El flujo en contra corriente de agua y partículas de sólido, así como una zona altamente agitada, pueden favorecer este sistema de colisión (columna de flotación). Las burbujas de gas pueden coalescer en la pulpa, y alcanzar una mayor velocidad de ascenso.
Mantener una condición de quietud de la pulpa, inmediatamente bajo la columna de espuma. La función de la espuma, es establecer una capa que actúe como elemento limpiador de ésta. La turbulencia ene este punto puede provocar atrapamiento de ganga en el concentrado.
Promover un eficiente transporte de pulpa hacia el concentrado y a las colas o relaves y minimizar los posibles cortocircuitos de pulpa.
Proveer los elementos de control para profundidad de la pulpa, y altura de nivel de espuma en la celda y compuertas para las colas en las cajas de traspaso y descarga. También control de la velocidad de agitación en la celda.

6.5.1. Celdas de flotación Neumáticas.

En la práctica las celdas de flotación son una mezcla de dos o mas tipos de celdas.

Las máquinas más usadas son las del tipo neumática en donde la aireación se realiza vía aire comprimido a través de un aparato inyector o soplador. Representantes de este tipo de máquinas son las celdas Forester y Callow. La versión moderna de estas máquinas corresponde a un diseño en donde el aire, necesario para la flotación, es

proporcionado a través de la alimentación de agua, la cual se inyecta a presión obteniendo buenos resultados para partículas que estén en un rango entre 45-600 μm. La celda de flotación a presión es del tipo en donde el agua se satura con aire introducido a la pulpa a través de una manguera o tubo. Estas máquinas son también aptas para tratar pulpas con contenido de partículas finas, en donde es esencial que existan condiciones de inmovilidad (reposo).

Un esquema de una celda de flotación neumática es representado en la figura Nº 4.8. En la zona de aireación se produce la separación del concentrado y las colas, debido a que allí ocurre el atrapamiento burbuja-partícula.

En general las celdas neumáticas tipo Davcra dan un concentrado de baja ley y no ofrecen muchos problemas de tipo operacional.

El aire que se introduce en las celdas neumáticas cumple varias funciones: agita, produce espuma y airea la pulpa; por ello el aire debe ser introducido en exceso lo que es una desventaja respecto a otras máquinas de flotación.

Otro tipo de máquinas que pertenecen a la familia neumática son las columnas de flotación.

Una representación esquemática de la columna de flotación se presenta en la siguiente figura Nº 6.7. En ella se distinguen dos secciones que presentan diferentes condiciones de procesos y flujos internos.

En la sección bajo el punto de flotación (sección recuperación), las partículas suspendidas en el flujo de agua descendente se contactan con el flujo ascendente de pequeñas burbujas producidas por un inyector de aire en la base de la columna. De esta forma se produce en esta zona los procesos básicos de la flotación tales como, colisión, adhesión, y levitación de las partículas por una burbuja de aire.

Las partículas hidrofóbicas, adheridas a una burbuja de aire, son transportadas a la sección de lavado sobre el punto de alimentación. En esta sección el material que está débilmente adherido a las burbujas de aire y aquel que se encuentra atrapado entre los canales que forman las burbujas, es removido y vuelto a la sección de recuperación. De esta manera la columna de flotación minimiza el efecto de arrastre mecánico, que es muy común en las celdas convencionales, y reduce la contaminación del concentrado. El agua de lavado también sirve para obligar a las partículas de la alimentación a descender. Así, hay un flujo de líquido descendente a través de toda la columna, que previene el ascenso de partículas hacia el concentrado. Pruebas realizadas para comparar la efectividad de las columnas de flotación con las celdas de sub-aireación han indicado, que una columna de flotación es comparable al menos con un banco de celdas de sub-aireación cuando se procesan materiales finos.

A continuación se presentan esquemas de flotación neumática:

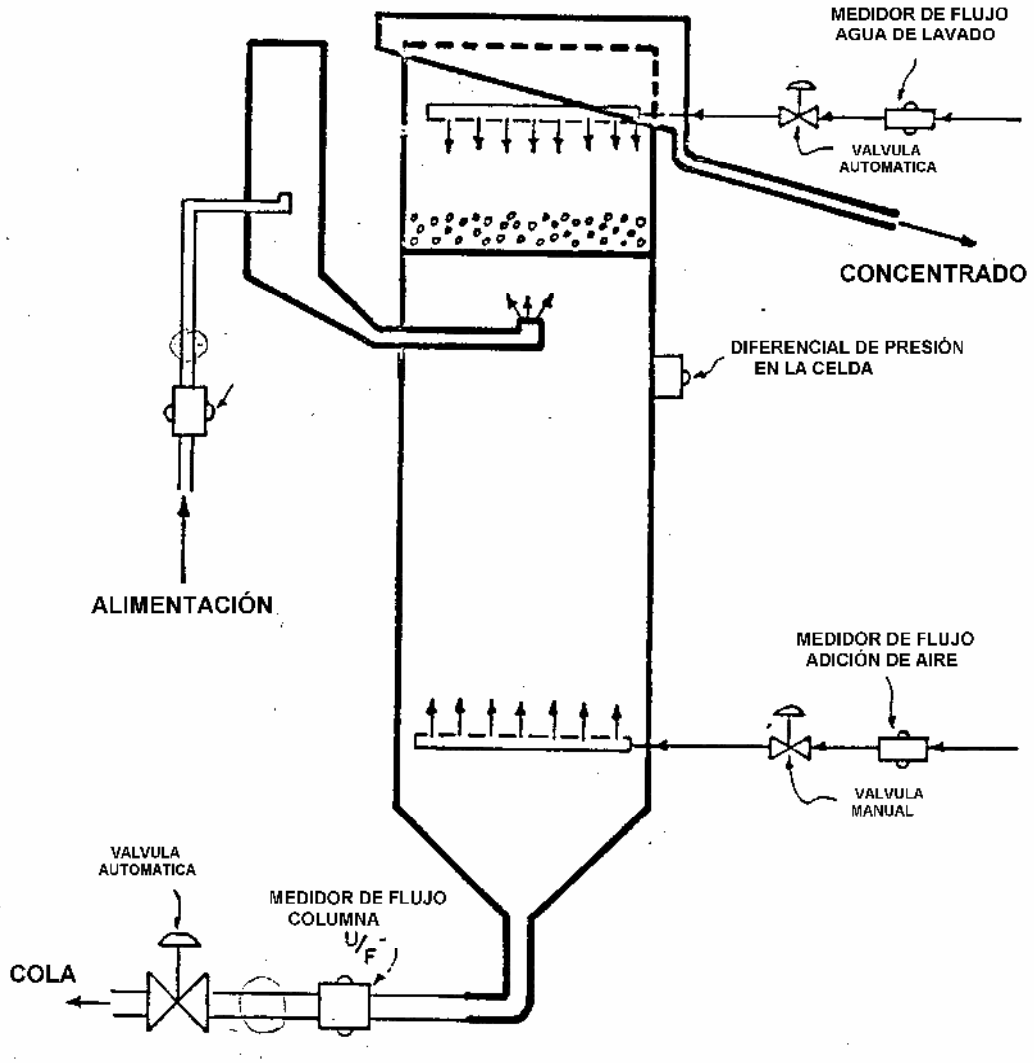


Figura Nº 6.7. Celda de flotación columnar.

Otros tipos de celdas neumáticas se presentan en las siguientes figuras.

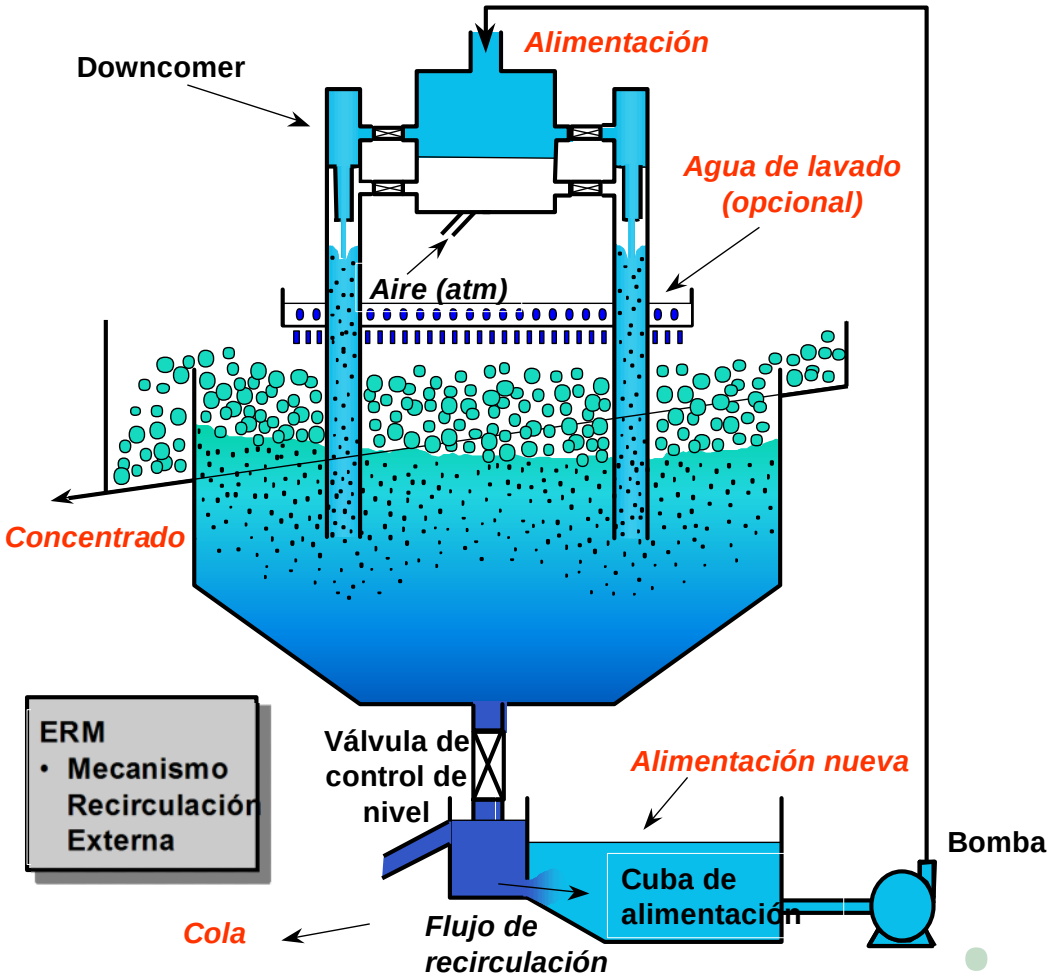


Figura Nº 6.8. Celda de flotación Jameson.

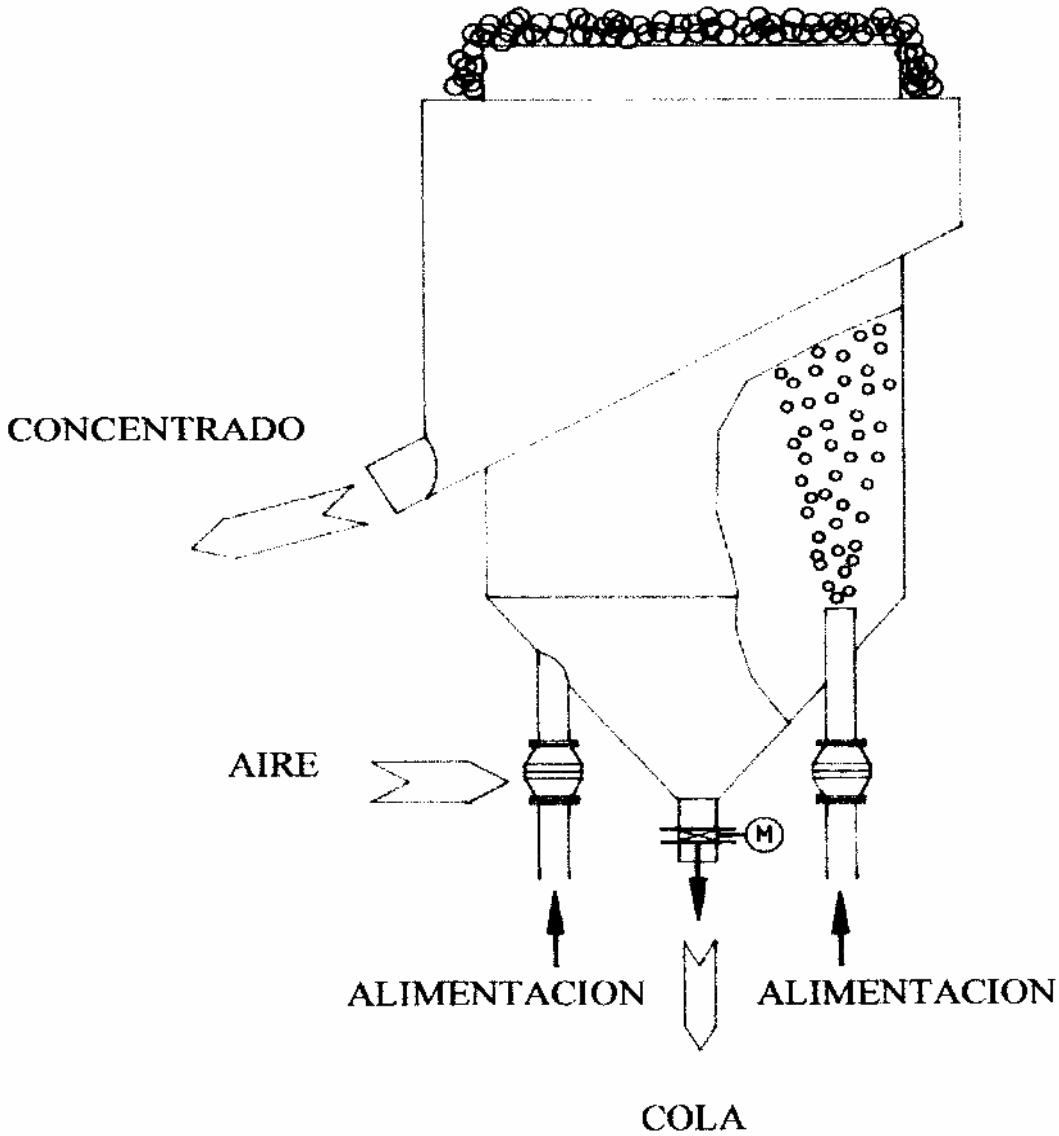


Figura Nº 6.9. Celda de flotación neumática Bahr.

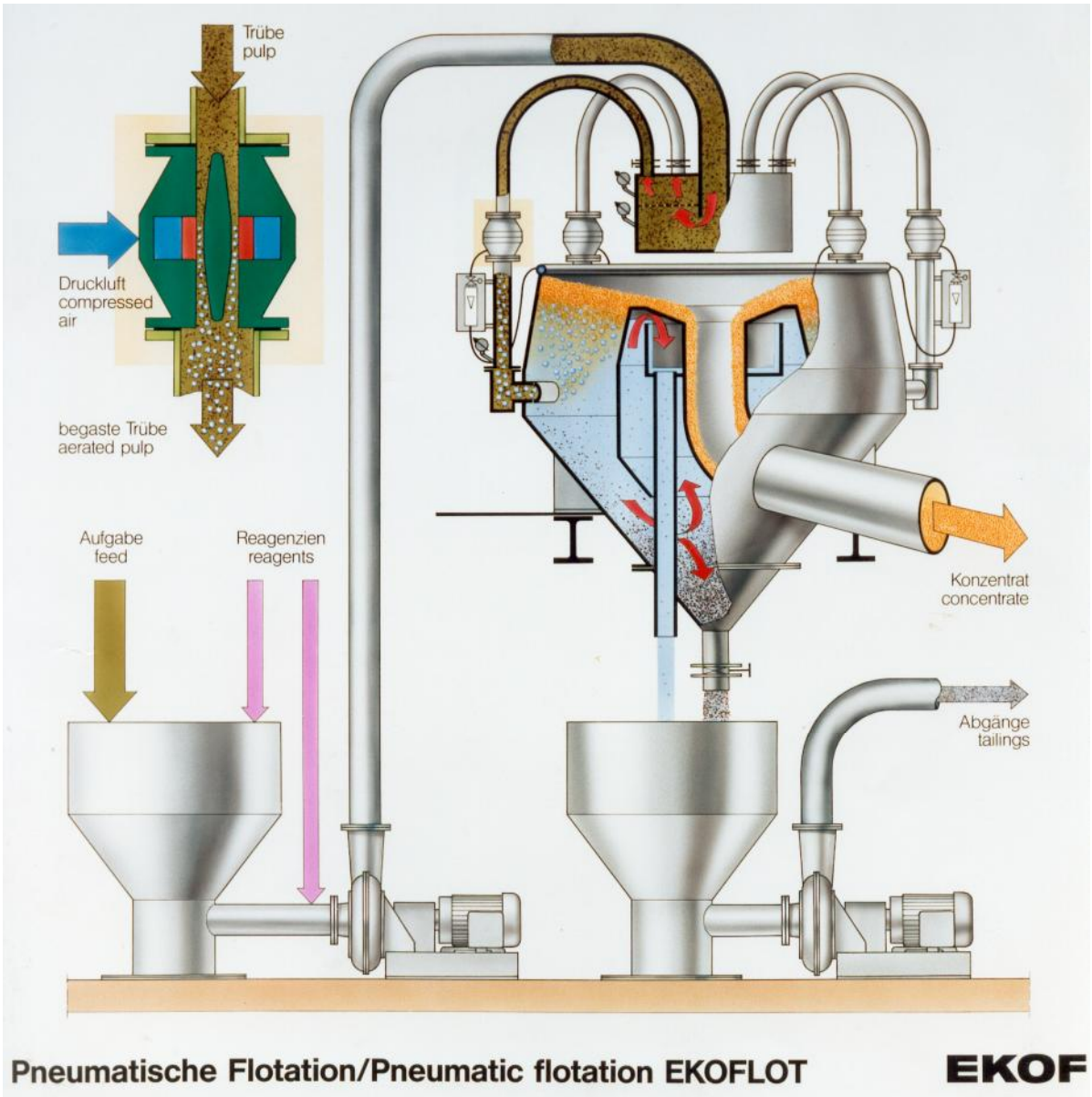


Figura Nº 6.10. Celda de flotación neumática 1er diseño Imhof.

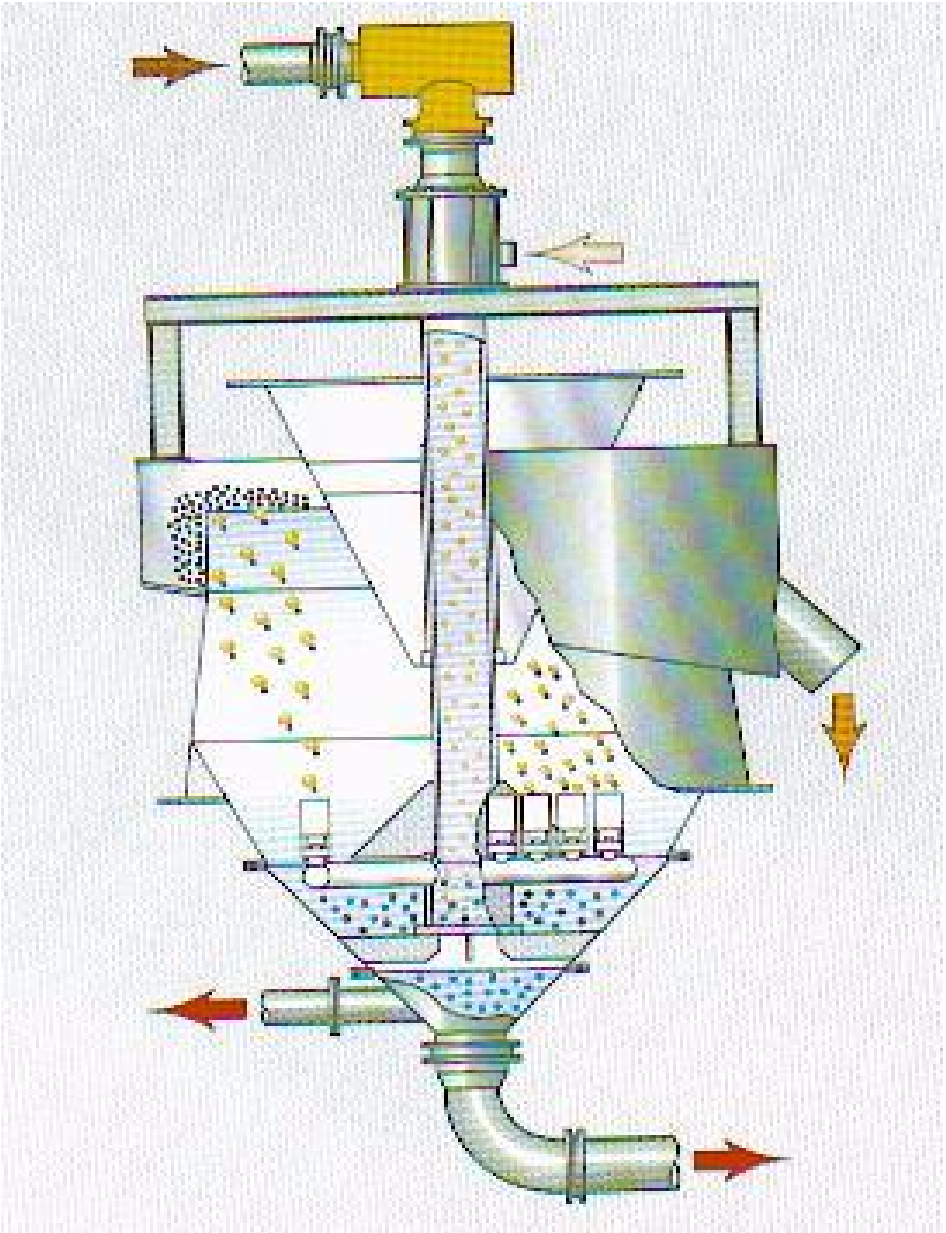


Figura Nº 6.11. Celda de flotación neumática 2º diseño Imhof.

6.5.2. Celdas de sub-aireación.

Otro tipo de máquinas ampliamente utilizadas son las celdas de sub-aireación en donde el aire es introducido a la pulpa a través de un dispositivo especial ubicado en el eje central rotatorio. También es posible una combinación de succión y soplado (supercarga) o soplado el aire bajo el impulsor.

El principal elemento en este tipo de máquinas es el impulsor, quien es el responsable de la distribución de burbujas de aire a la pulpa. Un ejemplo típico de este tipo de máquinas lo constituye las celdas del tipo Denver, Agitair y Wemco.

Las máquinas de sub-aireación tipo Denver poseen dos formas de aireación: flotación celda a celda y flotación con flujo libre. Ambos tipo de celdas cumplen con los requisitos necesarios para recuperar minerales y limpiar concentrados.

La celda Denver "sub-A", corresponde al tipo de flotación celda a celda. Las celdas de flotación actúan como unidades individuales, cada una de ellas con su propio sistema de flotación y separadas desde las otras celdas por medio de una compuerta ajustable. Así la pulpa pasa de una celda a otra a través de la compuerta y el flujo es succionado por acción del impulsor.

La succión positiva creada por el impulsor, produce aire, el cual es llevado hacia la zona inferior de la celda, a través del conducto central del eje rotatorio. La cantidad de aire producido dependerá de la velocidad del impulsor la que normalmente varia entre 7-10 m/s respecto a la periferia.

Este flujo de aire es transformado en burbujas finas por la acción del impulsor y es íntimamente mezclado con la pulpa la cual es depositada directamente sobre el impulsor rotatorio. Directamente sobre el impulsor se encuentra una cubierta estacionaria, la cual previene una obstrucción del impulsor si se detiene la máquina.

Pegado a esta cubierta se encuentran cuatro deflectores extendidos hasta las esquinas de las celdas. El objetivo de estos deflectores es prevenir la formación de remolinos sobre el impulsor, produciendo así una zona de reposo en donde las burbujas pueden ascender cargadas con el mineral sin ser barridos lo que provocaría el desprendimiento de las partículas de mineral desde las burbujas.

Las burbujas cargadas de mineral se separan de la ganga en esta zona y continúan el ascenso hacia la espuma, desde donde el concentrado es removido por acción mecánica de las paletas.

Es posible aumentar la cantidad de aire producido aumentando la velocidad de agitación, sin embargo se produce una sobre agitación de la pulpa aumentando el desgaste del impulsor y el consumo de energía. Por lo anterior, cuando se requiere de una sobre aireación se introduce aire a través de alguna fuente externa.

La necesidad de contar con una máquina que pudiera tratar grandes toneladas de mineral conjunto a desarrollar las celdas Denver con flujo libre, estas unidades se caracterizan por la ausencia de particiones intermedias y compuertas entre las celdas. La pulpa entra libremente a la celda, sin pasar por barreras ni tuberías ubicadas

dentro de la máquina de flotación. El nivel de la pulpa es controlado por una compuerta única para las colas ubicadas al final de la celda. La eficiencia de flotación es alta, la operación es simple y el control de la operación por un operador es minimizado. Una gran cantidad de plantas que tratan toneladas de mineral usan hoy en día celdas de flotación del tipo flujo libre y muchas de ellas están equipadas con controladores automáticos de densidad de pulpa, nivel de pulpa y otras variables.

Otros tipos de celdas muy comúnmente usadas son las celdas Wemco. Estas máquinas poseen un sistema 1+1 rotor-dispersor que reemplaza al impulsor de las Denver, y que permite lograr una mejor distribución interna de la pulpa, observar figura Nº 6.12. Como en el caso de las celdas Denver también tienen secciones. La alimentación entra por debajo de la primera partición y las colas pasan sobre las particiones desde una sección a otra.

Las secciones están separadas entre si por compuertas ajustables que permiten controlar el nivel de la pulpa. Estas compuertas llegan hasta la unidad de su altura de modo que en su parte inferior la pulpa puede circular libremente.

La pulpa que pasa a través de cada celda o compartimento es transportada hacia arriba donde se encuentra el rotor debido a la succión creada por la rotación. El rotor también genera aire y lo impulsa hacia abajo el cual es completamente mezclado con la pulpa antes de romperse en pequeñas burbujas por la acción del dispersor. Al contrario de las celdas Denver Sub-A, la pulpa a través del banco de celdas fluye solo por acción gravitacional y no por bombeo. Esto significa que hay una mayor energía para producir aireación y dispersión y por ende es posible obtener grandes cantidades de espuma con este tipo de máquinas, lo cual aumenta la capacidad y velocidad de flotación.

Algunas veces en la parte superior se bajan las compuertas para que la espuma pueda correr libremente. La última celda que descarga la cola, lo hace por rebalse. Este nivel se puede ajustar y con él, el nivel de pulpa en la máquina.

Las máquinas Galigher Agitair son otro tipo de máquinas del tipo sub-aireación muy comúnmente usadas y que dependen totalmente de la inyección de aire.

Este sistema también ofrece un flujo lineal de pulpa a través de un número proporcional de celdas, en donde el movimiento del flujo es producido fundamentalmente por acción de gravedad. Las máquinas Agitair son usadas generalmente en plantas de gran capacidad en donde la ley del metal en la alimentación es baja, de tal forma que para hacer rentable el proceso se requiere de una elevada cantidad de material tratado. Cada compartimento tiene un volumen determinado y la pulpa es agitado por un impulsor rotatorio fijo a un sistema de deflectores.

El aire se inyecta a la pulpa a razón de 175-1000 Kg/m^2 a través del conducto que rodea el eje del impulsor, produciéndose burbujas finas y abundantes lo que permite el tratamiento de partículas finas de mineral y de pobre flotabilidad.

También están las máquinas Outokumpu (OK), figura Nº 6.13, las que cuentan con un innovativo impulsor diseñado sobre la

base de principios hidrodinámicos. Así las celdas OK tienen excelentes características de mezclamiento y puede mantener aún sólidos gruesos en suspensión a través del tanque.

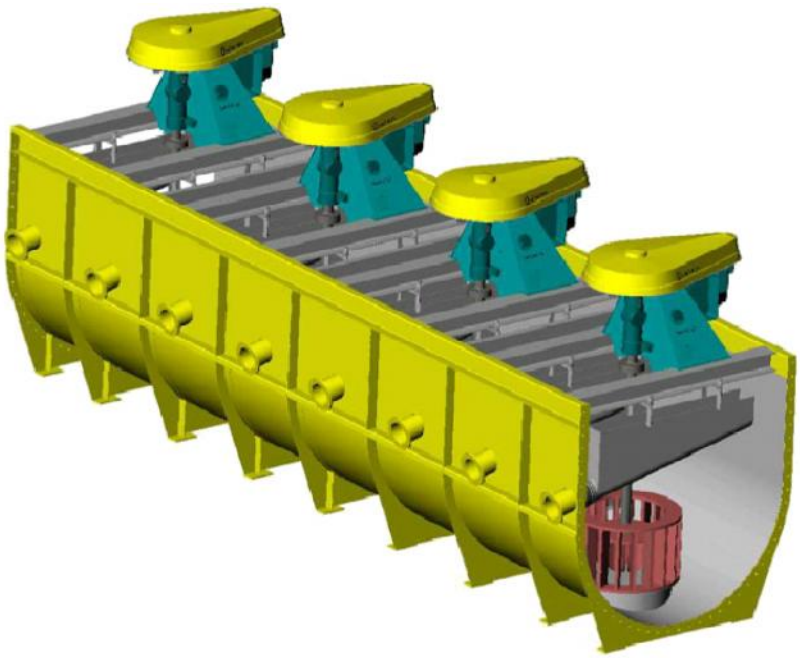


Figura Nº 6.13. Celdas de flotación OK de Outokumpu.

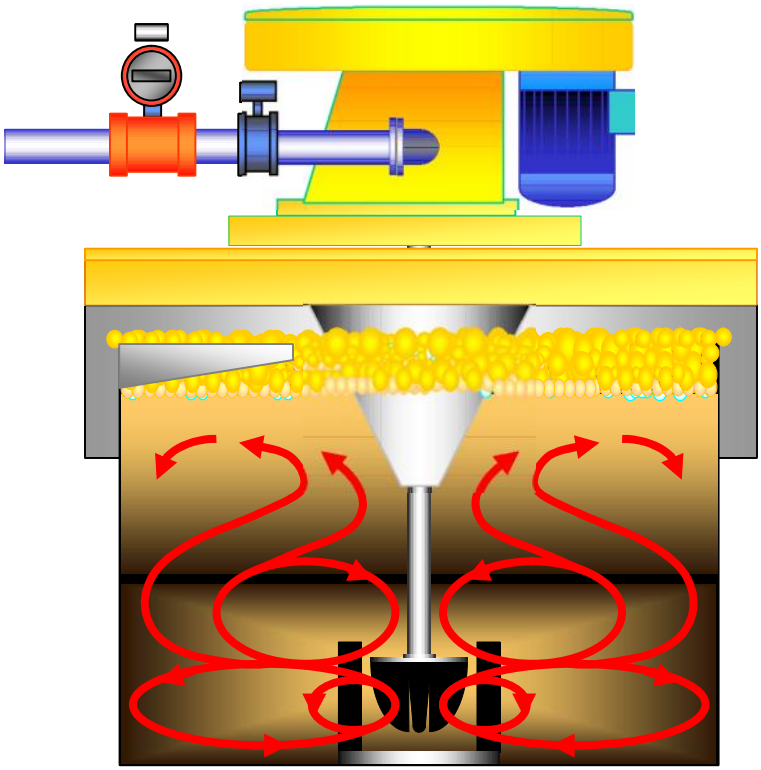


Figura Nº 6.14. Celdas de flotación OK-TC de Outokumpu.

La clave del mecanismo impulsor OK es promover la dispersión de aire a partir de la superficie completa de las ranuras del rotor más bien que de una estrecha zona. Esto se logró por un diseño especial del rotor y estator. La fuerza centrífuga creada por el anillo de pulpa que rota en la separación rotor-rotor compensa el aumento de la presión hidrostática en las partes inferiores al rotor. El rotor como una poderosa bomba más que una agitador, puede a pesar de su pequeño tamaño mantener el material grueso en suspensión.

El diseño del impulsor en forma ovalada y constituido por una serie de hojas verticales radiales, permite que la pulpa sea bombeada hacia arriba desde el fondo y lanzada enseguida hacia afuera para mezclarse íntimamente con el flujo de aire disperso. Hojas angostas del estator que rodean al impulsor convierten ahora al vórtice tangencial de la pulpa a flujo radial.

Las celdas OK garantizan una buena suspensión de la pulpa con un bajo consumo de potencia.

6.6. Desarrollo de nuevas máquinas de flotación (J.A. Finch, Departamento de Ingeniería de Minas y Metalurgia, Universidad MaGill, Montreal, Canadá).

Resumen del trabajo NOVEL FLOTATION DEVICES, presentado en el VII Congreso Nacional de Metalurgia. Preparado por Víctor Conejeros T. y Hugo Cárcamo G., del Departamento de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Católica del Norte.

6.6.1. Introducción.

El gran auge de la flotación columnar, en los últimos años, ha estimulado el desarrollo de nuevas máquinas y sistemas de flotación, en la industria y centros de investigación.

Estos desarrollos se pueden agrupar en tres categorías: desarrollo en las celdas mecánicas, en flotación columnar, y en nuevos diseños de celdas, los que se presentarán en forma resumidas en los siguientes párrafos.

6.6.2. Celdas mecánicas.

En esta categoría, se considera la introducción de agua de lavado, y celdas con cono de ajuste de concentrado.

La primera idea, toma en cuenta este mismo concepto de las celdas de columna, en que se introduce agua de lavado, en la parte superior de la espuma, que reemplaza el agua contaminada, que viene de la pulpa, y consecuentemente, reduce la recuperación por atrapamiento de partículas de insoluble, hidrofílicas, de tamaño pequeño. No existe consenso en como agregar esta agua de lavado a la celda. En el caso de las columnas, esto se logra trabajando con un dispositivo, para alcanzar la acción de limpieza. Sin embargo, no es claro este mismo efecto en las celdas mecánicas, y esto es motivo de investigación hoy día.

El cono de ajuste, se utiliza para dar una mayor altura de espuma, y de este modo mejorar el drenaje, para así lograra leyes más altas del concentrado. Con este sistema, se reduce el área transversal de la espuma, relativa a la pulpa, aumentando la profundidad de las espuma, incrementando la carga con partículas mineralizadas. Estos conos son normalmente ajustables, subiéndolos o bajándolos, según la necesidad, con lo cual se cambia la geometría de la celda, e incluso es posible ocuparlos en distintas etapas del circuito.

6.6.3. Columnas de flotación.

La columna de flotación son de uso familiar en casi todas las plantas de flotación, las cuales se utilizan principalmente en las etapas de limpieza de concentrado. La altura, en las primeras columnas, era más bien estándar, con un alto de 12 m, aproximadamente. El escalamiento se hacía solo con respecto a la cantidad y diámetros de éstas, debido a que el grado de mezcla se relacionaba con la razón altura/diámetro de la columna.

Algunos autores trabajaron en la idea de mejorar el grado de mezcla, y de este modo mejorar la cinética del proceso, dando un contacto más intenso partícula-burbuja. De esta idea nació, por ejemplo, la columna corta, desarrollada por Jameson. Otra idea para mejorar este contacto, fue la introducir bafles en la columna, lo que dio origen a las columnas empacadas. La idea central, sin embargo, es que se debe mejorar el proceso de transferencia de masa en la etapa de contacto partícula - burbuja, que se inicia con el adecuado diseño de los burbujeadores.

Burbujeadores:

Los primeros burbujeadores se construyeron de materiales porosos, tales como tela de filtro o goma perforada. Sin embargo por los problemas operacionales de bloqueo, desgaste, demoras en el recambio, y gran número de burbujeadores para mantener tamaños de burbuja adecuado, se idearon nuevos diseños de estos sistemas.

Hoy en día son comunes los sistemas generadores de burbujas tipo jet, como los diseños USBM y COMINCO. En estos casos se incorpora una pequeña cantidad de agua, junto con el gas, que mejora la distribución de burbujas finas y su distribución en la celda. Por otro lado el burbujeador Minnovex, de abertura variable, permite ajustar las dimensiones del orificio (un anillo) y la presión del gas.

Otros diseños involucran un cizalle, producido, por ejemplo, forzando a la pulpa a pasar por un mezclador estático, con hojas que obligan a la pulpa y al aire a seguir un camino sinuoso. En la celda neumática, la pulpa se alimenta a través de una abertura pequeña, alcanzando altas velocidades, que se encuentra con aire que fluye en ángulo recto.

En resumen, los nuevos diseños buscan tener un sistema que pueda ser fácilmente reemplazable, ser resistente al desgaste, que permitan cambiar el tamaño del orificio, ser cortos para facilitar su manejo, y que permitan usar pocos burbujeadores.

Columnas con bafles o empacadas:

Se ha demostrado que mientras mayor es el grado de mezcla, menor son la recuperación y selectividad en flotación. Debido a esto, por ejemplo se ordenan las celdas en serie en los bancos. La ventaja de un celda de columna es que puede remplazar varias celdas de un banco, debido a la reducida mezcla inherente a su geometría.

Una forma de reducir la mezcla es colocando bafles verticales, que dividen la columna en compartimentos. También, y esto da origen a la columna empacada, es posible usar placas corrugadas para dar un camino tortuoso a seguir por las burbujas y la pulpa. Se obtiene un reducido grado de mezcla, y también una altura, limitada de espuma.

6.6.4. Diseños reactor/separador.

El argumento básico es que la flotación tiene dos funciones fundamentales: unir las partículas a las burbujas, y entonces separar estos agregados de la pulpa. El diseño actual de las máquinas de flotación es un compromiso entre estas dos funciones, lo cual podría limitar el comportamiento global. Esto se manifiesta en el diseño de

las celdas mecánicas, que dan una agitación intensa, en la zona del impeler, y una zona de quietud, en la parte superior, para la separación. El concepto manejado en este nuevo diseño, es aislar estas dos funciones, con la idea que estas dos funciones puedan ser optimizadas individualmente, y así mejorar el comportamiento global.

Bajo este concepto, el autor cree que es posible agrupar los diseños de Jameson, de las celdas neumáticas y las celdas de contacto.

Celda Jameson:

Esta celda corresponde a un diseño de columna de flotación corta, que consiste en dos partes: el downcomer o tubo de descenso, donde se mezcla la pulpa con el aire, y la celda misma. El tubo de descenso de la alimentación posee una boquilla, que permite inyectar al pulpa a la forma de un jet. Ésta atrapa aire, debido al vacío producido, no necesitando de un compresor para ello. El aire es diseminado en burbujas, y la colección ocurre en este reactor (el downcomer). La mezcla descarga en las celdas, abierta, y allí toma lugar la separación de los agregados partícula burbuja de al pulpa. La celda es el separador.

Celda neumáticas:

Esta celda una actualización de las antiguas celdas neumáticas, pero con un concepto y utilización de tecnología actual. En particular, un modelo simple, consiste en que la pulpa es forzada a través del burbujeador, pasa a una tubería y entra a la celda. El burbujeador más la tubería es el reactor, y la celda es el separador.

Celda de contacto:

En este caso el agua y el aire son inyectados en un burbujeador, y las burbujas son inmediatamente contactadas con la pulpa, y fluyen hacia el contacto. La combinación de burbujeador y contactor es el reactor. La cámara de separación es una columna convencional modificada.

En estos casos, los tiempos de retención son extremadamente cortos, de modo que las condiciones para que la flotación ocurra deben establecerse antes de la entrada a la unidad.

Ceda Centrifloat:

En este aparato, la pulpa es alimentada tangencialmente cerca de la parte inferior de un recipiente cilíndrico (el reactor). El aire se inyecta a través de paredes porosas y se convierte en burbujas por el flujo tangencial de pulpa. La fuerza centrifuga generada hace que las burbujas se muevan hacia adentro, contra el movimiento de las partículas, lo que resulta en una alta velocidad de colección.

6.6.5. Conclusiones.

Se ha hecho una revisión de las últimas máquinas de flotación. Esta lista no ha sido exhaustiva, y sólo se ha dado una visión global de estos equipos. El autor piensa que se está viviendo una etapa importante, en el desarrollo de nuevos equipos, orientados a producir, en este caso, de mejor ley, de forma más eficiente y económica. Es incierto cuales de estas máquinas serán de uso común en el futuro, pero solo la continua investigación y pruebas de éstas en aplicaciones industriales, podrán dar luz sobre esta interrogante.

6.7. Análisis de casos prácticos.

Se analizará la flotación de minerales mixtos de Cobre, desde el punto de vista fundamental y de casos prácticos; además, se adjunta diferentes publicaciones referidas al tema, que complementa lo presentado en este texto.

La flotación constituye el proceso de concentración más ampliamente utilizado para beneficiar minerales sulfurados de cobre, técnica por la cual se trata sobre el 80% de cobre primario del mundo.

Las características propias de la flotación, junto al desarrollo de nuevos equipos, y de reactivos nuevos y más selectivos, hacen de este proceso una alternativa técnica y económicamente atractiva para el beneficio de este tipo de minerales, gracias a las propiedades hidrofóbicas de estos minerales.

Por otro lado, el carácter hidrofílico de los minerales oxidados obliga a usar, en el proceso de flotación, reactivos con mayor poder hidrofobizante, los que se adsorben sobre la superficie mineral por enlaces de tipo electrostáticos, que son menos selectivos de los que gobiernan la adsorción en el caso de los súlfuros. Así esta técnica es usada, por lo general, en menor grado, siguiendo la vía hidrometalúrgica para su tratamiento.

Las investigaciones en los últimos años, se han centrado en el estudio de los mecanismos de flotación de súlfuros de cobre. Sin embargo, existe poca bibliografía relativa a la flotación de óxidos de cobre.

Al respecto, se cita en bibliografía, que la Cuprita, Cu_2O, responde bien al proceso de flotación, comportándose de manera similar a los súlfuros, con colectores Tiólicos. La Tenorita y la Brochantita son de baja flotabilidad. Los Carbonatos de cobre, Malaquita y Azurita, pueden ser flotados con colectores de cadena larga. Por otro lado, la Crisocola, que constituye el primer problema de los yacimientos chilenos de cobre, y que es refractaria a la lixiviación, presenta muy bajas recuperaciones con colectores de cadena larga y a altas concentraciones.

En general, referidos a la flotación de óxidos de cobre, se han propuesto los siguientes métodos:

- Sulfidización, seguido de flotación con colectores sulfhídricos, Xantatos (Gaudin, 1932).
- Flotación con jabón (Gaudin, 1932)
- Proceso LPF (Lixiviación-precipitación-flotación) (Millieken y Goodwin, 1943; Sutulov, 1963).
- Activación con iones metálicos pesados, seguido por flotación con colectores aniónicos (Aplan, 1984).
- Reactivos colectores específicos, por ejemplo del tipo mercaptano (Aplan, 1984).

Los mayores éxitos, en la flotación de mixtos y óxidos de cobre, se logran mediante la activación por sulfidización, con la adición de diferentes reactivos que aportan iones $S^{=}$ y HS^{-} al proceso.

El rola de estos iones es reaccionar con la superficie oxidada, modificando completamente la naturaleza físico - química de su estructura superficial, permitiendo la adsorción de colectores en ella, y su posterior flotación.

Para la Malaquita, investigadores como S. Castro y colaboradores, han demostrado que además de la reacción de sulfidización ocurre una oxidación catalítica de los iones HS^-. Pero no está claro si la oxidación es una reacción paralela o consecutiva, desconociendo el rol de los sitios cúpricos y CuS superficiales y el mecanismo de acción del oxígeno, por lo que propone el siguiente mecanismo de reacción superficial:

$$xCuCO_3.yCu(OH)_2 + 2OH^- \rightarrow (x-1)CuCO_3.yCu(OH)_2.Cu(OH)_2 + CO_3^{-2}$$

$$(x-1)CuCO_3.yCu(OH)_2.Cu(OH)_2 + HS^- \rightarrow (x-1)CuCO_3.yCu(OH)_2.CuS + OH^- + H_2O$$

Es decir, en medio alcalino y en presencia de Na_2S o NaOH los sitios superficiales hidroxilados se transformarían en sitios sulfurados y al mismo tiempo ocurriría una disolución parcial de la Malaquita, generando nuevos sitios hidroxilados.

Se puede postular entonces que la sulfidización transformaría la superficie hidrofílica de la Malaquita en una superficie hidrofóbica. Esta

hidrofobización es parcial, pero es suficiente para mejorar por sí misma la flotabilidad de la especie. Un efecto similar, se ha encontrado para la Crisocola.

De acuerdo a lo anterior, se puede establecer que un efecto importante de la sulfidización sería reducir el carácter hidrofílico de la capa superficial del mineral oxidado, y de sta forma proporcionar un grado de hidrofobicidad mínimo necesario para que la adsorción de dixantógeno sea espontáneo.

Sin embargo, la experiencia ha demostrado que la eficiencia de este proceso está limitada por dos aspectos fundamentales: la presencia de oxígeno en el sistema que incorpora una reacción de competencia por el sulfhidrato, con los óxidos, y el límite de concentraciones residuales, de azufre en solución ($HS^- + S^=$), debido al bajo aprovechamiento de estos iones, requiriendo de un estricto control de: pH, E_h, concentración de azufre ($HS^- + S^=$), a fin de lograr una operación eficiente. Este proceso ha sido estudiado y aplicado en medio básico, pH 8 a 11, región en que son más estables los iones HS^- y $S^=$.

Los desarrollos actuales en este campo están orientados hacia el control potenciométrico del proceso (Jones, 1991; Gaete, 1994).

El proceso de sulfidización debe llevarse a cabo manteniendo ciertas condiciones de operación (Gaete, 1994), a saber:

Dosificación del reactivo en varias etapas, a fin de evitar consumos excesivos, por parte de las partículas, y oxidación prematura del reactivo sulfidizante.
Agitación moderada durante la flotación, a fin de mantener la capa de sulfidización.
Control estricto del potencial de pulpa, para mantener una concentración de iones HS^- y $S^=$, evitando su oxidación, y control de la oxidación de estos reactivos en un nivel suficientemente bajo, para que tenga efecto, y no demasiado alto como para producir la depresión de los súlfuros y los óxidos sulfidizados. Si existe la presencia de mixtos de cobre, se recomienda flotar

los súlfuros, en primer lugar, y luego sulfidizar y flotar los óxidos.
Normalmente se requiere de tiempos largos de flotación, para alcanzar una recuperación adecuada.

Según la última condición, en un sistema de flotación convencional, ocurre una rápida oxidación del reactivo sulfidizante, por la acción del aire introducido a la celda. Esta oxidación puede ser a sulfito o sulfato, dependiendo de las condiciones oxidantes del medio (Pourbaix, 1963).

La respuesta a la flotación ocurre normalmente luego de un tiempo de sulfidización, generalmente 2 a 3 minutos, durante el cual, se supone, ya que no se dispone de estudios al respecto, toma lugar la sulfidización, debido a que esta ocurre por un contacto trifásico líquido-sólido-gas.

Se adjuntan diferentes diagramas de flujo de plantas concentradoras, que flotan mixtos de cobre.

VII. MUESTREO DE MINERALES Y PREPARACIÓN DE MUESTRAS

7.1. Introducción.

En toda empresa minera, el control de calidad es una de las actividades de mayor importancia, para establecer un funcionamiento global eficiente del sistema.

Para realizar el control, es indispensable efectuar en forma satisfactoria el muestreo de cada uno de los flujos involucrados en el proceso.

El propósito del muestreo es la obtención de una pequeña parte (llamada Muestra) de una masa mucho mayor. A la vez esta muestra debe representar tan aproximadamente como sea posible en todas las características deseadas a la masa global de la cual es extraída.

La operación de muestreo generalmente involucra tres etapas, las cuales dan por resultado los valores de las características en estudio, estas etapas son:

a) Toma de la Muestra.
b) Preparación de la muestra.
c) Análisis de la característica en cuestión.

Se debe tener muy presente que por muy bien que se haga un análisis o una prueba, será inútil si la muestra no se ha tomado o preparado bien.

Por consiguiente, el objetivo principal de este curso es recalcar la importancia que se debe tener en la operación de muestreo y hacer tomar conciencia de la gravedad de los peligros que lo rodean.

Finalmente diremos que el muestreo ha sido durante mucho tiempo y es aún en nuestros días, considerando como una simple operación técnica de manipulación. Pero, la verdad es que ninguna técnica es susceptible de hacer perder tanto dinero al usuario como el muestreo.

7.2. Definiciones Básicas en Muestreo

a) Muestreo.

Se denomina a la obtención de una fracción pequeña, lo mas representativa posible de un total de mineral que interesa analizar.

b) Incremento.

Es una cantidad de material a tomar del universo o parte de éste, mediante un aparato de muestreo, con el propósito de determinar su calidad.

c) Sub-muestra.

Es un compósito formado por varios incrementos. El compósito de varios incrementos después de haber sido preparados individualmente, es también una "sub-muestra".

d) Muestra bruta.

Es un compósito (material) de todos los incrementos o todas las submuestras seleccionadas desde el universo con el objeto de determinar su calidad.

e) Muestra reducida.

Es la muestra obtenida, a partir de la muestra bruta,'por el método de reducción, después de haber obtenido una muestra para análisis de granulometría, en los casos que esto fuera necesario.

f) Muestra final sellada.

Es la muestra ya refinada, debidamente identificada y almacenada en un sobre sellado.

g) Muestra para análisis químico.

Es la muestra tomada y preparada de acuerdo a la norma JIS, refinada bajo cien mallas, destinada a determinar la composición química por los elementos que corresponda.

h) Muestra para humedad.

Es la muestra tomada de la muestra bruta, para determinarle el contenido de humedad.

i) % de humedad.

Es el contenido de agua que tiene una muestra bruta, referido al peso total de la muestra húmeda expresada en porcentaje

j) Análisis granulométrico.

Es el análisis que se le hace a un material para conocer su distribución de tamaño, pasándolo por distintos tamices y expresándole el peso de material atrapado en cada malla como porcentaje parcial, referido al total de material usado para el ensayo.

k) Pala JIS.

Es una pala metálica que se utiliza para tomar incrementos de muestra, cuyas medidas y forma depende del tamaño de partículas a muestrear y del muestreo si es primario o secundario (reducción por incrementos) respectivamente.

l) Cuarteador.

Es un dispositivo mecánico que posee canales (ranuras), sobre el cual se pasan las muestras con el fin de homogeneizarlos y/o reducirlas en dos sub-muestras iguales. la selección del cuarteador apropiado dependerá del tamaño máximo de partícula, correspondiéndole un número de aberturas y ancho del cortador determinado por norma JIS.

m) Error.
Es la diferencia entre un valor medido y el valor verdadero o de referencia conocido.

Tipos de errores.

- Error de Muestreo.

Es aquel error que se relaciona con la toma de muestras.

- Error de Preparación.

Es aquel error que se relaciona con al reducción y refinación de la muestra para posterior análisis.

- Error de Análisis.

Es el error que se relaciona con el método de análisis usado.

- Coeficiente de Variación.

Se define como el cociente entre la desviación estándar y la medida multiplicado por 100.

- Precisión.

Es la variabilidad de las observaciones (incrementos) con referencia al promedio de las mismas observaciones, tomando en cuenta todas las muestras posibles. La medida básica de precisión es la varianza (V).

- Exactitud.

Es la variabilidad de las observaciones con referencia al valor verdadero en la población, tomando en cuenta todas las muestras posibles.

La medida básica de exactitud es el error cuadrático medio. (ECM).

Si un estimador es insesgado (tiene sesgo B=0), su precisión y exactitud son lo mismo dado que $ECM=V+B^2$.

Estrictamente, la idea de eficiencia se debería identificar con la exactitud, entonces digamos que: entre dos estimados, el estimador con menos varianza es más Preciso y el estimador con menor EMC es más Eficiente, o tiene mejor exactitud.

- Sesgo.

Es la diferencia entre el valor esperado de un estimador y el valor poblacional verdadero que se trata de estimar.

- Estimador.

Es la cantidad numérica calculada con los datos de la muestra y que tiene por fin proporcionar información sobre un valor poblacional desconocido.

- Lote.

Porciones y partes en que se ha subdividido el universo a estudiar y lo conforman los incrementos.

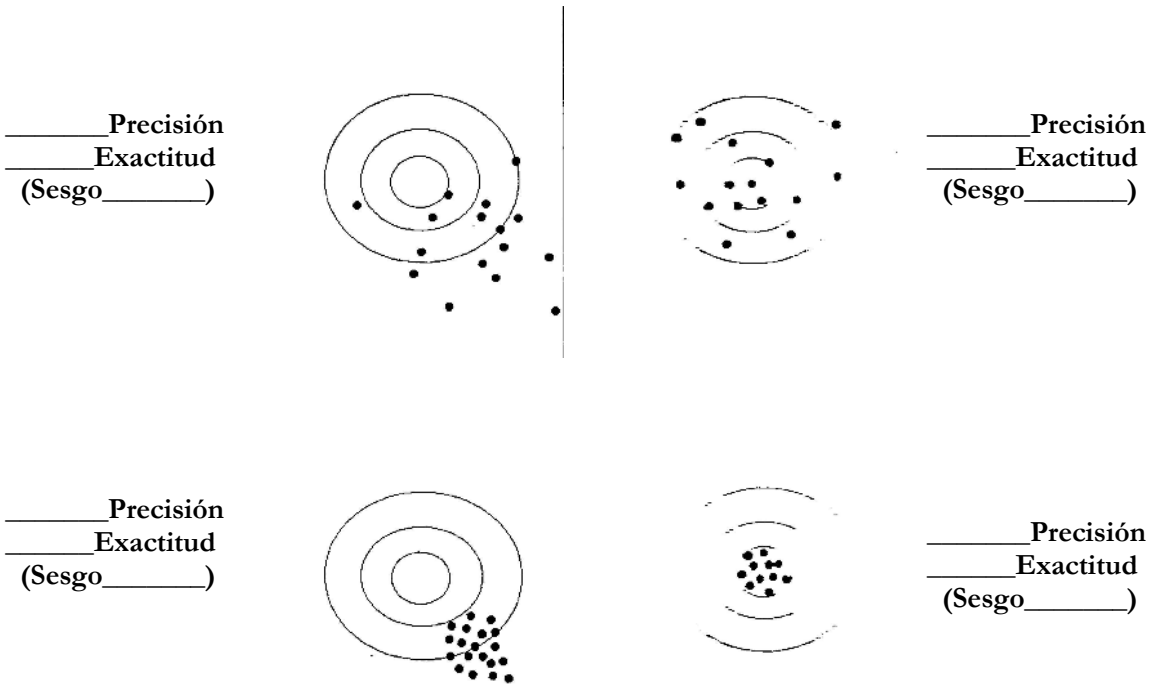


Figura Nº 7.1. Ejemplos de precisión y exactitud.

7.3. Tipos de Muestreo

7.3.1. Muestreo al Azar.

Es aquel en que todas las unidades que componen el material (sólido - líquido) a estudiar, tienen la misma probabilidad de ser seleccionadas (tomadas) como incremento de la muestra que representa el material. Uno de las

mayores dificultades en el muestreo en el azar es efectuar un verdadero muestreo al azar, por ejemplo si se muestra un pila de mineral tomando incrementos de todo el entorno, este no constituye un verdadero muestreo al azar debido a que no se ha tenido acceso al interior de la pila. Una situación similar se observa cuando se muestrea lingotes por taladrado, ya que hay una tendencia a enfatizar áreas determinados. En la selección de productos manufacturados para control de calidad se usa frecuentemente tabla de números al azar.

Las principales características del muestreo al azar son:

- Cada incremento tiene la misma probabilidad de selección.
- Si selecciona una sola unidad de una población de N unidades, cada una tiene una probabilidad de 1/N de ser seleccionada.
- Para una muestra de más de una unidad, cada unidad tiene la misma probabilidad de selección y cada combinación de unidades tiene la misma probabilidad de selección.
- Se saca una unidad a la vez hasta que se tenga la muestra de tamaño deseado.

Luego, el muestreo al azar consiste en tomar pequeñas porciones iguales, al azar con un cucharón, una pala, o con otro implemento de muestreo.

Las ventajas de este método son su economía y la rapidez con que se lleva a cabo. El inconveniente principal es la dificultad de conseguir que 'todos los componentes estén verdaderamente representados cuando se toman pequeños porciones, particularmente si el material tiene terrones o el tamaño de las partículas no es uniforme.

Cuando más pequeñas sean las partículas del material muestreado por este método, tanto más exacto será la muestra.

En general, el muestreo al azar sólo deberá aplicarse cuando el material sea homogéneo y únicamente cuando sólo basta con resultados no exactos.

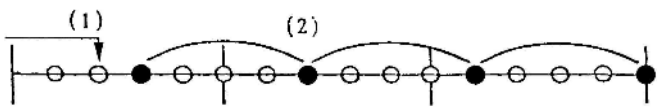
La desviación estándar del error de muestreo S_S para un muestreo al azar o sistemático de un material está dado por:

$$S_S = \frac{\sigma_S}{\sqrt{n}}$$

donde:
σ_S = es la variabilidad verdadera del material expresada como desviación estándar.
n = es el número de incrementos tomados para un muestreo simple.

7.3.2. Muestreo Sistemático (Periódico).

En este tipo de muestreo los incrementos son colectados a intervalos regulares, en términos de masa, tiempo o espacio definidos de antemano (ejemplo: correa transportadora). La primera muestra debe sacarse al tiempo ó punto seleccionado al azar dentro del primer intervalo de muestreo según se aprecia en el siguiente esquema:



En que:
(1) es el punto de inicio elegido al azar.
(2) es el intervalo en los que se toman incrementos de muestra.

● Incrementos de muestra.
○ Unidades de material a estudiar.

Ejemplos de muestreo sistemático:

a) Muestreo con cortadores de muestra: los incrementos son colectados a intervalos regulares.

b) Si se sabe que una muestra puede presentar segregación, el muestreo sistemático puede minimizar este efecto. Por ejemplo: en el muestreo de líquidos, un plan sistemático asegurará que no solamente se tomen muestras a distintas profundidades de un estanque sino que también se incluya muestras del sedimento en forma ponderada al total.

c) Los productos manufacturados son muestreados al azar. Sin embargo, los planes de muestreo sistemático permiten asegurar de que ítem se comenzará a contabilizar el intervalo al cual se tomarán las muestras.

d) El muestreo sistemático puede ser usado con el fin de reducir la cantidad de trabajo, por ejemplo si se tiene un número determinado de barras o lingotes que deben ser cortados, la mejor muestra se obtendrá cortando un gran número de barras en una posición de la matriz, en vez de cortar algunas barras en todas las posiciones.

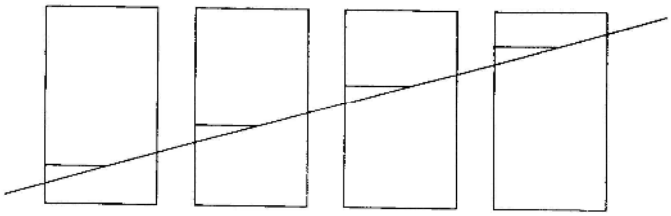
En la práctica cuando se elige un muestreo al azar, al final se trabaja con un muestreo sistemático, esto porque en el muestreo se desea cubrir todo el material y por ello se requiere subdividirlo en áreas iguales de las cuales se selecciona un incremento. Por ejemplo:

- Cuando se descarga un vagón cisterna de ácido, se abre cada 2 minutos una espita de una derivación de la tubería general de salida y se recoge en un recipiente una pequeña porción del ácido, del orden de 50 a 100 cm^3. Este método da para un vagón ordinario una muestra bruta de unos 20 incrementos que puede mezclarse muy bien y reducirse a la cantidad adecuada para realizar un análisis.
- Si se trata de un gran montón de material, puede muestrearse preparando con una pala o un cucharón una porción en diferentes partes de toda la superficie libre del montón. Los puntos en los que se toman las porciones deben estar espaciados a intervalos regulares y un método para conseguirlo consiste en utilizar una cuerda con nudos a intervalos regulares colocado sobre el montón. Posteriormente se toma una porción del material debajo de cada nudo.

- Si la naturaleza del material del montón varía con la profundidad, es preferible tomar la muestra a intervalos regulares sobre las nuevas superficies del material que quedan al descubierto cuando se va retirando éste para su utilización. La muestra bruta resultante se subdivide de la manera usual.

Muestreo Progresivo: Por éste método se toma un tercio de la muestra bruta, después que haya quedado al descubierto una superficie del material que estaba a 1,5 ó 1,8 m, de la manera descrita anteriormente. Una vez que las cucharas de mandíbulas han sacado todo el material que pueden alcanzar, se toma una segunda serie de muestras que comprendan los dos tercios de la muestra bruta a lo largo de la

superficie que queden al descubierto, tal como se muestra en el esquema siguiente.



El muestreo sistemático es probablemente el método más empleado comúnmente, pero debe tomarse con cuidado si:

1. Hay variaciones periódicas en el material, tal que el plan sistemático quede parcialmente desfasado con estas variaciones. En este caso, las muestras tomadas con cortadores de muestras automáticos estarán sujetas a error.

2. Este tipo de muestreo se utiliza como método rápido en muestras estratificadas, se debe tener presente el pesar las muestras obtenidas, de modo que se conozca la proporción de cada uno de los estratos presentes. Por ejemplo: líquido con sedimentos.

7.3.3. Muestreo Estratificado

Es el muestreo en el cual el universo a estudiar se divide en varios estratos o capas o subgrupos y se muestra cada estrato o subgrupo al azar y en forma independiente.

Los subgrupos son muestreados en proporción a sus pesos. Esto es usado particularmente si una consignación está constituida por diferentes materiales los cuales no son fácilmente mezclables o si hay entre ellos una diferencia muy grande en las concentraciones o tamaño.

Ejemplos de muestreo estratificado:

a) En el muestreo de scrap metálico éste será preciso si los diferentes ítems que lo componen son separados previamente en ferrosos, en base a cobre, aluminio, no metálico, etc., todos ellos pesados antes de ser muestreados. El muestreo descrito es un muestreo estratificado proporcionado.

b) El muestreo de materiales transportados en un gran número de vagones o contenedores (containers) que se movilizan a diferentes horas y que -deben ser considerados en el mismo lote. Es una buena práctica aprovechar la estratificación inherente y muestrear la carga de cada vagón en forma proporcional a su peso.

c) En el caso del muestreo de tambores con líquido más sedimento, el método más preciso a emplear es el esquema de estratificación, donde el líquido luego de ser separado del sedimento por decantación, se muestran las dos fases en proporción de sus pesos.

La desviación estándar del error de muestreo Ss, para el muestreo estratificado está dado por:

$$S_S^2 = \frac{n_1 * \sigma_1^2}{n^2} + \frac{n_2 * \sigma_2^2}{n^2} + \frac{n_3 * \sigma_3^2}{n^2} + ...$$

con:
$n_1, n_2, \ldots$ = Nº de Incremento de cada estrato.
$\sigma_1, \sigma_2, ...$ = Variabilidad dentro del estrato expresado como desviación estándar.
n = Número total de incrementos seleccionados.

NOTA:

1) En el muestreo sistemático periódico, los intervalos de muestreo deben determinarse dividiendo el tamaño de la consignación "N" (por ejemplo: toneladas) por el número de incrementos (n) obtenidos de la siguiente fórmula:

$$n = \left(\frac{\sigma_w}{\sigma_s} \right)^2$$

Dependiendo de las condiciones de manejo de materiales, habrá casos donde el número de incrementos contenidos serán inferiores al número necesario de incrementos a ser tomados.

Por ejemplo, cuando se tiene materiales que se manejan en correas transportadoras, en algunos momentos la correa va vacía por lo tanto no es posible obtener muestra. En consideración a este caso, se recomienda de antemano tomar un gran número de incrementos a intervalos de muestreo más cortos de antemano.

2) En el muestreo sistemático periódico, donde los incrementos son tomados a intervalos de 100 toneladas, si se presume que la consignación está dividida en estratos de 100 toneladas, entonces se deberá tomar un incremento de cada uno de los estratos, por consiguiente, el cálculo se realizará considerando el muestreo sistemático periódico.

7.4. Teoría y práctica del muestreo.

Una planificación adecuada de un sistema de muestreo son:

i. Definir el objetivo del muestreo.
ii. Especificar los materiales a ser muestreados en términos de cantidades de flujo y estimación del rango de los parámetros de calidad de los materiales que fluyen.
iii. Establecer la cantidad de muestra necesaria para alcanzar la precisión deseada de las determinaciones, a fin de establecer los parámetros de calidad de los materiales a ser muestreados.
iv. Proponer los equipos para obtener una muestra primaria de acuerdo a los objetivos de representatividad sin introducir sesgo.
v. Examinar posibles requerimientos para reducir en volumen la muestra primaria a través de etapas adicionales consistentes en cantidad y tamaño, y diseñar el sistema de manejo de los materiales para realizar las operaciones deseadas.

La variabilidad, característica de las muestras minerales, en el muestreo discreto de rocas, se debe a que cada una de ellas tiene propiedades diferentes. Las variaciones entre fragmentos individuales se incrementa a medida que el tamaño de partícula disminuye, ya que se alcanza un mayor grado de liberación. Sin embargo, las variaciones entre muestras compuestas de varias partículas, tiende a disminuir a medida que el tamaño de la muestra aumenta. Estas variaciones se pueden disminuir, a cualquier valor, tomando tamaños de muestra cada vez más grandes; pero a medida que el manejo de muestras es más grande, el muestreo se encarece.

Se tiene entonces que:

a. El tamaño de la muestra está relacionado con las variaciones entre muestras.
b. Para observar una variación en un caso específico, es necesario comparar muestras del mismo peso.
c. Para obtener una variación específica entre muestras, se puede fijar el tamaño de la muestra y variar el número de muestras, o fijar el número de muestras y variar el tamaño de la muestra.
d. El tamaño de la muestra está determinado por la abundancia del mineral.

e. Si la razón entre tamaño de grano de la especie mineral en la roca y el tamaño de esta es pequeña, la muestra debiera ser más grande, para una más exacta caracterización.
f. Para minimizar el tamaño de la muestra, es preferible muestrear partículas pequeñas, en lugar de partículas grandes, ya que es posible encontrar un mayor número de partículas pequeñas, en un volumen dado de muestra.

7.4.1. Muestreo incremental.

El muestreo incremental se refiere a procedimientos para colectar muestras por métodos periódicos. Esto se puede aplicar a correas transportadoras, tuberías o canaletas de pulpa u otros sistemas de transporte de sólidos o pulpa. La teoría se basa en que todo el flujo está disponible para colectar la muestra, en un intervalo dado de tiempo. Desde el punto de vista práctico, esto se logra generalmente en la descarga del sistema de transporte.

La teoría del muestreo incremental debe, entonces resolver el problema de la cantidad de muestra y el intervalo de tiempo entre incrementos, para que la muestra sea representativa.

Según Pierre Gy, el peso mínimo de muestra, W_s, tomando en cuenta los errores debido al muestreo, posee un error dado por:

$$\sigma^2 = \left(\frac{1}{W_s} - \frac{1}{W_l}\right) * \left(\frac{1 - A_l}{A_l} * (1 - A_l) * a_m + A_l * a_g\right) * f * g * b * d^3$$

con:
σ^2 = varianza del error fundamental.
W_s = Masa de la muestra.
W_l = Masa del lote.
A_l = Fracción en peso del mineral en el lote.
a_m = Densidad del mineral.
a_g = Densidad de la ganga.
f = Factor adimensional relacionado a la forma de las partículas. Varía entre 0 y 1; siendo su valor medio 0,5 para minerales típicos, y de 0,2 para los metales pesados.
g = Factor adimensional relacionado a la distribución de tamaños. Varía entre 0 y 1, con valores de 0,25 para rangos usuales de tamaño en materiales no clasificados finos. Para materiales clasificados toma los valores de 0,5 o mayores.
b = Factor adimensional relacionado a la liberación del mineral. Varía entre 0 y 1 de acuerdo a la razón de "d" al tamaño de liberación de los granos de mineral, d_b. Es una medida de la dispersión, y se selecciona según la tabla dada a continuación.
d = Es el tamaño máximo de la partícula, y representa el tamaño del tamiz que deja pasar el 95 % del material.

1.1.4.- Muestreo Específico

a) Donde tomar los Incrementos:
Cuando una consignación es llevada por una correa transportadora los incrementos deberán tomarse, ya sea en una posición especificada (con pala JIS) de la correa transportadora o en su extremo de descarga (con cortador automático).

b) Número de Incrementos:
El número de incrementos mínimos a tomar de una consignación deberán determinarse de acuerdo a lo señalado en el punto del tamaño de incrementos de muestra.

c) Método de Tomar Incrementos.

1) Los incrementos deberán tomarse de acuerdo al muestreo sistemático periódico con un comienzo al azar. El intervalo para tomar los incrementos deberá decidirse de acuerdo a la nota 1 del punto de tamaños de incrementos de muestra.

2) Cuando el incremento es tomado después de detener la correa transportadora, la masa de éste debe ser mayor que la masa especificada para el incremento a tomar con la correa en

movimiento, además debe tomarse en una posición preestablecida del transportador, en la dirección de la corriente de material sobre al correa. En este caso se deberá tomar toda la masa del material contenida en la sección transversal de la correa de un ancho de tres veces el tamaño máximo de partícula de la consignación, en dirección de la corriente (ver muestreo en correa detenida).

Nota: el ancho y grosor total, significa que cuando un material es llevado mediante una correa transportadora, la sección total de corte transversal es aproximadamente perpendicular a la dirección del movimiento de la correa transportadora.

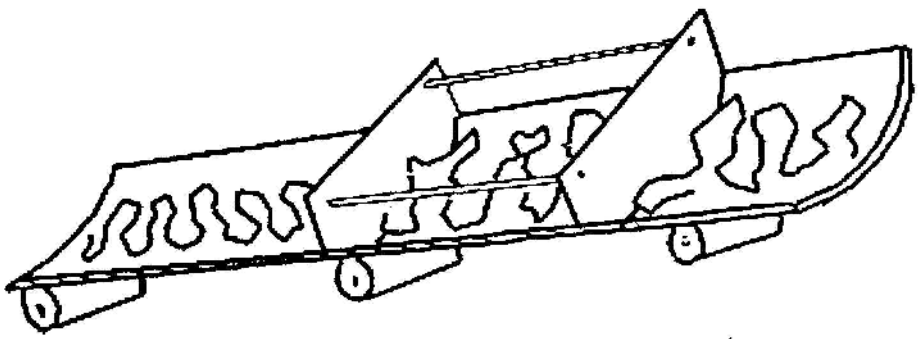
Cuando el incremento se saca de la correa transportadora en movimiento, la anchura y grosor total de la corriente de material, deberá sacarse mediante un aparato de muestreo, ya sea de la correa o del extremo de descarga de la misma.

1.1.4.1.- Muestreo en correa detenida:

El muestreo en correa detenida es frecuentemente usado y recomendado por normas nacionales e internacionales, como método de referencia cuando se desea chequear si tiene desvío un muestreador de flujos de caída. Dicho chequeo está basado en el postulado que el método de muestreo de referencia, por si mismo es insesgado.

La delimitación del incremento, en una correa transportadora detenida, es correcta si y sólo si el incremento actual extendido está delimitado por planos paralelos. Este método de muestreo usualmente es llevado a cabo mediante una armazón metálica formada por dos planchas paralelos de acero, la delimitación observada como correcta se muestra en la figura

Muestreo en correa detenida - delimitación correcta.



1.1.4.2.- Muestreo en escotilla:

a) Donde tomar Los Incrementos:
Los incrementos deberán tomarse, durante el manejo de la consignación, mediante equipos tales como gancho, balde, red, etc., en un punto en la nueva superficie de la escotilla expuesta por el manipuleo o por los equipos de manipuleo.

b) Número de Incrementos:

El número de Incremento mínimos a ser tomados de una consignación deberá determinarse de acuerdo al punto de Tamaños de los incrementos de muestra.

c) Método para los Incrementos:
El intervalo entre cada incremento, deberá decidirse de acuerdo a la nota 1 del punto de tamaños de los incrementos de muestra y los incrementos deberán tomarse mediante el muestreo sistemático periódico.

1.1.4.3.- Muestreo en estanques:

a) Donde tomar los Incrementos:
Cuando una consignación se encuentre almacenado en un estanque, se deberá tomar los Incrementos de distintos puntos y profundidades a fin de conocer el perfil de concentración, estratos formados y/o sedimentos.

b) Número de Incrementos:
El número de Incrementos mínimos a tomar de una consignación deberán determinarse de acuerdo a lo señalado en el punto 2.4.

c) Método de tomar Incrementos:

1) Los incrementos deberán tomarse de acuerdo. al muestreo estratificado, seleccionando al azar los puntos a controlar.
2) Si hay formación de estratos o sedimentos, se deberá muestrear y pesar cada fracción para la posterior ponderación de la consignación.
3) Los incrementos pueden ser tomados con botellas, pistones o sondas según corresponda a cada caso en particular. Se debe cuidar de ambientar siempre los equipos de muestreo antes de obtener la muestra final.

1.1.4.4.- Muestreo de acopios:

a) Donde tomar los incrementos:

Cuando se desee muestrear una consignación que esté acopiada, primeramente se deberá haber descartando la posibilidad de muestrearla en movimiento. La información obtenida del acopio mismo sólo será aproximada, puesto que lo habitual será muestrear el entorno de éste y en el mejor de los casos con ayuda de un payloader se podrá hacer zurcos y conocer parcialmente el interior del acopio. En general se deberá tratar de cubrir todo el entorno del acopio y parte del interior del mismo con la ayuda de sondas si la granulometría lo permite.

b) Número de Incrementos:
El número de incrementos mínimos a tomar de una consignación deberán determinarse de acuerdo a lo señalado en el punto de tamaños de incrementos de muestra.

c) Método de Tomar Incrementos:
1) Los incrementos deberán tomarse con palas JIS o sonda de" acuerdo al muestreo sistemático periódico, con un comienzo al azar. El intervalo para tomar los incrementos dependerá de la información requerida, por ejemplo por camión vaciado o lote diario formado por varias camionadas.

1.1.4.5.- Escorias de Convertidor.

Los contenidos de cobre oscilan entre 4% y 50%. Se toman muestras con cucharón cuando están líquidas en el convertidor o cañería por "chorreo" cuando se vacía la escoria en ellas. La preparación se efectúa por trituración según curvas de seguridad.

1.1.4.6.- Fragmentos de Ollas y Hornos:

El contenido de cobre es variable. Se toman las muestras después de enfriar los recipientes correspondientes.

Cobre Negro.
Contiene del 70% al 90% de Cobre. Se cuela en forma de lingote una muestra tomada con

cucharón y se sacan virutas por taladrado. El taladrado usualmente se considera insatisfactorio porque el metal es duro y contiene inclusiones y sopladuras. Los lingotes son grandes y la segregación de impurezas es considerable. Si el taladrado es inevitable, un 10-30% de muestra debe tomarse del cuadrado taladrándolo completamente de acuerdo a una plantilla, la cual dependerá del tamaño de la pieza. Una de las dificultades de taladrar cobre negro es que cuando el taladro entra en una cavidad, una cantidad desproporcionado de material (escoria desmenuzada) es colectada en la muestra.

Esto es inevitable pero se debe tener cuidado si el exterior del cuadrado tiene escoria. Si esto ocurre deberá limpiarse y muestrear separadamente las fracciones. Las virutas pueden ser tratadas en un molino de martillo o de pisón, con un harnero a 2 mm y graduado el tamaño sobre 1 mm y 0,2 mm con mallas Tyler. Alternativamente, las virutas pueden ser fundidas en crisoles de grafito agregando bórax, para luego analizar por separado las fases resultantes (metálico, escoria).
En algunos casos se requiere determinar humedad por las cavidades en el metal.
El cobre blister (de convertidores), con más de 94% de cobre y el cobre refinado de ánodos, con más de 98% de cobre se muestrean con cucharón, lo mismo que el cobre negro y se continúa de la misma manera.
Por la alta pureza del metal, se requiere tomar entre 5-20% de muestra del cuadrado.

Una determinación de humedad es importante llevarla a cabo si se ha comprometido dicha evaluación. Esta deberá hacerse sobre bloques enteros en hornos adecuados para acomodar el metal y remover la humedad (temperatura adecuada)

Las escorias de refino de cobre contienen de 20 a 50% de cobre. Las muestras se toman con cucharón al descoñar o del producto en trozos ya frío.

1.1.4.7.- Muestreo de recipientes o contenedores

a) Donde tomar los incrementos.
Cuando una consignación es empacado (o embolada) en sacos, bolsas, tambores y otros contenedores, los incrementos deberán tomarse de tales recipientes con la sonda apropiado.

b) Número de Incrementos:
El número mínimo de incrementos que debe ser tomado de una consignación, el número de recipientes seleccionados y el número de incrementos que deben ser tomados de cada recipiente seleccionado será determinado de acuerdo al punto de muestreo sistemático.

c) Método para Tomar Incrementos:

1 .Cuando el número total de recipientes en la consignación es pequeño, los incrementos deberán tomarse de todos los recipientes, mediante un muestreo estratificado.

el contenido total en todos los recipientes o depósitos puede ser usado como una muestra bruta, cuando el número total de recipientes es muy pequeño.

2. Cuando el número total de recipientes en la consignación sea grande, se deberá seleccionar contenedores como primera etapa de un muestreo en dos etapas y los incrementos deberán tomarse de aquellos recipientes seleccionados. La selección de tales recipientes deberá hacerse mediante un muestreo al azar o un muestreo sistemático periódico. Cuando la capacidad del recipiente sea pequeña, el contenido de cada contenedor seleccionado en la primera etapa podrá ser usado como un incremento.

El método para tomar incrementos de un recipiente deberá ser cualquiera de los siguientes:

> Tomar un incremento de un punto seleccionado al azar en el
recipiente, sin embargo, este método no se deberá aplicar cuando el tamaño máximo de partícula de la consignación sea grande.

> Vaciar todo el contenido en un lugar libre de materiales extraños y tomar un incremento en un punto seleccionado al azar del material vaciado.

1.1.5.- Preparación de Muestras

La preparación de la muestra comienza donde termina la toma de muestra. Consiste en el tratamiento de la muestra bruta, sub-muestra o incremento en operaciones sucesivas hasta dejarla reducida a una fracción adecuada para determinar las características físicos- químicos que sean necesarios.
En el análisis de la característica en cuestión, se pueden distinguir los siguientes tipos de muestras.

- Muestras para determinación granulométrica.
- Muestras para determinación de humedad.
- Muestras para determinación química.

Normalmente las muestras tomadas son cantidades grandes y de un tamaño inadecuado. Por esta razón deben ser chancados, homogenizados y reducidos, operaciones que constituyen la preparación de las muestras para llevarlas a peso y granulometría adecuada.

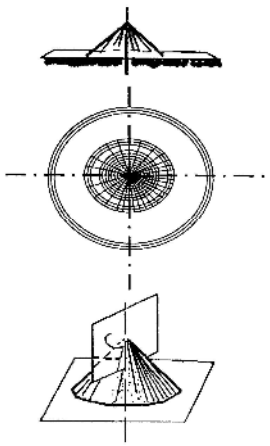
a) Reducción de tamaño
Esta operación se efectúa en máquinas y aparatos de tipos diferentes, cuya dimensiones son: chancadores de giratorios, molinos de barras, etc. cada máquina es capaz de producir un cierto grado de reducción de tamaño.
La reducción de tamaño hasta 6 mm se realiza con chancadores. Las granulometrías menores de 6 mm se muelen en molinos, hasta granulometrías comprendidas 0,2 y 0,074 mm.

Para preparar muestras de laboratorio se usan pulverizadores con discos o con anillos que permitan moliendas entre 200 y 400 mallas.

b) Homogenización de la Muestra
Después de la reducción de tamaño para obtener una distribución uniforme de las partículas en cuanto a medida y composición, la muestra es sometida a una operación de homogenización.
La homogenización se efectúa por una mezcla manual o mecánica.
Las muestras grandes se mezclan a pala y consta del traslado de un lote de mineral a otro, por paleos de diferentes puntos del lote. La operación de repite 2-3-5 veces según la muestra (dureza y calidad mineralógica).
Un método de homogeneización es el siguiente:

1) Método del Cono
Propio de materiales con una granulometría máxima de 50 mm.
La muestra se deposita un una plataforma de anillo y de la parte exterior del anillo se forma un cono en el interior de éste hasta que desaparece el material que forma el anillo. El cono se aplasta y se forma uno nuevo, la operación se repite tantos veces se requiere para una buena homogenización.
El cono obtenido por anillo o torta puede formar una torta final para su respectiva reducción.

La homogenización de la muestra mediante el método del cono, se representa en la siguiente figura



Para cantidades pequeñas de material y de cierta fineza la homogenización se efectúa por medio de:

2.- Paños de roleo

Generalmente se utiliza para minerales con un peso de hasta 5Kg. la muestra con partículas de menos de 1 mm es colocada sobre un plástico o una goma, sobre la cual se lleva a cabo el mezclado haciendo rodar el tamaño entre los puntos opuestos de sus diagonales en forma altenada.

El número de pasadas por cada punta del paño dependerá del material a homogenizar, pero como regla general se recomienda hacer 25 pasadas por punta. El tipo de paño elegido para rolear, dependerá de la naturaleza del material a homogenizar teniendo especial cuidado que la muestra no se pegue en éste.

Por consiguiente, es recomendable utilizar:

- Goma cuando de desee homogenizar concentrado de cobre.
- Hule cuando se desee homogenizar tierras.
- -Lona de tejido muy fino cuando se desee homogenizar cemento de cobre.

Experiencias efectuadas por los investigadores Armstrong-Smith, han demostrado claramente la existencia de sesgo o desvío en los concentrados de cobre por pérdidas de finos en los polvos levantados o por adhesión en hojas de papel usadas como paños de roleo. Igualmente perdidas de finos por adhesión se han encontrado en minerales de estaño de alta ley al usar papel filtro.

3)Tambor Tipo Molino

Este equipo de laboratorio posee dispersadores de carga en su interior con o sin bolas de porcelana. La mezcla se realiza por 1 0 a 15 minutos y si se usan bolsas de porcelana, este tipo de muestras no puede ser sometida a análisis granulométrico, ya que ha sufrido una reducción de tamaño, solamente es apta para análisis químico.

c) Reducción de la Muestra

Después de la homogenización de .la muestra ésta debe ser reducida para efectuar los muestreos a paquetes más pequeños y representativos.

La reducción se efectúa por muchos métodos, en función "de las características físico-químicos y minerológico del material y su fineza.

Algunos de ellos son:

1.- Método de División por Incrementos

Para aplicar la técnica de división por incrementos de debe usar palas JIS normalizadas de acuerdo a la siguiente tabla.

Tabla N4: Tamaño de *la partícula de muestra* y especificaciones de la pala para *el método de división por incrementos.*

Tamaño máximo de partícula de la muestra	Número de pala para el método de División por Incremento	Grosor de capa de la muestra (mm)
20 mm máx	20 R	35 a 45
15 mm m´x.	15 R	30 a 40
10 mm máx.	10 R	25 a 35
5 mm máx.	5 R	20 a 30
2830 p máx.	3 R	15 a 23
1000 p máx	1 R	10 a 15
250 p máx.	0.25 R	5 a 10

NOTA:
N - 1) Las palas que se indican en la tabla N°4, cuando se aplican en la reducción por incrementos son sin punta (e = 0).
N - 2) Puede usarse una pala más grande para el método de división por incrementos que aquel dado por la tabla No4, pero en tal caso, el grosor de la capa de muestra esparcida no deberá exceder la dimensión "b" de la pala.

El número de incrementos a tomar deberá ser 20 o más en total. Sin embargo, si se desea una alta precisión de división de la muestra deberán tomarse 40 o más incrementos.

a) En el caso de dividir una muestra bruta (compuesto lote, partida, etc.) el número de incrementos deberán tomarse 20 o más.
b) En el caso de dividir una submuestra deberá ser 1 0 o más.

En el caso de dividir un incremento individual (tomado de una consignación, lote partida, etc.) deberá ser como regla lo siguiente:

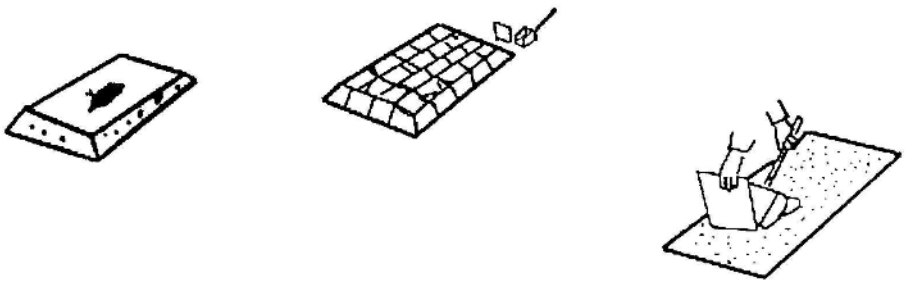
- Tres o más de cada incremento, (tomado de una consignación, lote, partida, etc.) si el N° de incrementos tomados de la consignación es bajo 20.
- Dos o más de cada incremento, si el número de incrementos hasta 50 tomados de una consignación es 20 hasta 50.
- Uno o más de cada incremento tomados si el número de incrementos tomados de la consignación es 50 ó más.

En el caso de dividir una muestra bruta por el método manual de división por incrementos, el procedimiento es el siguiente:

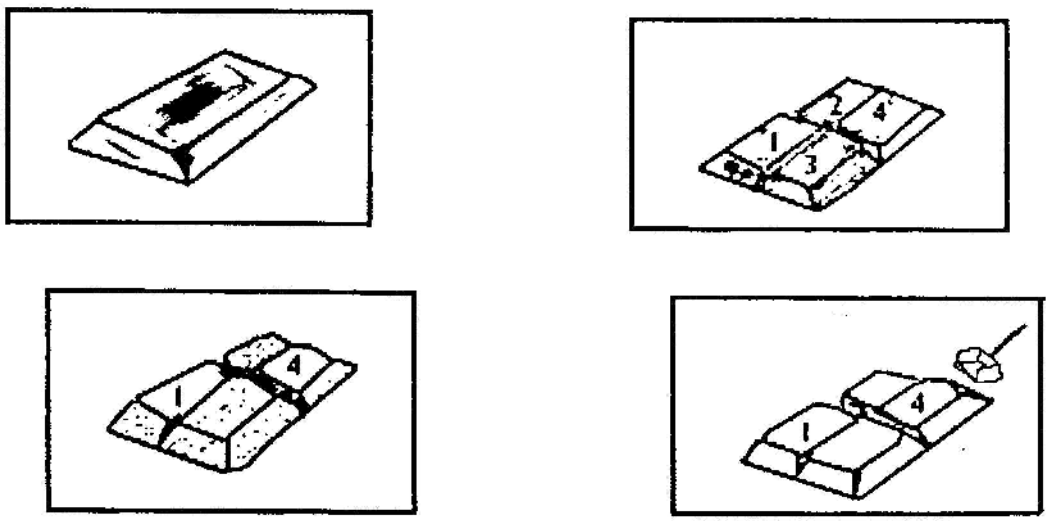
1. Mezclar la muestra minuciosamente y esparcirla sobre una plancha de hierro o pino, formando un rectángulo de espesor uniforme de acuerdo a lo indicado en tabla N°4.
2. Arreglar el rectángulo en 5 partes iguales en forma longitudinal y 4 partes iguales a lo ancho.
3. Usando la pala adecuada para el método de división por incrementos, tomar un incremento de muestra de cada cuadricula como en 2) (el lugar para tomar el incremento se elige al azar en cada parte) y combinar los 20 incrementos de muestra (ver figura 5.2) para formar la muestra dividida. En el procedimiento anterior, pala deberá introducirse hasta el fondo de la capa de muestra.

Figura 5.2: Método de *División por Incremento.*

1) Caso en que se lleva a cabo la división sobre una muestra bruta de una consignación (ejemplo: de un arreglo en 20 parte).



2. Caso en que se lleva a cabo la división sobre incrementos individuales tomados de una consignación (ejemplo: arreglo en 4 partes).



NOTA:

a) Cuando se requiera una cantidad de muestra mayor que la obtenida por el procedimiento

anterior, ya sea el tamaño del incremento o el número de incrementos, deberán aumentarse de antemano. En caso de aumentar el número de incrementos por cuadricula deberá aumentarse, sin embargo, el numero de incrementos a tomar de cada cuadricula deberá ser igual.

b) En el caso de dividir una submuestra individual, el numero de cuadriculas deberá ser 10 6 más deberá tomarse una palada de muestra de cada cuadrícula.

c) En el caso de dividir un incremento individual, el número de cuadrículas deberá ser 4 o más de cada una de las cuadrículas seleccionadas al azar se deberá tomar una muestra. El número de partes divididas, deberá ser seleccionado al azar.

d) En el caso de aplicar el método de división por incrementos, de acuerdo al tipo de material a granel, se recomienda tomar incrementos con la ayuda de una plancha tope insertado a la capa de muestra. Sin embargo, para un mineral fino de donde puede escapar humedad por el uso de la lámina tope, ésta no deberá usarse.

e) Cuando la muestra esté muy húmeda, a fin de evitar que se pierda humedad por evaporación, la división por el método de división por incrementos deberá efectuarse rápidamente sin mezclar la muestra.

2.-Método de pala alternada (figura 5.3)

1) Aplicar la muestra bruta molida en forma de cono, sobre una superficie dura, limpia y plana.

2) Repetir el procedimiento 1) una vez más en un lugar diferente.

3)

a)Tomar una palada de muestra del cono y espárzala a lo largo en una capa delgada.

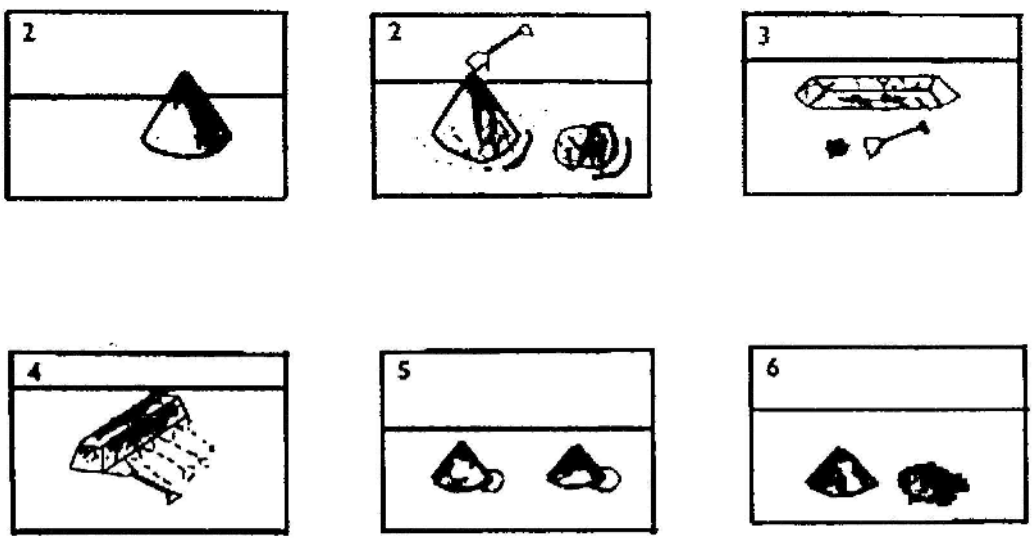
b)Formar una pila grande depositando la capa larga delgada arriba de la anterior.

4)Tomar una palada de muestra una por una desde los alrededores de la pila grande y amontone alternadamente las paladas de muestra en dos conos, como se muestra en 5).

5)Guardar un cono de los dos y descarte el otro.

6)Repetir los procedimientos desde el 1 al 5 con la mitad de la muestra.

Figura 5.3: Método de la pala *Alternada.*

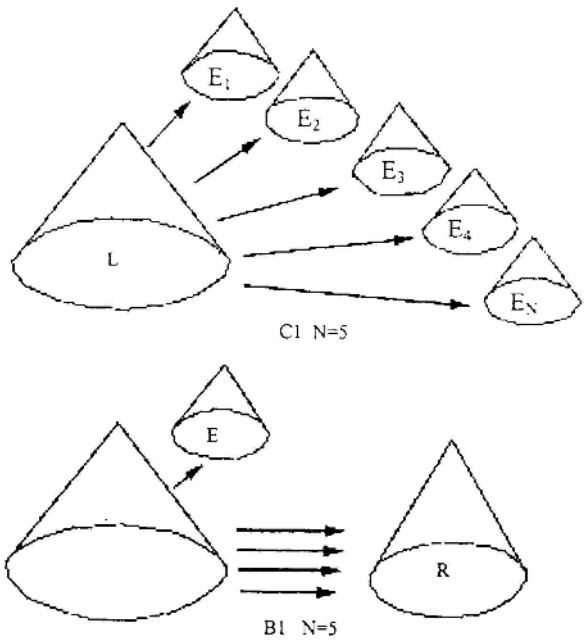


3.- Método de División por Palas Fraccionadas

Este procedimiento consiste en mover toda la pila de material por medio de una pala mecánica o manual, reteniendo una muestra correspondiente a una palada de cada N (ver fig.5.4). Es decir, consiste en tomar para la muestra una palada de cada 2,3,4,5,..., etc. La práctica corriente es tomar la quinta o la decima palada para la muestra.

Este procedimiento puede emplearse también para subdividir la muestra bruta con el fin de obtener una muestra del tamaño apropiado para su análisis.

Figura 5.4: Método de División por palas fraccionadas



MANUAL:

- Naturaleza del material: Seco, Húmedo.
- Para tamaño menor que 1 OOmm (4").
- Peso lote: hasta unas pocas toneladas.
- Peso muestra según regla de división.
- Tamaño de pilas: debe contener menos que: MI/30N

Donde MI = peso de lote
N = número de sub-pilas

Razón de división: de 1/2 hasta 1 / 1 0.

Ejemplo:peso del lote = Mi = 800 Kg. N =5

Entonces, tamaño de pilas = $\frac{800}{3015}$
= 800/150 = 5,3 Kg.

4.-Método Cono y Cuarteo (ver Fig. 5.5)

Es uno de los métodos más empleados para el muestreo a mano y se utiliza por lo general para subdividir una muestra bruta.
Este método puede emplearse con lotes de material que no excedan de 50 Ton. en los que las partículas tengan un diámetro no mayor de 5 cm.

El procedimiento es el siguiente:

- · Apilar la muestra bruta molida en un cono, sobre una superficie dura, limpia y plana.
- · Aplastar el cono formado y repetir el procedimiento anterior uno o dos veces en lugares diferentes.
- · Aplastar el cono, empujando hacia abajo en forma vertical y divida en 4 partes iguales (cuarteo), por dos líneas que se interceptan en ángulos rectos al centro del montón.
- Retener 2 sectores diagonalmente opuestos y los otros dos se eliminan.
- · Repetir el procedimiento (pila y cuarteo) con las otras dos partes retenidas.
- · El proceso se repite varias veces hasta llegar a obtener el volumen de muestra deseado.
- Durante todas las operaciones debe tenerse en cuenta que el material no se ensucie recogiendo impurezas del suelo y de que no se pierda nada de la muestra a través de rendijas de la superficie.

Las ventajas de este método son:

a) Se necesitan pocas herramientas.

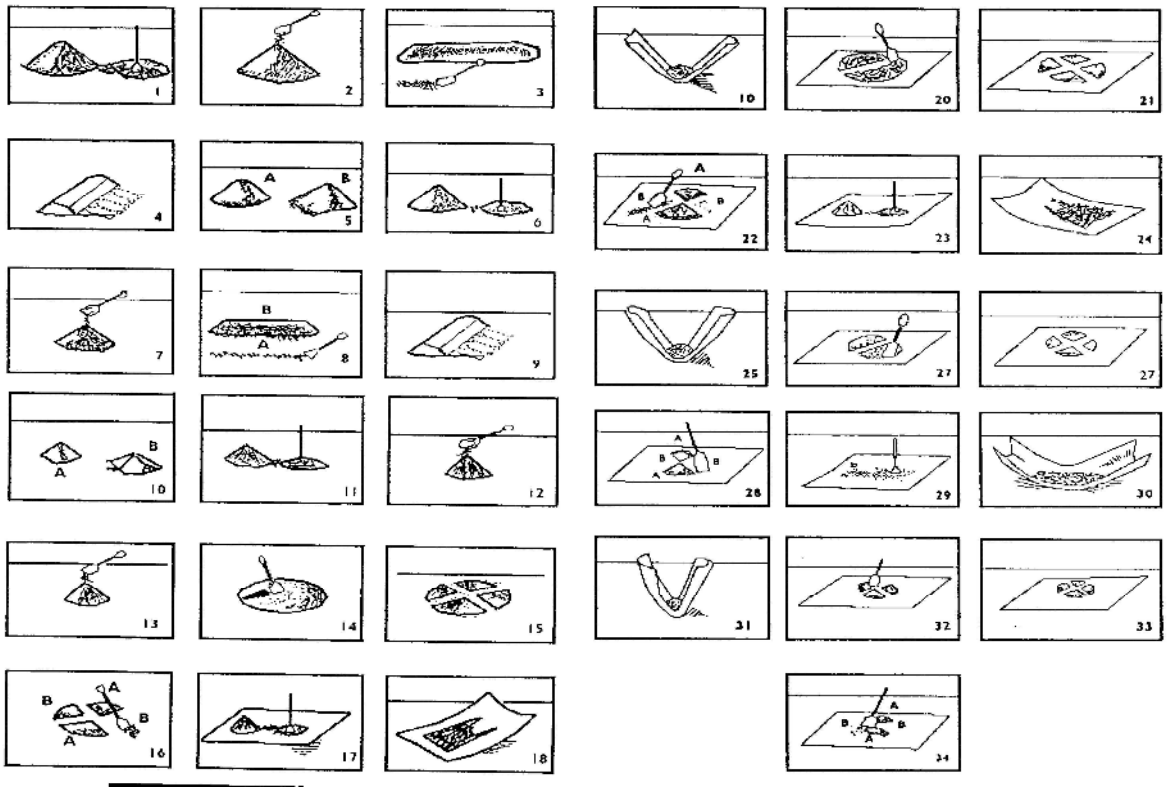
b) Se puede usar con toda clase de materiales sólidos

Las desventajas de este método son:

a) Es costoso, porque exige una manipulación frecuente del material y no proporciona una muestra exactamente representativa.

b) Los trozos del material de mayor tamaño ruedan por los costados del cono y se reúnen alrededor de la base mientras que los tamaños intermedios se distribuyen sobre la pendiente del montón según su tamaño con las partículas más gruesas, más cerca del suelo y las más finas, más cerca de la cúspide.

Figura 5.5: *Método* de Cono y *Cuarteo*



5.- División Mediante Riffles:
Cuarteadores Estacionarios o Riffles Jones

Estos cuarteadores reciben también las siguientes designaciones:

- Cuarteadores Jones
- Cuarteadores de canaleta
- Divisor de muestras
- Separador de muestras

De acuerdo con los tamaños de las partículas en la muestra, deberá seleccionarse el cuarteador apropiado de la siguiente tabla:

Tabla 5: Tamaño de Partícula y del Cuarteador a Usar

Tamaño de partícula de la muestra (mm)	Número de cuarteador	Ancho Interior de las canaletas (mm)
Sobre 13 hasta 20 inc.	50	50
Sobre 10 hasta 13 inc.	30	30
Sobre 5 hasta 10 inc.	20	20
Sobre 2,4 hasta 5 inc.	10	10
Menor a 2,4	6	6

Los cuarteadores deben cumplir con las siguientes especificaciones:

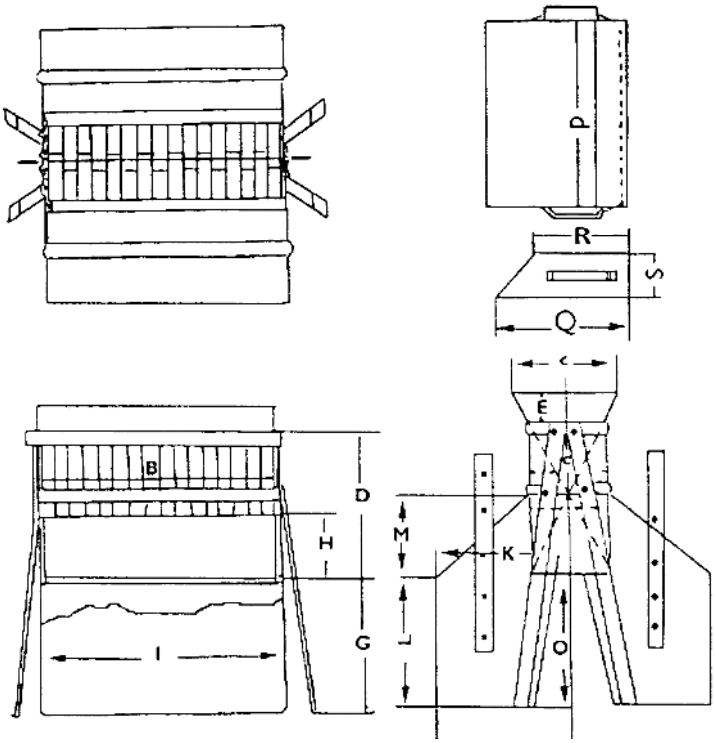
a) Las dimensiones y estructura del cuarteador de riffle se muestran en la fig. 5.6
b) El ángulo entre las canaletas deberá ser de 60 o menos.
c) El número de canaletas deberá ser como regla 16 o más, sin embargo, con respecto a los cuarteadores Nº 50 y Nº 30 de ranuras puede ser de 12 o más.
d) los recibidores de muestra deben colocarse apretados a la abertura de descarga del cuarteador con el objeto de evitar la pérdida de polvos finos.
e) La superficie interior del cuarteador debe ser lisa y no oxidada.

La muestra deberá homogeneizarse y colocarse en la bandeja de alimentación, enseguida se dejará caer la muestra uniformemente sobre la superficie formada sobre el conjunto de ranuras, para dividir la muestra en dos partes. Una de las partes divididas deberá selecionarse al azar como muestra dividida para la etapa siguiente de refinación. Se debe tener la precaución de evitar que se tapen las ranuras, si esto ocurriera se recomienda limpiar el cuarteador y luego reiniciar la operación.

Observaciones respecto al uso de cuarteadores de riffles:

a) La razón de reducción en el riffle es de 1:2 y puede que se requiera varias etapas de división, si hay sesgo éste se multiplicará.
b) Las perdidas de polvo son difíciles de controlar, por lo tanto, el operador debe cuidar de la higiene a fin de evitar el sesgamiento de la muestra.
c) Alguna segregación de material puede tener lugar en el receptáculo usado para alimentar el riffle.
d) El riffle no es fácil de limpiar

Figura 5.6: Dimensiones y Estructura de un Cuarteador de Riffle.



Dimensión	Designación de Riffle				
	Nº 50	Nº 30	Nº 20	Nº 10	Nº 6
	Número de Canales				
	12	12	16	16	16
A	50 + 1 (mm)	30 + 1 (mm)	20 + 1 (mm)	10 + 1 (mm)	6 + 0,5 (mm)
B	630	380	346	171	112
C	250	170	105	55	40
D	500	340	210	110	80
E	300	200	135	75	60
F	50	30	30	20	20
G	340	340	210	110	80
H	200	140	85	45	30
I	640	390	360	184	120
J	220	220	140	65	55
K	220	220	140	65	55
L	340	340	210	110	80
M	250	170	105	55	40
N	75	55	35	20	15
O	300	340	210	110	80
P	565	330	300	150	100
Q	400	300	200	120	80
R	265	200	135	70	45
S	200	150	105	50	35

NOTA:

1) El número de canales para los cuarteadores Nº 50 y 30 deben ser 12 o más y para los Nº 6, 1 0 y 20 sobre 16. La dimensión A es la que manda el diseño del cuarteador.

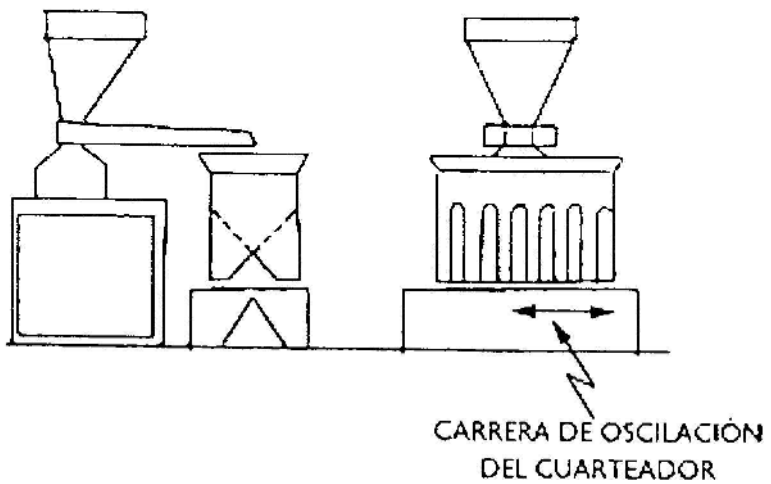
2) las dimensiones "B" a la "S" se dan como ejemplo.

Con los datos anteriores se puede confeccionar los diferentes tipos de cuarteadores, dependiendo el tamaño máximo de la partícula.

6.- Cuarteadores Oscilantes:

Los efectos de pared en el recipiente de alimentación es la principal causa de errores en el cuarteador estacionado. Para superar este problema, Levin ha diseñado un cuarteador oscilante (figura 5.7), donde la amplitud de oscilación es puesta para un número impar de anchos de ranura. Los bordes de separación de esta forma son distribuidos entre el rechazo y la canal de muestra por la oscilación de cuarteador. Este equipo se recomienda para ser usado con materiales gruesos que tengan una marcada tendencia a segregarse. Este equipo produce menor cantidad de polvo que en una de alimentación manual o un cuarteador estacionario, debido a que el alimentador es vibratorio.

Figura 5.7.

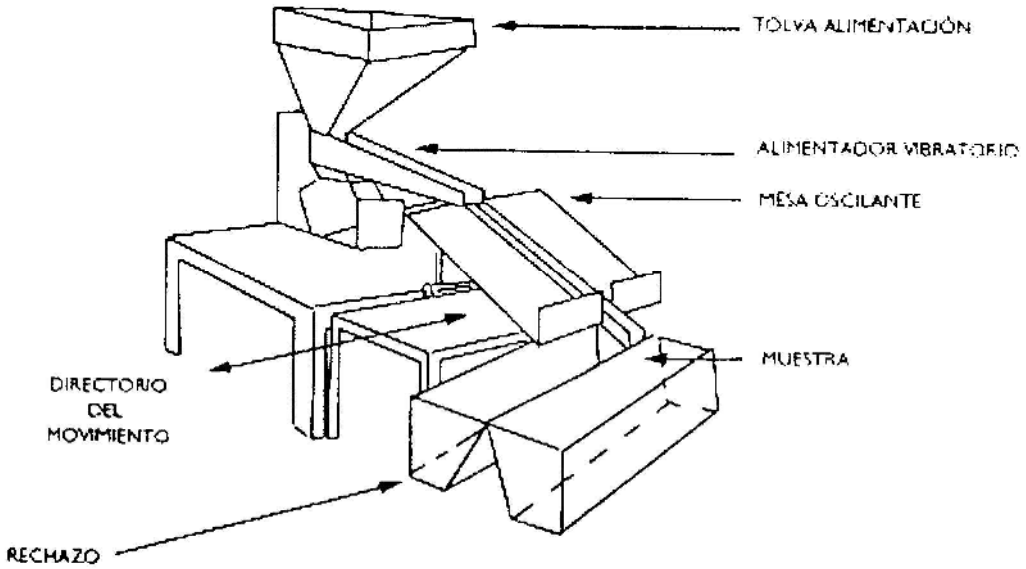


7.- Divisor en Línea Recta

Descrito por Levin, éste es análogo a un cuarteador oscilante, con un canal de muestra solamente, entrega razones de división mayores que 1:2 (Figura 5.8). Un alimentador vibratorio hace escurrir el metal grueso a través de una mesa inclinada que oscila. Sobre la mesa un canal angosto toma la muestra.

La acción de la máquina es la forma ideal de un muestreador automático primario. La oscilación puede ser afectuada mediante una excéntrica o por un pistón neumático. El equipo es usado para materiales finos y polvos.

Figura 5.8:



Principio de trabajo de un divisor en línea recta. El muestreador va y viene hacia delante sobre un par de rieles en ángulo recto a la corriente del material, desde el alimentador vibratorio.

Bibliografía

- Conejeros, V. "CONCENTRACIÓN DE MINERALES: FLOTACIÓN". Depto. de Ingeniería Metalúrgica, UNIVERSIDAD Católica del Norte, 1997.
- Hernández, M.C.; Arenas, A.; Cárcamo, H.; Conejeros, V.; Coloma, G. "LA CAL EN LA METALURGIA EXTRAXTIVA". INACESA-Universidad Católica del Norte-SOPROCAL,. 1ª Edición, Antofagasta, 1995.
- Wills, B.A. "MINERAL PROCESSING TECHNOLOGY". 3ª Ed. Pergamon Press, 1997.
- Parekh, B. K. "ADVANCES IN FLOTATION TECHNOLOGY". J. D. Miller Editor, 1999.
- Wills, B. A. "MINERAL PROCESSING TECHNOLOGY AND INTRODUCTION TO THE PRACTICAL ASPECTS OF THE TREATMENT AND MINERAL RECOVERY". J. D. Miller, Editor, 1999.
- Laskowski, J. "FROTHING IN FLOTATION II". Recent Advances in Coal Processing, Vol. 2, Gordon and Breach Science Publishers Amsterdam, IISBN 92-5699-631-2, 1998.
- Gallios, F. P. "MINERAL PROCESSING AND THE ENVIRONMENT". NATO ASI Series Partnership Sub-Series and Environment, Vol. 43, K. A. Matis Editor, Hard Cover, 1998.
- Ives, K. J. (Editor). "FLOTATION PROCESSING WATER AND SLUDGE TREATMENT". Water Sciences and Technology, vol. 31, Nº 3-4, 1995.
- Kelly, E.; Spottiswood, D. "INTRODUCTION TO MINERAL PROCESSING". John Wiley and Sons, New York, USA, 1ª Ed., 1982.
- Laskowsky, J. "FUNDAMENTOS FÍSICO-QUÍMICOS DE LA MINERALURGIA". Universidad de Concepción, 1975.
- Castro, S. "FUNDAMENTOS DE FLOTACIÓN". Curso Panamericano de Metalurgia Extractiva, Universidad de Concepción, 1982.
- Araya, T. "APUNTES DE CONCENTRACIÓN DE MINERALES". Universidad de Concepción, 1972.
- Currie, J. "UNIT OPERATIONS IN MINERAL PROCESSING". CSM Press, 1978.
- Mular, A.; Bhappu, R. (ED.) "MINERAL PROCESSING PLANT DESIGN". 2ª Ed., AIME, 1980.
- Weiss, S. (Editor). "SME MINERAL PROCESSING HANDBOOK". AIME, 1985, Sección 3.
- Lynch, A. J. "CIRCUITOS DE TRITURACIÓN Y MOLIENDA DE MINERALES. SU SIMULACIÓN, OPTIMIZACIÓN, DISEÑOS Y PRÁCTICAS". Librería Especializada Olejnik, 1980.
- Blazy, P. "EL BENEFICIO DE LOS MINERALES". Librería Especializada Olejnik, 1980.
- Revistas:
  - ❖ Minerals Engineering.
  - ❖ Int. Journal of Mineral Processing.
  - ❖ Minería Chilena.
  - ❖ Minerales.
  - ❖ Latinominería.
  - ❖ Induambiente.

- Engineering and Mining Journal.
- Mining Engineering.
- Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy.
- Minerals and Metallurgical Processing.
- Minerals Engineering.
- CIM Bulletin.