



UNIVERSIDAD DEL AZUAY
FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**“Optimización de recuperación de calcopirita mediante flotación en
columna en función de la variación de fracción de sólidos”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERA EN MINAS

Autor:

GÉNESIS CRISTINA SACOTO CAMPOVERDE

Director:

FERNANDO TULIO VALENCIA GUARICELA

CUENCA-ECUADOR

2021

ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTOS	ii
RESUMEN.....	iii
ABSTRACT.....	iv
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I.....	3
1. Marco teórico	3
1.1 El cobre	3
1.1.1 Concentrados de cobre	3
1.2 Generalidades de la concentración de minerales	4
1.2.1 Tenor	5
1.3 Índices metalúrgicos	6
1.3.1 Clasificación de los índices metalúrgicos.....	8
1.3.1.1 Índices que relacionan calidad	8
1.3.1.2 Índices que relacionan capacidad	11
1.3.1.3 Índices metalúrgicos ideales	12
1.4 Concentración de minerales.....	13
1.4.1 Métodos de concentración	14
1.5 Flotación espumante	16
1.6 Etapas de flotación.....	18
1.7 Principios de la flotación	18
1.7.1 Hidrofobicidad.....	19
1.7.1.1 Minerales hidrofílicos	20
1.7.1.2 Minerales Hidrofóbicos	20
1.7.1.3 Tipos de hidrofobicidad	20
1.7.2 Tensión superficial	20

1.7.3	Ángulo de contacto.....	21
1.7.4	Trabajo de adhesión.....	23
1.7.5	Potencial Z.....	24
1.7.5.1	Efecto del pH	25
1.7.6	Reactivos	27
1.7.6.1	Colectores	27
1.7.6.2	Espumantes	30
1.7.7	Probabilidad de flotación.....	30
1.8	Equipos de flotación	32
1.8.1	Máquinas de flotación mecánicas.....	32
1.8.2	Máquinas de flotación neumáticas	33
1.9	Flotación columnar	34
1.9.1	Propiedades de los procesos de flotación en columna.....	35
1.9.2	Zonas de la columna de flotación.....	36
1.9.3	Variables que influyen en la flotación de columna	37
1.10	Estado del Arte.....	41
CAPÍTULO II		43
2.	Desarrollo del experimento	43
2.1	Caracterización del material	43
2.1.1	Selección y secado del material.....	43
2.2	Conminución del material.....	44
2.2.1	Trituración primaria.....	44
2.2.2	Trituración secundaria	45
2.2.3	Molienda.....	46
2.3	Análisis granulométrico	47
2.4	Análisis mineralógico	47
2.5	Equipos y calibración de instrumentos	48

2.5.1	Adecuación de columna de flotación	48
2.5.2	Preparación de reactivos.....	52
2.5.3	Equipos auxiliares	54
2.6	Pruebas de laboratorio	57
2.6.1	Cálculo de pulpa (fracción de sólidos)	57
2.6.2	Procedimientos	59
2.6.3	Secado del mineral	61
2.6.4	Preparación para el análisis químico	62
CAPÍTULO III.....		64
3.	Análisis e interpretación de los resultados	64
3.1	Análisis de resultados	65
3.1.1	Interpretación de datos de los experimentos	68
3.2	Discusión de resultados	70
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....		72
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....		77
ANEXOS		80

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Esquema de Concentración de Minerales.....	5
Figura 2: Esquema de Concentrador	6
Figura 3: Razón de Enriquecimiento & Recuperación	10
Figura 4: Índices Metalúrgicos Ideales	13
Figura 5: Proceso de Concentración	13
Figura 6: Diferentes Métodos de Concentración de Minerales y Algunos Equipos Utilizados	16
Figura 7: Celda de flotación espumante.....	17
Figura 8: Principio de la separación por flotación	19
Figura 9: Balance de energía superficial.....	21
Figura 10: Ángulo de contacto.....	22
Figura 11: Relación entre el ángulo de contacto y la hidrofobicidad	23
Figura 12: Trabajo de adhesión.....	24
Figura 13: Doble capa eléctrica.....	24
Figura 14: Potencial Z.....	25
Figura 15: Potencial Zeta vs pH.....	26
Figura 16: Adsorción del colector sobre una superficie mineral	28
Figura 17: Colisión.....	31
Figura 18: Adhesión.....	31
Figura 19: Estabilización de partícula.....	32
Figura 20: Máquina de flotación mecánica.....	33
Figura 21: Máquina de flotación Neumática.....	34
Figura 22: Flotación Columnar	35
Figura 23: Columna de Flotación.....	36
Figura 24: Esquema de una columna de flotación	37
Figura 25: Gas Holdup.....	39
Figura 26: Secado y selección del material.....	43
Figura 27: Conminución del material	44
Figura 28: Trituradora de mandíbulas.....	45
Figura 29: Trituradora de rodillos-trituración secundaria.....	45

Figura 30: Molino de bolas	46
Figura 31: Molienda de material	46
Figura 32: Análisis granulométrico.....	47
Figura 33: Acople de una llave de paso	49
Figura 34: Llave de lavado.....	49
Figura 35: Recipiente para concentrado.....	49
Figura 36: Columna de Flotación.....	50
Figura 37: Agitador de pulpa	51
Figura 38: Compresor de aire.....	51
Figura 39: Ditiósfato AR-1208	52
Figura 40: Espumante ER-370	53
Figura 41: Regulador de pH (CaO).....	54
Figura 42: Tiras medidoras de pH.....	55
Figura 43: Probeta	55
Figura 44: Espátula	56
Figura 45: Recipiente de plástico	56
Figura 46: Recipiente metálico	57
Figura 47: Cálculo de densidad del material.....	58
Figura 48: Preparación de pulpa	59
Figura 49: Medición de pH	60
Figura 50: Colocación de reactivos.....	60
Figura 51: Flotación del material	61
Figura 52: Secado de material.....	61
Figura 53: Secado de la muestra en el horno	62
Figura 54: Identificación de pesos de las muestras	63
Figura 55: Identificación de muestras para envío a laboratorio.....	63
Figura 56: Recuperación	68
Figura 57: Razón de Enriquecimiento.....	69
Figura 58: Razón de Enriquecimiento-Recuperación	70

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Reguladores de pH.....	27
Tabla 2: Estructura y Solubilidad de algunos ácidos grasos	29
Tabla 3: Colectores Catiónicos	29
Tabla 4: Porcentaje de sólidos y densidad de pulpa.....	59
Tabla 5: Resultados de porcentaje de calcopirita.....	64
Tabla 6: Tenores de alimento y concentrado	65
Tabla 7: Valores de Recuperación y Razón de Enriquecimiento.....	68

DEDICATORIA

El presente trabajo primero quiero dedicar a mi Señor, quien me ha acompañado en todo el proceso desde la selección del tema hasta la culminación del mismo, mi padre celestial quien nunca me abandona, y siempre mediante su Espíritu Santo me ha sabido guiar.

A mis padres Cristian y Liliana quienes han sido parte fundamental de este proceso, mi papá, quien con su esfuerzo y valores me ha demostrado lo valioso de cumplir una meta más; mi madre quien ha sido un pilar fundamental para no detenerme en el camino siendo un motor necesario en mi vida; a mi hermana que a pesar de su corta edad a sabido apoyarme y aconsejarme en cualquier decisión.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a Dios quien ha sido mi fortaleza y guía, en momentos de desánimo y decadencia, en medio de la carrera universitaria, ayudándome a continuar. ¡Den gracias al Señor, porque él es bueno! Su fiel amor perdura para siempre. Salmos 107:1.

Quiero agradecer con profundo amor a mis padres Cristian y Liliana, quienes me han ayudado a cumplir una meta más, siendo incondicionales al apoyarme en cualquier dificultad, en medio de mi vida estudiantil.

Agradezco a mi familia, abuelos y amigos, de quienes nunca me faltó una palabra de aliento, para continuar luchando, por culminar la carrera.

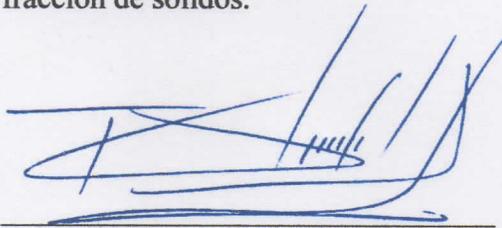
Mi gratitud para con la Universidad del Azuay, por haberme impartido conocimientos, en especial al Ingeniero Fernando Valencia, tutor de mi presente trabajo quien con sus conocimientos y paciencia me ha apoyado para la culminación de la misma. A mis maestros, Ingeniero Leonardo Núñez, Ingeniero Patricio Feijoo e Ingeniera Julita Martínez, quienes con sus enseñanzas y conocimientos han aportado a mi formación académica.

**OPTIMIZACIÓN DE RECUPERACIÓN DE CALCOPIRITA MEDIANTE
FLOTACIÓN EN COLUMNA EN FUNCIÓN DE LA VARIACIÓN DE
FRACCIÓN DE SÓLIDOS**

RESUMEN

En el presente trabajo de investigación se definió la recuperación y razón de enriquecimiento, mediante el proceso de flotación en columna de una mena polimetálica, en donde el mineral de interés es calcopirita (CuFeS_2). Para ello se modificó y acopló la columna de flotación a escala de laboratorio, en la cual se experimentó realizando diez ensayos. El parámetro operacional modificado fue la fracción de sólidos entre el 15% y 40%; mientras que el colector Ditiofosfato AR-1208, espumante ER-370, pH 10, material y tiempo de flotación, se mantuvieron constantes para los ensayos. Con los resultados obtenidos de cada experimento se mostró una recuperación metalúrgica de calcopirita de 68% ligeramente superior con una fracción de sólidos de 40%, pero con una razón de enriquecimiento de 1.4; mientras que con una fracción de sólidos de 33% se obtuvo una recuperación de 56% y una razón de enriquecimiento de 2. La investigación concluye en la determinación de un valor óptimo de fracción de sólidos para flotación en columna.

Palabras clave: recuperación, razón de enriquecimiento, flotación en columna, fracción de sólidos.



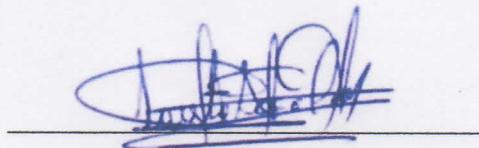
Ing. Tulio Fernando Valencia Guaricela

Director del Trabajo de Titulación



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinador de Escuela



Génesis Cristina Sacoto Campoverde

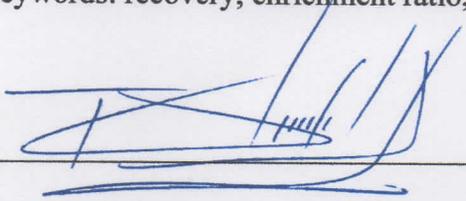
Autora

**OPTIMIZATION OF RECOVERY OF CHALCOPYRITE THROUGH
COLUMN FLOTATION AS A FUNCTION OF THE VARIATION OF THE
SOLID FRACTION**

ABSTRACT

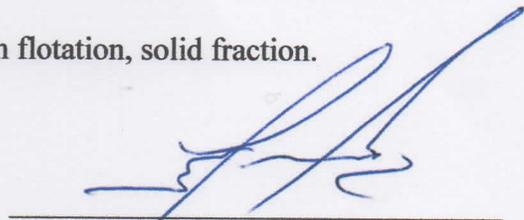
In this research work, the recovery and enrichment ratios were defined, through the column flotation process of a polymetallic ore where the mineral of interest is chalcopyrite (CuFeS_2). For this, the flotation column was modified and adapted on a laboratory scale, in which we experimented, carrying out ten tests. The modified operational parameter was the solid fraction between 15% and 40%; while the collector Dithiophosphate AR-1208, foaming agent ER-370, pH of 10, material and flotation time were kept constant for the tests. The results obtained from each experiment showed a slightly higher metallurgical recovery of chalcopyrite of 68% with a solids fraction of 40%, but with an enrichment ratio of 1.4; while with a solids fraction of 33% a recovery of 56% and an enrichment ratio of 2 were obtained. In the conclusion, the investigation determines an optimal value of the fraction of solids for column flotation.

Keywords: recovery, enrichment ratio, column flotation, solid fraction.



Engr. Tulio Fernando Valencia Guaricela

Thesis Director



Engr. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

School Coordinator



Génesis Cristina Sacoto Campoverde

Author



Translated by



Cristina Sacoto

Sacoto Campoverde Génesis Cristina

Trabajo de Titulación

Ing. Fernando Tulio Valencia Guaricela

Enero, 2021

OPTIMIZACIÓN DE RECUPERACIÓN DE CALCOPIRITA MEDIANTE FLOTACIÓN EN COLUMNA EN FUNCIÓN DE LA VARIACIÓN DE FRACCIÓN DE SÓLIDOS

INTRODUCCIÓN

La industria minera a lo largo de los años, ha enfrentado desafíos para mantener una óptima recuperación en las plantas de beneficio, debido a la baja ley que poseen ciertos materiales de menas, las mismas que pasan por diferentes procesos para su recuperación; sin dejar de lado la limitación del uso de agua y energía que han promovido nuevos proyectos para la optimización de recursos, basados en recuperar minerales de interés de tamaño fino que en la mayoría de casos se encuentran en relaves donde es considerado de bajo valor.

Es así que creando diferentes procesos metalúrgicos que involucran la recuperación de minerales de interés; uno de los más importantes es la flotación en columna; la misma que se aplica en la recuperación de partículas con granulometría relativamente pequeña, debido al inconveniente de recuperar concentrados o leyes altas en flotaciones convencionales; con el pasar de los años se han ido modificando las variables consideradas dentro de este proceso, como la mineralogía, granulometría, hidrofobicidad, los reactivos, la fracción de sólidos, entre otros. Dado que la flotación es un proceso complejo, se habla de que todos estos factores presentan distintos grados de incidencia en el resultado final de la flotación.

Uno de los principales factores es la fracción de sólidos ya que afecta directamente a la composición de la pulpa, por lo que la proporción de fracción de sólidos es importante, ya que si es demasiada densa va presentar problemas en cuanto a la agitación que es necesaria para la colisión entre la burbuja y la partícula; generando problemas en la recuperación y razón de enriquecimiento del concentrado final.

La flotación es un método de concentración que genera nuevas posibilidades de ganancias, con el uso de tecnología, generando de manera positiva en el desarrollo de la industria minera; es así el aprovechamiento de este proceso a yacimientos con baja ley sean explotables. La flotación en columna al ser un proceso de concentración fisicoquímica que se encuentra integrados en la industria minera; nos ayuda a recuperar minerales de interés, generando ganancias económicas al ser rentables, porque la flotación en columna posee una cinética diferente a la de una celda convencional, sirviendo como un cleaner en los circuitos de flotación, limpiando los concentrados, por lo tanto, enriqueciendo su ley; optimizando costos de energía e incluso espacio por la menor superficie que ocupa el equipo.

Las empresas mineras utilizan el proceso de flotación de una manera general, sin hacer un análisis de las variables o factores físico-químicos importantes requeridos en el proceso. A pesar que la flotación es un proceso complicado en el que cualquier variación de los distintos parámetros podría afectar la recuperación final del concentrado, convirtiéndolo en infructuoso. En base a esto la investigación planteada, pretendo optimizar el proceso de flotación en columna únicamente considerando la fracción de sólidos como variable operacional que incide en la recuperación de calcopirita. El trabajo a realizar es de carácter experimental y desarrollado en el laboratorio.

CAPÍTULO I

1. Marco teórico

1.1 El cobre

El cobre fue uno de los primeros metales descubierto y trabajado por humanos. El uso del cobre permitió avanzar a las civilizaciones más antiguas, que se desarrollaron desde la Edad de Piedra hasta la Edad del Bronce. En la actualidad, sigue siendo un elemento muy importante en el desarrollo de nuevas tecnologías. (Vilar, 2018)

El cobre se conoce comúnmente como el "metal rojo" debido a su color rojo intenso y atractivo; es un metal noble, el cual no se oxida, no se descompone ni contamina y se puede reciclar indefinidamente. Las principales propiedades que destaca a este metal, es su alta conductividad eléctrica y térmica, excelente metal para procesos de mecanizado, alta resistencia a la corrosión, alta capacidad de aleación, muy buena deformabilidad tanto en frío como calor, al reciclar conserva sus propiedades indefinidamente.

Este metal se puede usar puro o en aleación con otros metales. En su forma pura, se utiliza para fabricar una amplia gama de productos como cables y tuberías. En forma de aleación, el cobre se usa en combinación con otros metales en diversas aplicaciones industriales, tales como: Sn, Ag, Pb, Si, Be, Fe, Al y otros metales. Las dos aleaciones más importantes conocidas desde la antigüedad son:

- Bronce: combinación de cobre y estaño.
- Latón: combinación de cobre y zinc.

En la naturaleza, el cobre se encuentra principalmente en los minerales calcocita, calcopirita y malaquita. (Donoso Muñoz, 2013)

1.1.1 Concentrados de cobre

La concentración de minerales implica una serie de procesos cuyo objetivo es enriquecer las especies mineralógicas económicamente útiles de un mineral mediante la eliminación y separación de los componentes estériles, haciendo uso de las propiedades físicas características de los minerales, esto a su vez dando como resultado los concentrados; que posteriormente sirven como materia prima para los procesos químicos en los que se producen los elementos útiles. (Pequeña Ruiz, sf.)

La extracción de cobre es compleja y requiere una serie de procesos para llevarlo al mercado en un estado en el que pueda comercializarse. Debido a que el cobre está distribuido en grandes superficies, mezclado con una gran cantidad de sales y otros elementos mineralógicos. Estos compuestos que contienen cobre deben tratarse adecuadamente para separar el metal del resto de los minerales dando como resultado un concentrado para posteriormente sean utilizados en otros procesos para la producción de elementos útiles y se dividen en dos grupos según su composición química:

Minerales sulfurados: Los más representativos de este grupo son malaquita, calcantita, atacamita y cuprita

Minerales oxidados: Los minerales oxidados más representativos son calcosina, calcopirita y bornita. (Donoso Muñoz, 2013)

Uno de los procesos para concentración de minerales que contienen cobre, después de pasar por trituración y molienda, es la flotación, el mismo que consiste en aprovechar las propiedades físicas y químicas de los minerales. Según Reyes (2010), la flotación es una técnica que se utiliza las propiedades particulares de los minerales para la concentración del mineral de interés contenidas en soluciones acuosas; cambiando las condiciones químicas del medio y añadiendo los reactivos adecuados como colectores, donde la sustancia disuelta se combina con el colector para formar un producto organometálico que se absorbe en una burbuja y flota a la superficie.

La calcopirita o di sulfuro de hierro y cobre (CuFeS_2) es un mineral de cobre que se encuentra en gran cantidad y distribuida ampliamente, es un mineral importante, debido a que contiene aproximadamente entre el treinta y cuarenta por ciento de cobre de las minas. Se le conoce como piritita de cobre y es muy común encontrarlas en vetas de sulfuros. Casi dos tercios de su peso están compuestos por hierro y cobre, ambos metales de gran uso industrial, debido a su valor en el mercado. (Contreras, 2009)

1.2 Generalidades de la concentración de minerales

Según Bustamante, Gaviria y Restrepo (2008) la concentración de minerales es un nivel intermedio asociado con la metalurgia extractiva y, a veces, es el nivel final de algunas plantas, principalmente de minerales industriales. Por lo tanto, es una etapa

donde recibe un material que ha logrado un buen grado de liberación, para en esta etapa aumentar su tenor y lo pasa a etapas posteriores, ya sea por procesos pirometalúrgicos o hidrometalúrgicos. En el siguiente gráfico se puede observar el proceso que conlleva a la concentración de minerales:

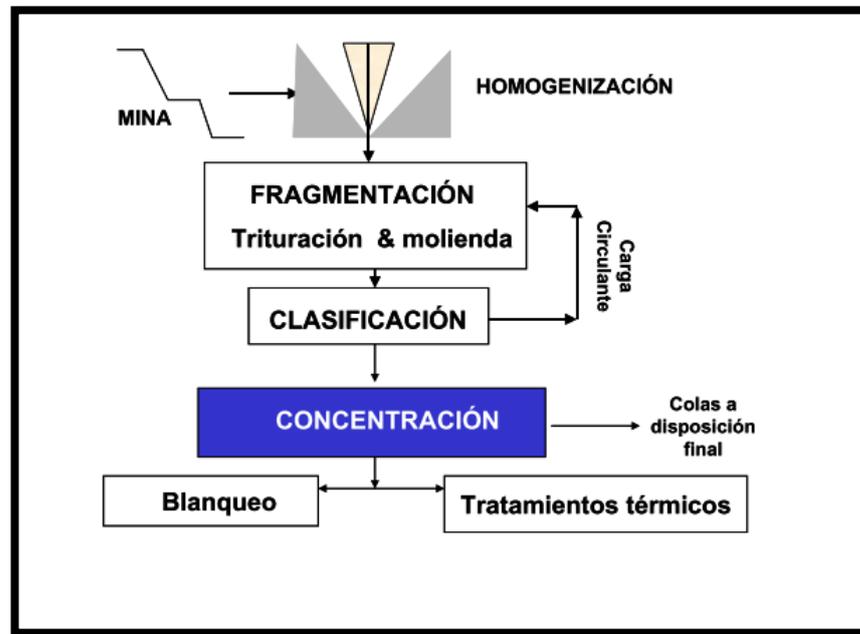


Figura 1: Esquema de Concentración de Minerales

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

En el gráfico se puede observar que para llegar al proceso de concentración, de antemano deben pasar por otros procesos ya sea de conminución; el material al salir de la mina pasa a un proceso de homogeneización, para posteriormente pasar a trituración y molienda donde el material es fragmentado, para ser clasificado y de ahí se obtiene el material útil o en otros casos ser enviados a varios circuitos de concentración especialmente dedicados a la optimización de la recuperación, purificación y separación de diversos minerales útiles.

1.2.1 Tenor

Según Bustamante, et al. (2008) Se puede definir la ley de un mineral como la relación que existe entre la cantidad de masa del mineral útil en relación con la masa o el volumen de la mena; por lo tanto, el contenido se puede expresar en gramos de mineral beneficioso por tonelada de material total, en porcentaje, en miligramos por metro

cúbico de material total, y así sucesivamente. En la siguiente fórmula, nos expresa la definición de tenor matemáticamente:

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

Ecuación 1: Fórmula de tenor

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

1.3 Índices metalúrgicos

Los índices metalúrgicos son números adimensionales que indican la calidad de la separación realizada en uno o más niveles de concentración y también proporcionan información al momento que se realiza en escala de laboratorio para crear sistemas de concentración ya en plantas. (Bustamante et al., 2008)

Es necesario que la determinación de los índices se apoye en un balance de masa en el proceso de separación, lo que entra debe ser igual a lo que sale, porque si esto no se hace de antemano, el cálculo de los índices puede producir cifras incoherentes que induzcan a error en las decisiones y análisis. En el gráfico se puede observar un esquema de un concentrador, conociendo que al introducir el mineral en este caso el alimento, al pasar por el concentrador obtendremos el concentrado el cual es nuestro interés y el relave o también conocido como colas.

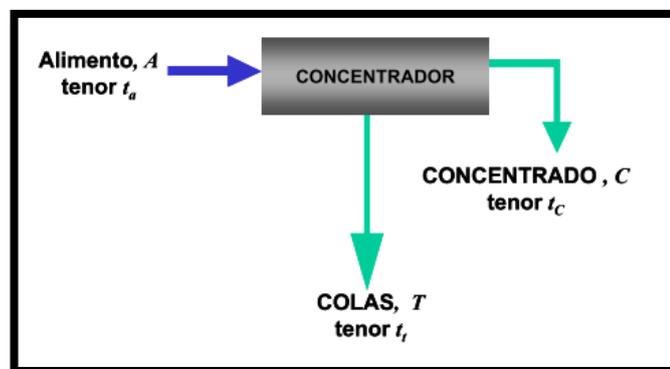


Figura 2: Esquema de Concentrador

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

Según Bustamante, et al. (2008) debe existir un balance tanto macroscópicamente entre los flujos másicos, es decir todo lo que entra debe ser igual a lo que sale, lo que involucra que el alimento debe ser igual a la suma del concentrado y relave; y microscópicamente el mineral de interés que entra debe ser igual al mineral de interés que sale, es decir que el alimento multiplicado por el tenor de alimento es igual a la suma del concentrado por tenor de concentrado más el relave por el tenor de relave, esto relaciona al mineral de interés que abandona el proceso de concentración por las colas. A continuación, se muestra una relación y fórmulas entre este balance:

- Macroscópicamente

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

$$A = C + T \quad (2)$$

Ecuación 2: Balance de masas macroscópico

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

A= Alimento

C= Concentrado

T= Relave

- Microscópicamente

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

$$A \cdot t_a = C \cdot t_c + T \cdot t_t \quad (3)$$

Ecuación 3: Balance de masas microscópico

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

A= Alimento

ta= tenor de alimento

tc=tenor de concentrado

tt=tenor de relave

1.3.1 Clasificación de los índices metalúrgicos

Los índices metalúrgicos se pueden dividir en dos tipos: índices relacionados con la calidad de la concentración e índices relacionados con la capacidad del ciclo de concentración, principalmente con fines de laboratorios o a diferentes escalas. (Bustamante et al., 2008)

1.3.1.1 Índices que relacionan calidad

Según Bustamante, et al. (2008) los índices que relacionan calidad nos ayudan ya que nos brindan información sobre la calidad de los productos recibidos, ya sea en la fase de concentración o globalmente en la planta; estos son la recuperación, razón de enriquecimiento e índice de selectividad.

- **Recuperación:** La recuperación se define como la relación que existe en un proceso de concentración entre el peso del material útil que hay en el concentrado en relación a la cantidad del mismo mineral que está en el alimento. (Bustamante et al., 2008)

$$R = \frac{\text{Peso del mineral de interés en el concentrado}}{\text{Peso del mineral de interés en el alimento}} \quad (4)$$

Ecuación 4: Recuperación

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

La recuperación en otras palabras nos indica el porcentaje de mineral de nuestro interés que es recuperado en el concentrado, haciendo que la diferencia del porcentaje con el 100% se supone es eliminado por medio de las colas. Sabiendo que la recuperación relaciona el peso de mineral de interés del concentrado con el de alimento, debemos tener en cuenta que el peso del mineral de interés será igual al peso del concentrado o alimento, multiplicado por su respectivo tenor o ley, donde obtendremos la siguiente fórmula de recuperación, matemáticamente hablando:

$$R = \frac{C \times tc}{A \times ta} \quad (5)$$

Ecuación 5: Recuperación con intervención de tenores

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

R= recuperación

C=concentrado

tc= tenor del concentrado

A= alimento

ta= tenor de alimento

- **Razón de enriquecimiento:** Este índice se define como una relación esto entonces se encuentra entre el tenor o el porcentaje del mineral beneficioso en el concentrado y el tenor o porcentaje del mismo mineral en el alimento. (Bustamante et al., 2008)

$$R_E = \frac{tc}{ta} \quad (6)$$

Ecuación 6: Razón de Enriquecimiento

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

RE= razón de enriquecimiento

tc= tenor de concentrado

ta= tenor de alimento

El valor de la razón de enriquecimiento en un proceso de concentración debe ser siempre superior a uno. En el caso de que sea igual a uno, la concentración no ocurre ya que el tenor del concentrado sería igual al tenor del alimento y no cumpliría el objetivo de esta operación unitaria. En el caso de que el valor de RE esté más lejos de la unidad, mejor será la concentración. (Bustamante et al., 2008)

Es importante relacionar la razón de enriquecimiento con la recuperación, debido a que en un proceso de concentración, estos índices son opuestos; los valores de estos no pueden ser altos en una primera etapa ya que los dos interactúan como se presenta en la imagen inferior. Si se desea tener estos dos índices con valores altos, se puede lograr si la separación es gradual y se realiza en etapas para que cumpla este objetivo caso contrario no es posible.

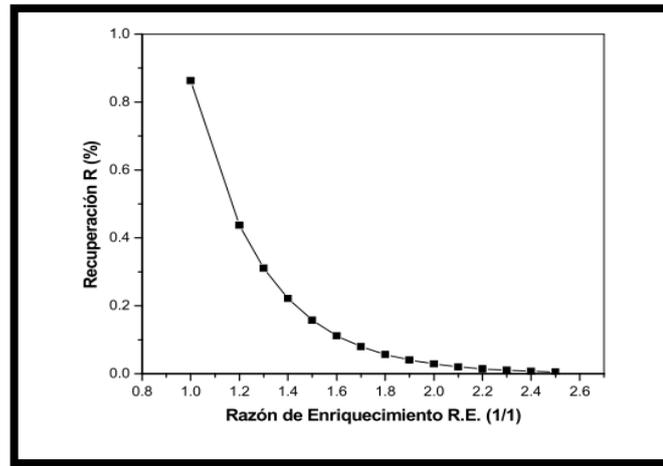


Figura 3: Razón de Enriquecimiento & Recuperación

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

- **Índice de selectividad:** Este índice metalúrgico compara la calidad de separación entre dos tipos A y B que se desea separar en el proceso de concentración, a continuación, se puede observar la fórmula matemática utilizada: (Bustamante et al., 2008)

$$I.S. = \frac{t_a(A) \times t_t(B)}{t_a(B) \times t_t(A)} \quad (7)$$

Ecuación 7: Índice de Selectividad

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

I.S.= índice de selectividad

A= especie uno mineral

B= especie dos de mineral

ta= tenor de alimento

tt= tenor de relave

1.3.1.2 Índices que relacionan capacidad

Los índices que relacionan la capacidad nos ayudan a proporcionarnos la información necesaria, para escalar, dimensionar y seleccionar dispositivos o los equipos adecuados de concentración. (Bustamante et al., 2008)

- **Razón de concentración:** Este índice relaciona el flujo másico de sólidos de entrada es decir en la alimentación con respecto al flujo másico del concentrado. Debemos tener en cuenta que este índice nos proporciona datos de capacidad, es decir nos permite calcular la masa ya sea en gramos, toneladas, entre otros, que se debe alimentar para producir una tonelada de concentrado. (Bustamante et al., 2008)

$$RC = \frac{A}{C} \quad (8)$$

Ecuación 8: Razón de concentración

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

RC= razón de concentración

A= alimento

C=concentrado

- **Rendimiento de concentración:** Este índice es lo contrario de la razón de concentración, debido a que es la división del flujo másico del concentrado a el flujo másico del alimento; lo que da igual al inverso de la razón de concentración; a continuación, se puede entender mejor con las fórmulas: (Bustamante et al., 2008)

$$V = \frac{C}{A} = \frac{1}{RC} \quad (9)$$

Ecuación 9: Rendimiento de concentración

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

V= rendimiento de concentración

C=concentrado

A=alimento

RC= razón de concentración

- **Eficiencia de la separación:** Este índice relaciona la recuperación con el rendimiento de concentración, con el rendimiento de concentración ideal, que es un dato ya determinado por una tabla que se especificará más adelante. (Bustamante et al., 2008)

$$E = \frac{R - V}{1 - V_{IDEAL}} \quad (10)$$

Ecuación 10: Eficiencia de la separación

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

E=eficiencia de la separación

R=recuperación

V= rendimiento de concentración

VIDEAL= rendimiento de concentración ideal

1.3.1.3 Índices metalúrgicos ideales

Los índices metalúrgicos ideales nos crean un beneficio metalúrgico ya que radica principalmente en la definición de metas para el proceso de separación en las estrategias de optimización para el control de la concentración. En la siguiente tabla se puede deducir los índices ideales, en relación con los tenores. (Bustamante et al., 2008)

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

Figura 4: Índices Metalúrgicos Ideales

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

1.4 Concentración de minerales

Sabiendo que el objetivo de la concentración es el elevar el tenor del concentrado y disminuir el tenor del relave, a continuación, se puede observar el gráfico de un proceso de concentración. (Bustamante et al., 2008)

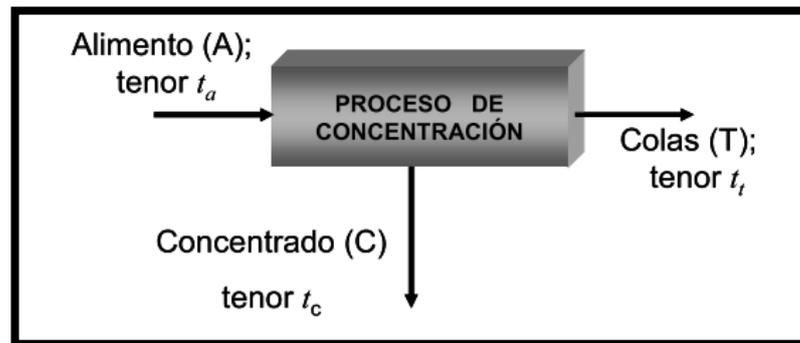


Figura 5: Proceso de Concentración

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

En este esquema se puede observar las corrientes de entrada como de salida, que abarca tanta de alimento, concentrado y colas. Se debe comprender que el tenor de las colas debe ser muy cercano a cero o igual a cero, pero sabemos que es muy difícil alcanzar, por lo que existe un objetivo a cumplir en el campo mismo, el cual es alcanzar que el valor del tenor de relave sea suficiente mínimos y este sea menor al tenor de alimento y el tenor de alimento sea menor al tenor de concentrado, así estamos garantizando la concentración. A continuación, que especifica esta relación de los tenores.

$$tc > ta > tt$$

tc=tenor de concentrado

ta=tenor de alimento

tt=tenor de relave

La importancia de la concentración de minerales reside en eliminar del circuito de planta, minerales que no poseen ninguna riqueza los cuales generan costos por su manejo y tratamiento. También elimina minerales cuya presencia es negativa en el proceso de extracción metalúrgica, como cuarzos, materias orgánicas entre otros, prácticamente funcionando como un limpiador. No debemos olvidar que también el producto obtenido de la concentración pasa a ser un material con valor industrial y comercial, y minerales extraídos de las minas, que tienen una baja ley pasen a tener un valor comercial.

1.4.1 Métodos de concentración

La concentración de minerales es el proceso mediante el cual la ley o concentración en porcentaje de una mena en particular se incrementa mediante el uso de equipo de separación sólido-sólido, creando así la separación de dos o más especies mineralógicas y produciendo una energía enriquecida con un mineral de interés; existen diferentes métodos de separación que aprovechan las propiedades físicas y químicas de los minerales. (Bustamante et al., 2008)

- **Concentración gravitacional:** Este es un método para separar partículas minerales con diferente peso, debido al aprovechamiento de la gravedad y otras fuerzas ejercen sobre ellas simultáneamente, hidráulica y fricción. Es el método de concentración más simple y económico. Se recomienda su uso cuando sea posible, ya que permite la recuperación de minerales en los tamaños más gruesos posibles, reduce el costo de trituración, molienda y concentración, y reduce las pérdidas de finos generalmente asociados con las operaciones de reducción de tamaño. (Valdivieso, Amaya, Oliva y Reyes, 1999)
- **Concentración magnética:** Los concentradores magnéticos aprovechan la diferencia en las propiedades magnéticas de los minerales y se utilizan para liberar minerales de interés de la ganga no magnética, como la magnetita del cuarzo, impurezas magnéticas e incluso varios minerales de interés de los valores no magnéticos. (Carrera y Estrella, 2018)
- **Concentración eléctrica:** La concentración electrostática indica que si un material que se encuentra en una mezcla de partículas puede adquirir una carga superficial dentro de un campo electrostático, las partículas de este material son repelidas por uno de los electrodos y, dependiendo del signo del electrodo, son atraídas por la otra carga de las partículas. (Salager y Forgiarini, 2007)
- **Flotación:** La flotación es un método físico-químico para la concentración de minerales en suspensiones acuosas, en el que las partículas sólidas “hidrófobas” se separan de las partículas sólidas “hidrófilas”, mediante el cual se inyectan burbujas de aire. (Bustamante et al., 2008)

En la siguiente tabla se puede observar lo descrito anteriormente, de mejor manera los métodos de concentración, sus propiedades y los principales equipos a utilizar los cuales aprovechan las características físicas de los mismos, como la concentración gravitacional que aprovecha la densidad, otro método es la concentración magnética y concentración eléctrica; los que aprovechan las características físico-químicas como la concentración por flotación espumante que aprovecha las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los minerales, la floculación selectiva y coagulación selectiva.

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

Figura 6: Diferentes Métodos de Concentración de Minerales y Algunos Equipos Utilizados

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

1.5 Flotación espumante

La introducción del proceso de flotación por espuma fue a principios del siglo XX, esto revolucionó la industria minera, ya que se utiliza y aplica para procesar tonelajes mayores e inferiores. Por lo tanto, su importancia radica en el hecho de que desde su invención ha permitido el tratamiento de minerales complejos de muy baja calidad que de otro modo se hubieran considerado minerales poco rentables. (Abarca Rodríguez, 2000)

La flotación se define como un proceso de concentración de minerales en el que se intenta separar las partículas de mineral útiles de las estériles mediante un tratamiento físico-químico. (Pequeña Ruiz, sf.) El proceso de flotación se basa en la interacción entre burbujas de aire y partículas de sólidos presentes en la pulpa, aprovechando las características hidrofóbicas e hidrofílicas de los minerales, o haciendo uso de reactivos los cuales acentúan o inducen a estas características a los minerales, para que permitan capturar las partículas útiles, las mismas que son colectadas y transportadas mediante las burbujas hasta el rebalse. (Yianatos, 2005)

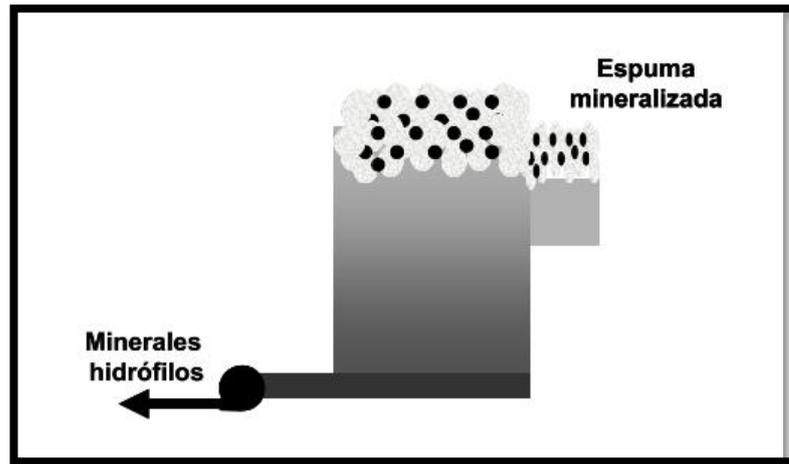


Figura 7: Celda de flotación espumante

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

En la imagen anterior se puede observar de mejor manera el concepto de la flotación espumante, en la misma que en la parte inferior izquierda nos muestra los minerales hidrófilos, es decir estas serían nuestras colas, en el centro se daría la interacción y el en la parte superior derecha se ve la espuma mineralizada lo que vendría a ser el concentrado.

El proceso de flotación espumante consta de varias fases que son líquido, sólido, gas diferente en tamaño, forma y composición de las partículas minerales. En base a esto el proceso de flotación logra identificar, que la adsorción de los reactivos en la superficie de la partícula, la colisión entre burbuja y mineral, el transporte del mineral útil en la espuma, son fundamentales para que la flotación rinda de la mejor manera; cada una de ellas depende de cualquier propiedad del material que se vaya a flotar, las propiedades físico químicas de estos, pueden ser aumentadas o disminuidas mediante el uso de reactivos. (Yianatos, 2005)

1.6 Etapas de flotación

Dado que la flotación es complejo recuperar el mineral de interés y eliminar la ganga en un solo proceso, se han creado diferentes circuitos de flotación en los que constan de las siguientes etapas: (Ferrada y Flores, 2018)

- **Etapa Rougher:** Es la primera etapa donde se logran altas recuperaciones, ya que opera con muestras de granulometría grande, por lo que las leyes del concentrado son bajas. En esta etapa se recupera la mayor proporción de partículas valiosas, en la misma que se produce dos productos, el primero un concentrado que pasará a una etapa de limpieza y el segundo producto sería el relave que pasará a una etapa de depure. (Ferrada y Flores, 2018)
- **Etapa Scavenger:** Es una etapa que tiene como objetivo aumentar la recuperación, de las colas de la etapa rougher, produce un concentrado de baja ley, el mismo que puede pasar por proceso de remolienda para nuevamente ser tratado.
- **Etapa Cleaner:** Es una etapa de limpieza, la misma que tiene como objetivo aumentar la ley de los concentrados que vienen de las etapas primarias, con el propósito de que el producto cumpla con las exigencias del mercado. Generalmente el concentrado de las etapas rougher o scavenger pasan por un proceso de remolienda para que su granulometría disminuya y así alcance un mayor grado de liberación de las partículas útiles, para que estas muestras sirvan de alimento a la etapa cleaner. Esta etapa tiene como finalidad obtener concentrados de alta ley pero con recuperaciones bajas.

1.7 Principios de la flotación

Según Salager y Forgiarini (2007), la flotación es utilizada para el enriquecimiento de minerales y otros procesos de separación; y sus principios involucran fenómenos variados, como la hidrofobicidad de una superficie por adsorción de sustancias surfactantes. Conociendo que el proceso de flotación consiste en separar un mineral valioso de la ganga; después de moler el mineral, estas partículas contienen tanto mineral útil como ganga el cual se desea separar, se usa sustancias hidrofobantes en el mineral de interés, mientras que la ganga permanece mojable al agua. Se mezcla la

muestra molida con agua y los reactivos agitándose donde se tendría una fase sólido-líquido; luego se insufla aire, generando la colisión entre las burbujas y las partículas hidrofobantes (mineral útil), generando una etapa sólido-gas las cuales son arrastradas a la superficie para ser recolectadas y posteriormente secadas; mientras la ganga que es hidrofílica permanece en la etapa sólido-líquido.

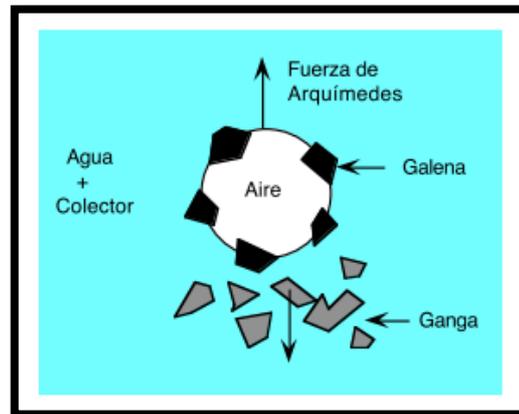


Figura 8: Principio de la separación por flotación

Fuente: (Salager y Forgiarini, 2007)

Dado que la mayoría de los minerales son inherentemente hidrófilos, las superficies de los minerales deben tener ciertas propiedades, que se pueden obtener agregando ciertos reactivos, para lograr la separación por flotación. Los reactivos colectores aumentan la flotabilidad influyendo directamente con el ángulo de contacto; los depresantes modifican la superficie para ayudar a la selectividad entre ganga y mineral útil, ayudando a la retención de los materiales no deseados; los reactivos modificadores de pH ayudan a la reducción de la carga superficial de los minerales; los espumantes ayudan a la formación de burbujas, está siendo una espuma persistente que no sea destruida fácilmente y pueda llegar a la superficie. (Cala y García, 2005)

1.7.1 Hidrofobicidad

La hidrofobicidad de los minerales es cuando su superficie rechaza a las moléculas de agua; por tanto, realiza una acción directa con las burbujas de aire. (Rodríguez, 2011). El proceso de flotación está basado en las propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas del material a separar, esto se trata del comportamiento de las partículas con respecto al agua. (Abarca 2000)

1.7.1.1 Minerales hidrofílicos

Los minerales hidrofílicos tienen gran afinidad con el agua por lo que se mojan y permanecen en suspensión en la pulpa; estos son aerofóbicos por lo que repelen de las burbujas y no se adhieren a ellas, permaneciendo en la pulpa para finalmente sumir. (Abarca 2000)

1.7.1.2 Minerales Hidrofóbicos

Los minerales hidrofóbicos son los que repelen el agua y por lo tanto, no son mojables o poco mojables por el agua, por lo que son aerofílicos, es decir se adhieren a las burbujas de aire y ascienden. (Abarca 2000)

1.7.1.3 Tipos de hidrofobicidad

- **Hidrofobicidad nativa o natural:** Existen minerales que poseen hidrofobicidad sin la necesidad de inducir a ésta por medio de reactivos, entre estos tenemos el grafito, carbón bituminoso, talco, azufre. (Sutulov, 1963)
- **Hidrofobicidad inducida:** Existen minerales que no poseen hidrofobicidad o es muy baja, entonces es necesario inducir a esto por medio de reactivos, los cuales modifican la superficie de las partículas, para que sean afines a las burbujas de aire, en los procesos de flotación. (Sutulov, 1963)

1.7.2 Tensión superficial

La tensión superficial (γ), es la propiedad que posee un líquido a la cantidad de energía que necesita para aumentar su superficie por unidad de área, esto es causado por los defectos que poseen las fuerzas intermoleculares que existe entre la cohesión, adhesión. (Álvarez, 2015)

Una de las propiedades que controla la adhesión partícula-burbuja es la energía libre superficial; la adhesión se da en agua, donde las partículas forman una pulpa con el mineral y también se genera burbujas, estableciendo un sistema trifásico entre el sólido-líquido-gas que a su vez es el mineral, agua y aire correspondientemente. Los compuestos tensoactivos disminuyen la tensión superficial del agua, haciendo posible

la adsorción la cual forma gotas en el líquido disminuyendo la tensión y generando que la capa superficial actué como una membrana contráctil; la coalescencia rompe en gotas la emulsión de reactivo y agua, formando una fase separada, lo cual al sumar las áreas de las gotas, es menor por lo que el área de contacto entre agua y reactivo es reducido. En base a esto la energía libre superficial en balance trifásico determina la adhesión de partículas minerales a burbujas de aire, haciendo uso de los reactivos. (Castro, 2018)

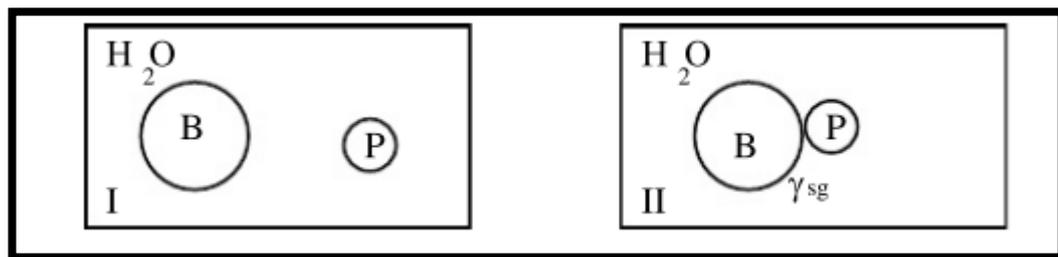


Figura 9: Balance de energía superficial

Fuente: (Castro, 2018)

En la imagen se puede observar en la parte izquierda, que existe tensión superficial generado por el desbalance de la energía superficial entre el agua, burbuja y la partícula, por lo que no genera la adherencia entre partícula y burbuja; mientras que en la parte derecha se ve el balance trifásico, donde se genera la adherencia de la partícula con la burbuja, esto gracias a que la tensión superficial es disminuida por la adición de los reactivos (colectores).

1.7.3 Ángulo de contacto

Cuando dos fluidos están en contacto con un sólido (mineral), se puede determinar la mojabilidad hidrófila o hidrófoba del mineral, respecto a cada uno de los fluidos mediante el ángulo de contacto, el cual se da a cambio de un equilibrio de fuerzas. (Salager, & Forgiarini, 2007)

Según Castro (2018), el ángulo de contacto, es el ángulo formado entre la tangente de la gota y la superficie plana. En la siguiente imagen se puede observar de mejor manera entendiéndose que θ es el ángulo entre la parte sólida y el gas.

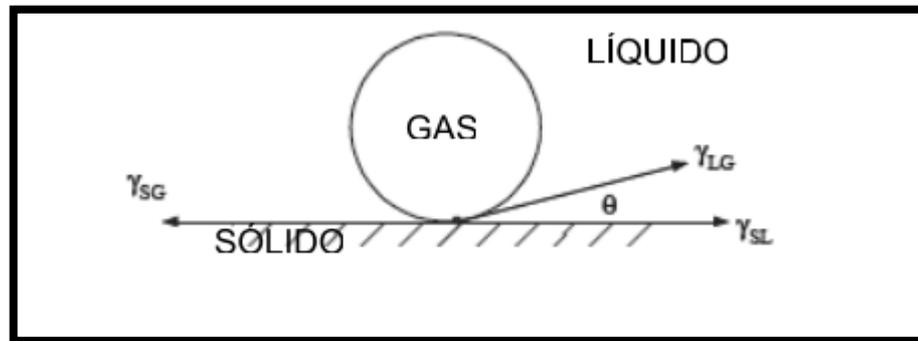


Figura 10: Ángulo de contacto

Fuente: (Yianatos, 2005)

El ángulo de contacto se relaciona con la ecuación de Young (1805), ya que propuso tratar el ángulo de contacto de una gota de líquido asentada en una superficie completamente plana, creando un equilibrio mecánico entre las tensiones interfaciales sólido-líquido, sólido-vapor y líquido-vapor, donde, se lo denominó tensión de adhesión considerada como la fuerza necesaria para la hidrofobización del sólido. (Abarca, 2000)

Es así que Young (1805), propuso un equilibrio entre las tres fases sólida-líquido-gaseosa, a continuación, tenemos la ecuación:

$$\gamma_{SG} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG} \cos(\theta) \quad (11)$$

Ecuación 11: Ecuación de Young

Fuente: (Young, 1805)

Donde la fórmula anterior despejada nos da la primera ecuación de Young, donde el coseno del ángulo será igual a la suma de la energía sólido-líquido y energía líquido-gas todo sobre la energía de sólido-gas, a continuación, se presenta la ecuación para un mayor entendimiento:

$$\cos(\theta) = \frac{\gamma_{SG} - \gamma_{SL}}{\gamma_{LG}} \quad (12)$$

Ecuación 12: Ecuación de Young

Fuente: (Young, 1805)

También debemos entender que existe una relación en la que si el ángulo de contacto es inferior a noventa grados, tendremos una superficie hidrofílica; si el ángulo de contacto es igual a noventa grados es intermedio; y si el ángulo de contacto es mayor que noventa grados, estaríamos hablando de un mineral hidrofóbico, lo que ayudaría a las burbujas adherirse a la superficie sólida. (Abarca, 2000) En la siguiente imagen se puede visualizar de mejor manera para tener un mejor entendimiento:

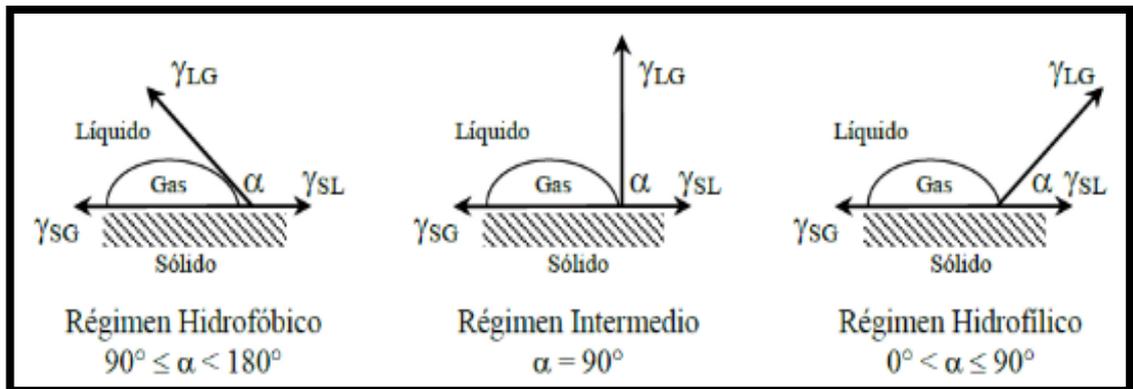


Figura 11: Relación entre el ángulo de contacto y la hidrofobicidad

Fuente: (Arturo y Zamora, 2012)

1.7.4 Trabajo de adhesión

El trabajo requerido para romper la interfaz partícula - burbuja se lo denomina trabajo de adhesión (WSG), y es como se conoce el trabajo requerido para separar la interfaz sólido-gas es también conocido como el trabajo de ruptura. (Yianatos, 2005)

Se puede relacionar el trabajo de adhesión con la tensión superficial ya que según Chica y Salinas (2017), la energía de Gibbs influye en el trabajo de adhesión ya que es la energía necesaria para unir una partícula a una burbuja.

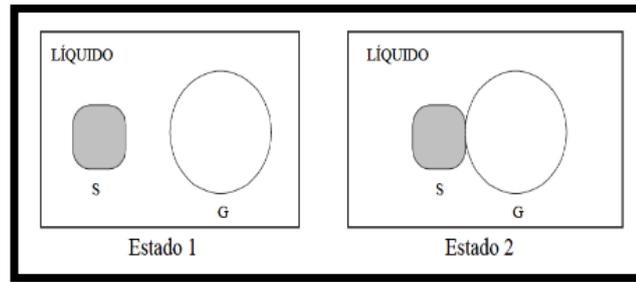


Figura 12: Trabajo de adhesión

Fuente: (Yianatos, 2005)

1.7.5 Potencial Z

Una forma de entender de qué trata el potencial Z es mediante la doble capa eléctrica, los minerales al pasar por un proceso de molienda están eléctricamente polarizados. Cuando entran en contacto con un medio polar como el agua, las cargas superficiales comienzan a moverse y se reorganizan de tal manera que se alcanza un equilibrio eléctrico que cambia el potencial eléctrico de la superficie. Se crea una capa estancada llamada Capa Stern, la misma que encubre la superficie del mineral, generando una doble capa eléctrica, la cual es conocida como la potencia zeta. (Yianatos, 2005)

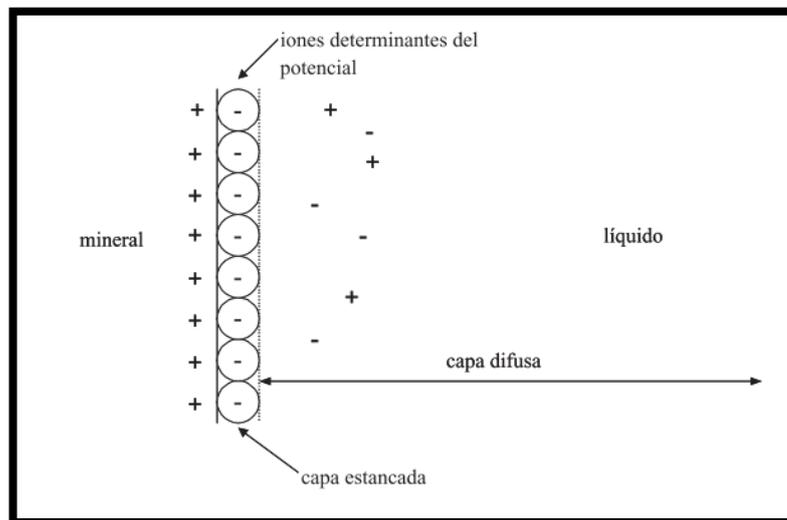


Figura 13: Doble capa eléctrica

Fuente: (Yianatos, 2005)

El potencial zeta es una manera de controlar el comportamiento superficial del coloide, ya que es importante como los iones que se pueden absorber de su capacidad con la interacción con los otros grupos iónicos del agua. (Bustamante et al., 2008)

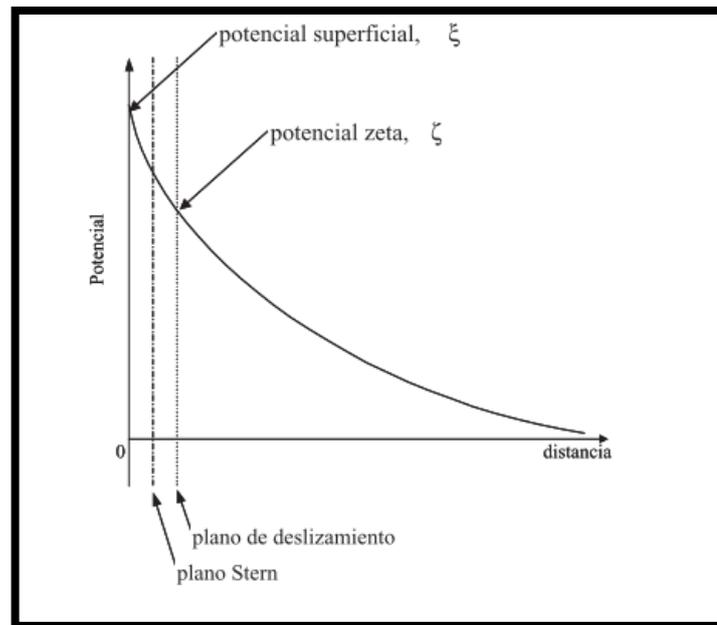


Figura 14: Potencial Z

Fuente: (Yianatos, 2005)

El potencial zeta puede ser determinado mediante electroforesis, en el cual las partículas del mineral son sometidas a un campo eléctrico que acelera las partículas cuando están cargadas eléctricamente. El potencial Z también puede ser modificado mediante el uso de reactivos. (Yianatos, 2005)

1.7.5.1 Efecto del pH

El potencial Z tiene un lazo con el pH, debido a que como se dijo anteriormente la potencia puede ser modificada con la adición de reactivos, es decir que por medio de los reactivos podemos generar que el potencial z se vuelve nulo.

Según Bustamante et al., (2008), existen valores de pH particulares que neutralizan las cargas eléctricas superficiales, donde el potencial zeta es cero se conoce como punto isoeléctrico como resultado de la carga superficial. Esto se da gracias a que la superficie del mineral adquiere un potencial con respecto a la solución, pero esta es compensada por una carga igual en la fase acuosa gracias al pH. Los iones determinantes del potencial son los generadores de la carga superficial pero los contra iones son aquellos que no tiene afinidad por la superficie y son adsorbidos por atracción electrostática.

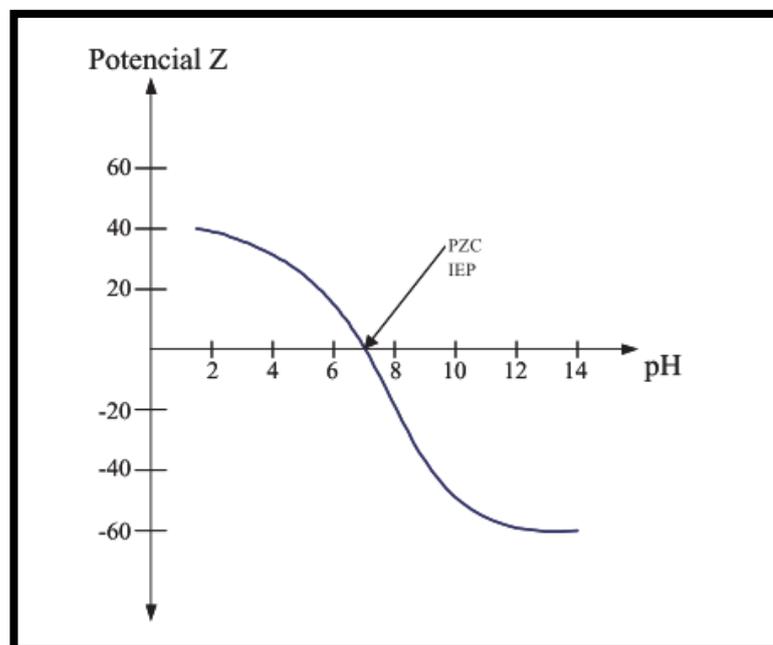


Figura 15: Potencial Zeta vs pH

Fuente: (Yianatos, 2005)

En la imagen anterior se puede observar la relación directa entre el potencial Z y el pH, en el que comprende que con la variación del pH podemos regular la capa eléctrica, generando incluso que sea nula, ayudando en la flotación, a romper la doble capa eléctrica del mineral, mediante la generación de un medio acuoso con un pH variado, el cual ayuda a que el mineral pueda encontrarse con la burbuja y los reactivos.

Según Yianatos (2005), la modificación del pH de la pulpa, puede modificar el potencial zeta; se recomienda trabajar en un medio alcalino ya que la mayoría de los colectores son estables y ayuda al cuidado del equipo ya que puede estar expuesto a la corrosión en un medio ácido.

Los reguladores de pH pueden ser:

Tabla 1: Reguladores de pH

Subir pH	Disminuir pH
<ul style="list-style-type: none"> • Cal \Rightarrow Ca(OH) • Carbonato de Sodio \Rightarrow Na₂CO₃ 	<ul style="list-style-type: none"> • Ácido sulfuroso \Rightarrow H₂SO₄

1.7.6 Reactivos

Los reactivos son usados en los procesos de flotación para cambiar las propiedades de los minerales, estos son los colectores, espumantes. La selección de los reactivos se basa en las curvas del potencial zeta, el pH en diferentes condiciones. (Bustamante et al., 2008)

1.7.6.1 Colectores

Son sustancias orgánicas heterogéneas (anión o catión), las cuales tienen una estructura polar y otra apolar. La parte polar se impregna en la superficie del mineral y la parte no polar, está constituida por una cadena de hidrocarburos la misma que crea un carácter hidrófobo al mineral. Por lo cual la colección está relacionada directamente a la superficie de nuestro mineral y al tipo de colector que utilizemos, ya que ayudará a que la unión de estos dos sea más fuerte. La cadena de hidrocarburos ayuda a repeler el agua, por lo tanto, entre más grande sea la cadena creará mayor ángulo de contacto y mayor hidrofobicidad tendrá el mineral. Tenemos que tener en cuenta que con la molienda no garantizamos que las partículas sean puras y no contengan contaminantes que pueden interferir. (Yianatos, 2000)

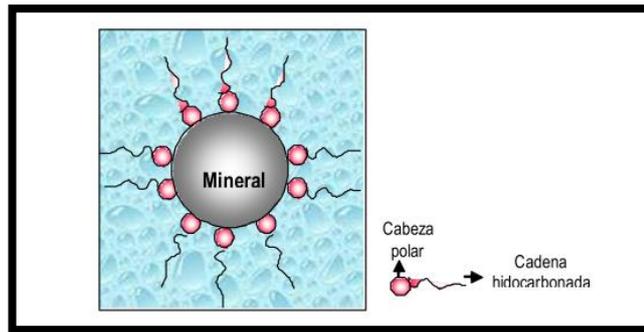


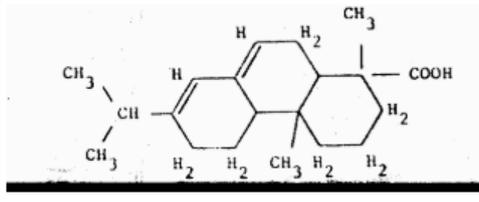
Figura 16: Adsorción del colector sobre una superficie mineral

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

Según Bustamante et al., (2008), existe gran variedad de colectores, desde catiónicos, para sulfuros o aniónicos y para óxidos, a continuación, se nombrarán los correspondientes a cada uno de ellos:

- **Colectores para sulfuros:** Son tiocolectores, son aniónicos y los más conocidos y recomendados son:
 - Xantatos.- Son solubles en agua, amplia variación de pH, sensibles a la oxidación y forman compuestos insolubles con iones de metales pesados.
 - Ditiofosfatos.- Son menos oxidables, tienen propiedades colectoras con piritas y se usan para flota sulfuros de Cu, Pb y metales preciosos.
 - Mercapto Benzotiazoles, mercaptanos, ditiocarbamatos: estos son colectores de sulfuros metálicos.
- **Colectores para óxidos:** Para los óxidos se pueden usar colectores aniónicos o catiónicos.
 - Colectores Aniónicos.- Los ácidos grasos y las sales se emplean para recolectar calcita, dolomita, entre otros calcáreos. Los mecanismos de adsorción pueden ser de tipo quimisorción (carboxilatos), o de tipo físico de moléculas ácidas no disociadas.

Tabla 2: Estructura y Solubilidad de algunos ácidos grasos

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

-Colectores Catiónicos.- Están formados por un grupo polar nitrogenado y uno no polar; reemplazan NH_3 por cadenas hidrocarbурadas, como aminas, donde tienen un radical hasta 16 carbonos. Estos tienen un precio elevado por lo que se utiliza solo en procesos de flotación especiales. Estos colectores son utilizados para la flotación de cuarzo, silicatos, óxidos de cinc y flotación de hierro inversa.

Tabla 3: Colectores Catiónicos

Colector	Formula*	Ión
Sal de Amina Primaria	RNH_3Cl	RNH_3^+
Sal de Amina Secundaria	$\text{RR}'\text{MH}_2\text{Cl}$	$\text{RR}'\text{NH}_2^+$
Sal de Amina Terciaria	$\text{R}(\text{R}')_2\text{NHCl}$	$\text{R}(\text{R}')_2\text{NH}^+$
Sal de Amonio cuaternario	$\text{R}(\text{R}')_3\text{NCl}$	$\text{R}(\text{R}')_3\text{N}^+$
Sales Sulfónicas**	$\text{RS}(\text{R}')_2\text{Cl}$	$\text{RS}(\text{R}')_2^+$
Alkyl Pyridinium Salt	R NHCl	R NH⁺

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

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

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

1.7.6.2 Espumantes

Las burbujas de aire deben estar incorporadas en la flotación, que en caso de colisión con las partículas minerales permiten su adhesión. Además, ocurre de forma espontánea dentro de los equipos la coalescencia de burbujas; el espumante cambia las propiedades superficiales de la burbuja para reducir la coalescencia. (Yianatos, 2005)

Los espumantes más conocidos son los que contienen grupos hidroxílicos, OH⁻, cómo:

- Aceite de pino, C₁₀H₁₇OH.
- Cresoles, CH₃C₆H₄OH.
- Metil Isobutil Carbinol, C₆H₁₃OH.

1.7.7 Probabilidad de flotación

La dinámica que se produce en flotación se refiere principalmente a la probabilidad de atrapar una partícula hidrofobizada por una burbuja; dado que es un proceso algo aleatorio se puede hablar de probabilidades de colisión, adhesión y estabilidad. (Salager et al., 2007)

Colisión

La colisión consiste en el momento en que una partícula entra en contacto directo con una burbuja. Este evento está influenciado por el tamaño de la partícula, ya que con partículas muy pequeñas es probable que al momento de ser trasladada pueda ser afectada por la turbulencia debido a su baja inercia; sabiendo que una de mayor tamaño está menos afectada y tiene más probabilidades de colisionar con la burbuja. Otro factor importante a considerar es la distribución espacial de las burbujas, ya que si es una distribución más homogénea en el área de la sección transversal de una celda o columna flotante aumenta la probabilidad de una colisión entre partículas y burbujas. (Fonseca, 2012)

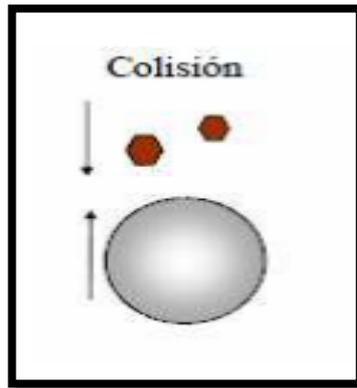


Figura 17: Colisión

Fuente: (Fonseca, 2012)

Adhesión

La adhesión significa que tan pronto como la partícula entra en contacto con la burbuja, debe penetrar la capa líquida de la interfaz gas-líquido para que tenga lugar la adsorción. Existe un tiempo de contacto de ambas superficies ya que la partícula tiende a deslizarse a lo largo de la película de burbujas después de que ocurre la colisión; el tiempo necesario para que la adhesión surta efecto es el llamado tiempo de inducción y debe ser más corto que el tiempo de contacto, de lo contrario el sólido se desprende de la superficie de la burbuja. (Fonseca, 2012)

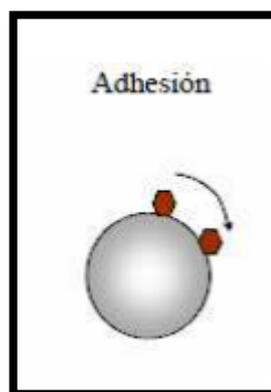


Figura 18: Adhesión

Fuente: (Fonseca, 2012)

Estabilidad

La estabilización trata de que la partícula debe adherirse a la superficie de la burbuja el tiempo suficiente para alcanzar la fase de espuma. Para hacer esto, el agregado formado por la partícula debe ser lo suficientemente fuerte como para no disociarse, y la burbuja también debe tener la capacidad de levantar la partícula hasta que llegue a la espuma. Para que exista esta posibilidad la densidad del agregado de partículas-burbujas debe ser menor que la densidad del agua. (Fonseca, 2012)

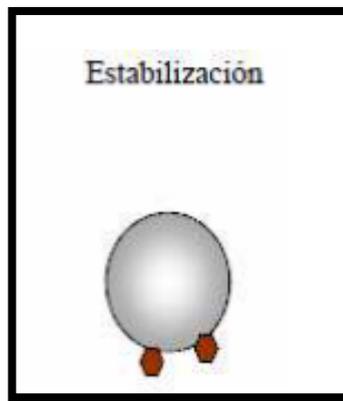


Figura 19: Estabilización de partícula

Fuente: (Fonseca, 2012)

1.8 Equipos de flotación

Según Cala y García (2005), el objetivo principal de las máquinas de flotación es airear completamente la pulpa y mantener los sólidos en la pulpa de manera homogénea. Por este motivo, se han introducido una gran cantidad de máquinas de flotación, que se pueden dividir en dos tipos:

1.8.1 Máquinas de flotación mecánicas

Se utilizan con mayor frecuencia en la flotación de minerales metálicos. Tiene un impulsor que gira dentro, mientras que el aire se aspira a través del impulsor para garantizar una buena distribución, y producir las colisiones de partículas y burbujas que son esenciales. El diseño del impulsor y las mamparas de dispersión varía mucho de una máquina a otra. Toda máquina necesita un área con alta turbulencia, pero

también una zona tranquila, en la que las burbujas cargadas de minerales puedan subir sin que se separen. (Cala, et al., 2005)



Figura 20: Máquina de flotación mecánica

Fuente: (Abarca, 2000)

Algunos tipos de celdas que se tienen son: Agitair, Denver, Morococha, Outokumpu, wenco, entre otras. (Abarca, 2000)

1.8.2 Máquinas de flotación neumáticas

Son máquinas sin impulsor mecánico, la pulpa se mueve mediante aire comprimido; estas celdas son tanques rectangulares con conductos de distribución de aire en el fondo de la celda. Pero también la celda de columna se considera una celda neumática, esta aprovecha los flujos en contracorriente, ya que se tiene un flujo que que asciende con las burbujas. (Abarca, 2000)

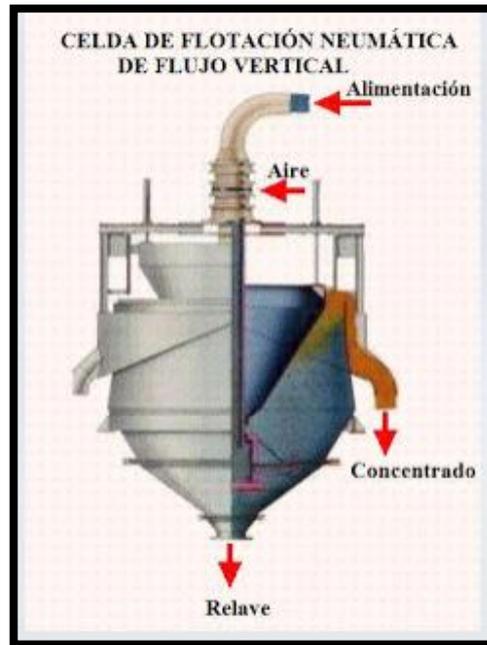


Figura 21: Máquina de flotación Neumática

Fuente: (Google, 2016)

1.9 Flotación columnar

La columna de flotación fue creada en Canadá en 1962-1968 para flotación de minerales de hierro, en el transcurso de los seis años, desarrolló la parte experimental, en los siguientes años se continuaron realizando aplicaciones. De esta forma en los años noventa fue cuando se incorporó las columnas de flotación para recuperación de cobre y molibdeno en Chile entre otros países comenzaron adquirir las columnas. (Valdebenito, 2011)

Un avance muy importante en la tecnología de flotación por espuma ha sido la flotación por columna en los últimos años. Las columnas de flotación difieren significativamente de las máquinas de flotación convencionales tanto en términos de su diseño como funcionamiento, lo que inicialmente condujo a su lenta aceptación en la industria de procesamiento de minerales. Además, estos dispositivos se utilizan en muchos concentradores alrededor del mundo y se consideran en el tratamiento de una amplia variedad de minerales metálicos y no metálicos. (Cala, et al., 2005)



Figura 22: Flotación Columnar

Fuente: (Google, 2018)

1.9.1 Propiedades de los procesos de flotación en columna

El proceso de flotación columnar se utiliza en una gran cantidad de concentradores de minerales sulfurados, especialmente en las etapas de purificación, ya que puede lograr una mayor calidad del producto en comparación con las celdas de flotación mecánica. Las columnas de flotación son celdas verticales largas que se alimentan continuamente con pulpa, que está formada por partículas finas de minerales útiles y ganga. Los principales aspectos que distinguen a la columna de una celda mecánica tradicional son el agua de lavado, el sistema de generación de burbujas y la geometría. (Valdebenito, 2011)

En la flotación columnar las partículas minerales hidrofóbicas se adhieren a burbujas subiendo y moviéndose como concentrado; sin embargo, a diferencia de las celdas de flotación convencionales, las celdas de columna no utilizan un sistema de agitación mecánica para suspender las partículas y dispersar el aire. Esto los hace más eficientes energéticamente y también en términos de mantenimiento mecánico. (Abarca, 2000)

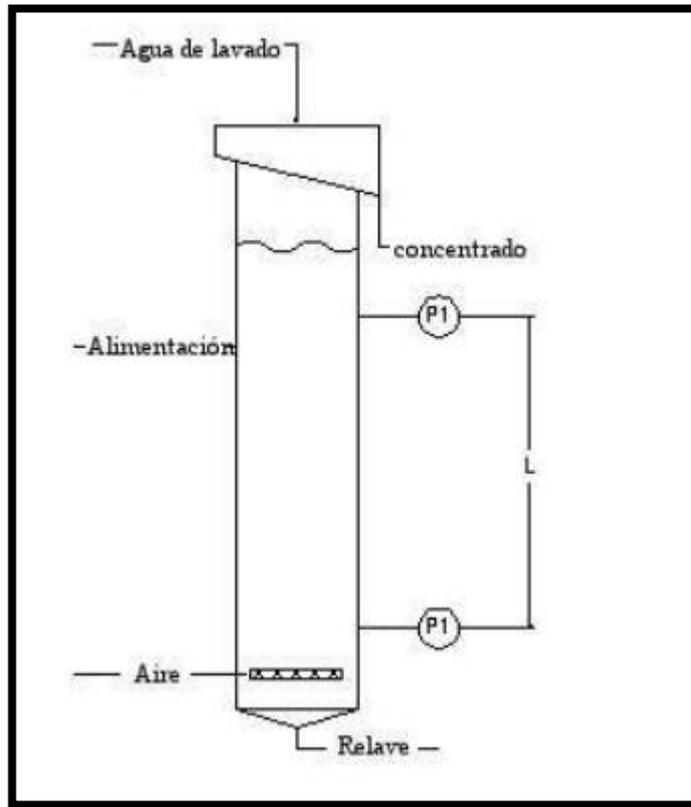


Figura 23: Columna de Flotación

Fuente: (Yianatos, 2000)

En la imagen se puede observar que la alimentación de la pulpa se hace por la parte de arriba la misma que se encuentra con una corriente de aire ascendente y otra corriente de lavado que desciende; el concentrado rebosa por la parte superior y las colas por la parte inferior. Se puede observar que el aire se induce por la parte inferior de la columna, estos ayudan a crear pequeñas burbujas de aire y finalmente el agua de lavado que es una especie de ducha que se encuentra en la parte superior de la columna. (Abarca, 2000)

1.9.2 Zonas de la columna de flotación

Según Valdebenito (2011), la columna de flotación posee dos zonas la de colección y la de limpieza las mismas que se pueden observar de mejor manera en la figura inferior y a continuación, una descripción más clara de cada zona:

- Zona de colección: Es la primera región de colección aquí las partículas de pulpa de alimentación se ponen en contacto con un enjambre de burbujas generadas por el difusor de aire en la parte inferior de la columna; las partículas hidrofóbicas chocan y se adhieren a las burbujas y se transportan a la segunda región de limpieza. (Valdebenito 2011)
- Zona de limpieza: En esta zona el mineral valioso se recupera por desbordamiento, mientras que las partículas de ganga se eliminan por la parte inferior; en esta región se agrega agua en la parte superior de la columna, creando un flujo descendente el cual se encarga de reducir el arrastre de ganga en el concentrado. (Valdebenito 2011)

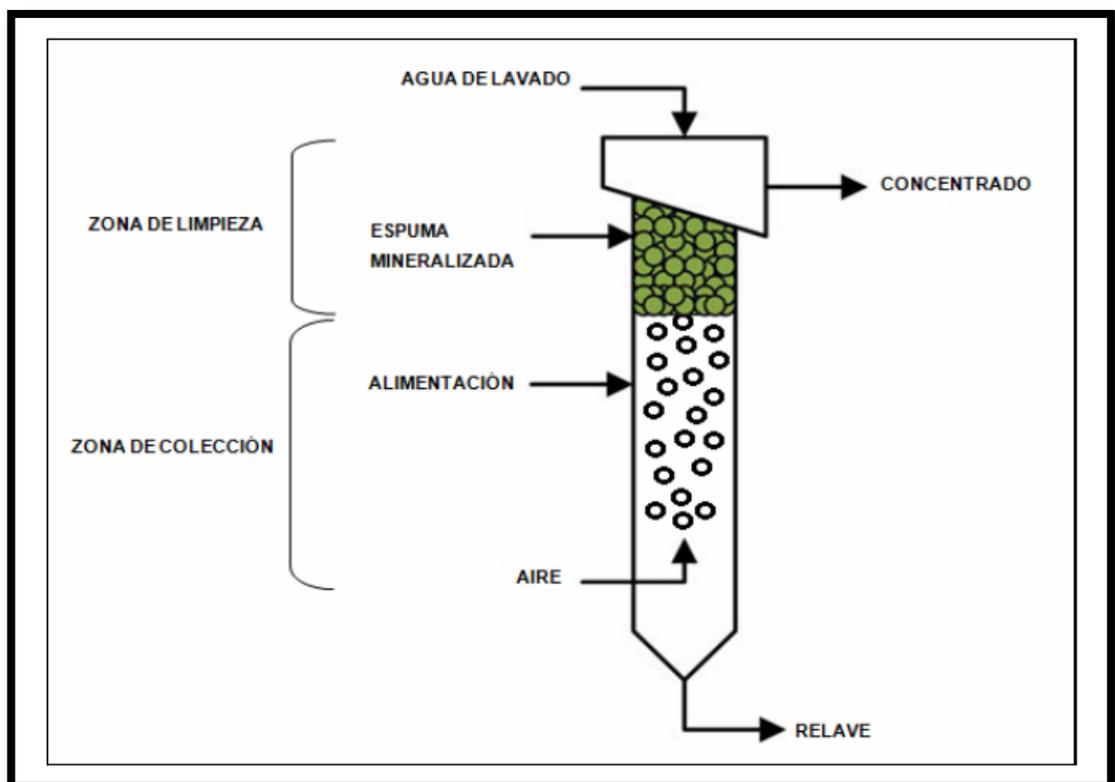


Figura 24: Esquema de una columna de flotación

Fuente: (Valdebenito, 2011)

1.9.3 Variables que influyen en la flotación de columna

- **Retención de gas o hold-up:** Según Yianatos (2005), el hold-up, hace referencia al aire que entra en la celda de flotación lo que genera un desplazamiento de la pulpa, esta fracción volumétrica es conocida como hold-

up. El flujo de aire es influyente en la zona de colección porque interfiere directamente en el tamaño de las burbujas, la velocidad en que desciende la pulpa, la carga de sólidos en las burbujas; para su medición se pueden utilizar sensores de presión. La condición óptima de burbujeo l de hold-up de aire en una columna es de 10- 25%.(Valdebenito, 2011)

$$\varepsilon_g = 1 - \frac{\Delta P}{\rho_{pulpa} \times g \times L} \quad (13)$$

Ecuación 13: Hold-up

Fuente: (Yianatos, 2000)

ΔP = diferencia de presión [kPa]

ρ pulpa= densidad de pulpa [g/cm³]

L= distancia entre los medidores de presión

g= aceleración de gravedad [m/s²]

En la fórmula se puede ver la relación que existe de presión, densidad de pulpa con respecto al cálculo del hold-up.

- **Velocidad superficial:** La velocidad superficial del gas es el flujo volumétrico del material dividido al área de sección transversal de la columna, esta se expresa generalmente en cm/s. La velocidad superficial tiene relación directa con el hold-up, ya que si el E_g se incrementa el tiempo en la zona de colección disminuye. (Suárez, García y Amariz, 2005)

$$J_g = \frac{Q}{A}$$

$$J_g = \frac{\text{Flujo Volumétrico}}{\text{Área Sección Columna}} = \frac{\text{cm}^3/\text{seg}}{\text{cm}^2} = \frac{\text{cm}}{\text{seg}} \quad (14)$$

Ecuación 14: Velocidad Superficial

Fuente: (Yianatos, 2000)

J_g = Velocidad Superficial

Q = Flujo Volumétrico

A = Área sección de columna

La relación que existe entre el hold-up la velocidad, es debido a que mayor es la fracción de aire ocupado en la celda, mayor será la velocidad, lo que puede generar turbulencia, entonces estos factores deben ser controlados para que las burbujas estén dentro del régimen y puedan ascender sin dificultad, en la siguiente imagen se puede comprender mejor:

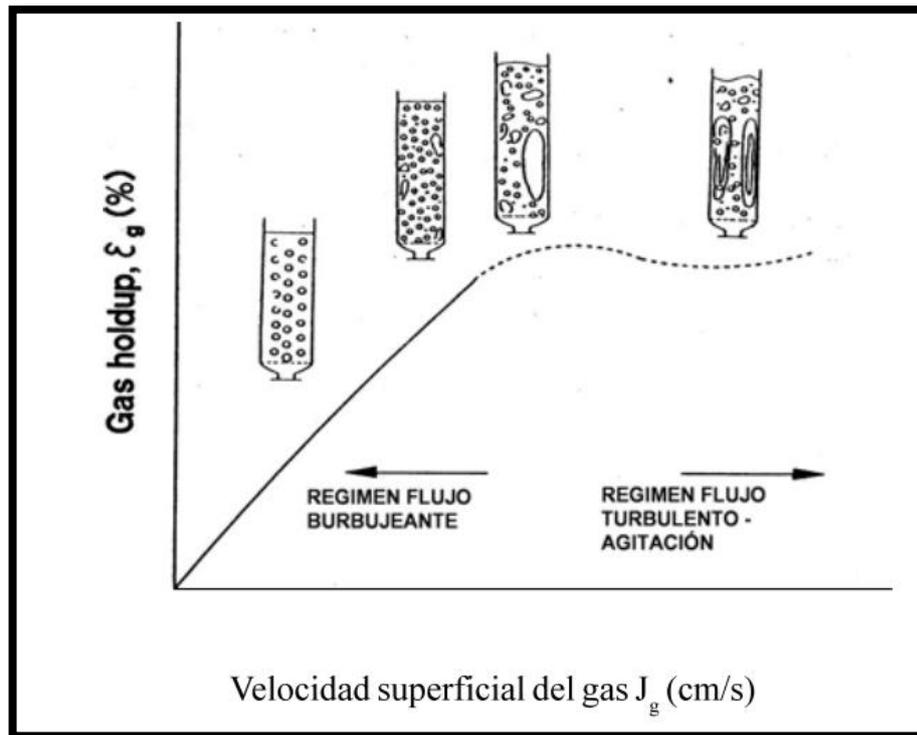


Figura 25: Gas Holdup

Fuente: (Yianatos, 2000)

- **Bias:** Describe el flujo neto de agua a través de las zonas de limpieza. Esta se calcula como la diferencia neta entre el flujo volumétrico de las colas y el flujo de alimentación dividido por el área de sección transversal de la columna. (Chuk, Ciribeni, y Gutiérrez, 2005)

$$Velocidad\ superficial\ BIAS = J_B = \frac{Flujo\ área\ bias}{Área\ seccional} \quad (15)$$

Ecuación 15: Velocidad Superficial

Fuente: (Castro, 2018)

- **Agua de lavado:** El agua de lavado tiene funciones importantes, como es disminuir el arrastre de ganga en el concentrado, formar bias entre el flujo de relave y alimentación, mantener el nivel de la pulpa y espuma ayudar como lubricante de las partículas minerales. (Socolich, 1988)
- **Altura de espuma:** La altura corresponde a la sección desde el tope de la columna hasta la interfaz de la zona de colección y limpieza. Es una variable importante ya que ayuda al control de la selección, normalmente los lechos de espuma varían entre 0.5-1.5 m. Al tener una altura mayor es favorable al drenaje de ganga enriqueciendo la ley, pero disminuye la recuperación ya que el mineral útil por gravedad cae debido a la pérdida de líquido de las burbujas o por la coalescencia entre las mismas. (Yianatos, 2005)
- **Flujo de área superficial de burbujas:** Esta representa, físicamente el área específica de las burbujas, disponible para atrapar a las partículas mineralógicas, a continuación, se muestra la fórmula a utilizar para calcular esta variable, hay que tomar en cuenta que estos cálculos se realizan para ver la eficiencia de la celda. (Tavera, Escudero, Salas y Finch, 2000)

$$Sb = \frac{6Jg}{Db} \quad (16)$$

Ecuación 16: Flujo de área superficial de burbuja

Fuente: (Sebba, 1962)

Sb= Flujo de área superficial de burbuja

Jg= Velocidad superficial del gas

Db= Diámetro de burbuja

- **Tiempo de residencia:** El tiempo de residencia (τ), es uno de los factores que incide tanto en el contenido como en la recuperación; el tiempo de residencia se puede variar típicamente mediante cambios en el flujo, la concentración de los sólidos alimentados y la altura de la zona de colección. El τ medio de la fase líquida en la región de colección y el flujo volumétrico del relave lo podemos comprender con la siguiente ecuación: (Yianatos, 2005)

$$\tau = \frac{A_c \times H_c \times (1 - \varepsilon_g)}{Q_t} \quad (17)$$

Ecuación 17: Tiempo de residencia de la fase líquida

Fuente: (Yianatos, 2005)

τ = Tiempo medio de residencia de la fase líquida.

A_c = Área de sección transversal del equipo.

H_c = Altura de la zona de colección.

ε_g = Concentración de aire (Hold up).

Q_t = Flujo volumétrico de la pulpa en relave

1.10 Estado del Arte

La flotación en columna fue patentada en 1963 por Boutin y Tremblay, donde las descripciones de la columna y pruebas aplicadas se desarrollaron alrededor de 1996. Se han realizado investigaciones para la flotación de minerales de cobre y molibdeno en Chile, en la década de los noventa, implementando las columnas de flotación, los cuales buscaron aprovechar y recuperar el mineral de interés incrementando sus ganancias. En otros países como Estados Unidos, Australia y algunos países de Sudamérica se han realizado investigaciones y aplicaciones comerciales sobre este nuevo proceso, principalmente para procesar sulfuros de cobre-molibdeno, óxidos de hierro, carbón y grafito. (Suárez, García & Amariz, 2005)

Según Valderrama, Tapia, Gómez y Santander (2020) en Chile la Compañía de Acero del Pacífico actualmente están aplicando los procesos de flotación en columna a escala de laboratorio; debido a ser un país minero y saber que la explotación de minerales y procesos de recuperación generan gran cantidad de relaves. Estos relaves considerando que es un inconveniente debido a que son pasivos ambientales, a pesar que se encuentran como relenos, la flotación ha sido una opción importante.

La compañía implementó las pruebas de flotación al saber que los relaves que poseen les puede generar grandes ganancias económicas, ya que se ha estudiado y analizado la flotación de apatita contenida en el relave producido en el proceso de concentración magnética de la compañía.

El tratamiento de relaves se considera como una alternativa rentable cuando los minerales de interés están en cantidades altas; sabiendo que los mismos no implican

costos de extracción, chancado, molienda y procesamiento, su tratamiento permite generar buenas ganancias. En los últimos años se han realizado varios estudios tendientes a recuperar minerales de valor contenidos en tales relaves, usando la flotación en columna. (Valderrama, Tapia, Gómez & Santander, 2020)

Por otra parte los avances en los sistemas de flotación son importantes, por su alta aplicación en los procesos de producción de minerales, en relación con esto, tenemos que la fuente de suministro de cobre más grande del mundo, se estima que más del 82% de la producción primaria proviene de procesos de flotación. (Concha, Wasmund, y Michael, 2018).

Según López y Reyes (2005), realizan estudios sobre procesamiento de minerales en Chillán, Chile, en flotación de calcopirita, pirita y molibdenita haciendo un estudio sobre las características de los cristales de estos minerales, ya que son los minerales con mayor valor, debido a que están comprendidos de cobre; este estudio realiza un análisis del tamaño de partícula, pH el uso de colectores, con el afán de tratar de mantener un pH más bajo en el proceso de flotación utilizando colectores que ayuden a esta variable.

En universidades de Perú, también se encuentran realizando investigación sobre colectores en la flotación de la calcopirita y molibdenita, donde determina los efectos del tritio carbonato de potasio, que sirve como degradante del etil xantato de potasio, viendo los efectos positivos y negativos que tiene sobre la calcopirita y molibdenita. (Camarena, 2019)

En Argentina los estudiantes de la Universidad Nacional de San Juan, realizan estudios interesantes sobre la utilización de extractos de quebracho, como reactivos en la flotación, ya que estos quebrachos son totalmente solubles en agua, estables y amigables con el ambiente. Los resultados que obtuvieron son buenos ya que deprimen la pirita y generan interacción sobre la calcopirita. (Ciribeni, Sarquis y Gonzales, 2002)

CAPÍTULO II

2. Desarrollo del experimento

2.1 Caracterización del material

El material con el que se trabajó proviene de una mina perteneciente a PAPER CORP S.A. ubicada en la comunidad La Fortuna, en el cantón Camilo Ponce Enríquez, es de tipo polimetálico de origen hidrotermal tiene presencia de oro plata, cobre polo y zinc, el dominio litológico principal son rocas volcano-sedimentarias de la Unidad Pallatanga. (Pratt, Figueroa y Flores, 1997)

Este sector es conocido por sus depósitos de Cu-Au-Mo en pórfidos y en vetas, brechas y stockworks epi-mesotermales; es una zona propicia para la búsqueda de yacimientos metálicos.

La muestra es un material de tamaño grande por lo fue necesario pasar por un proceso de conminución que abarcó trituración y molienda, para luego llevar a los procesos de flotación que se explicará más adelante.

2.1.1 Selección y secado del material

El material que se recibió de la mina al poseer un poco de humedad por los diferentes factores al que está expuesto, se dejó secar por algunos días, de manera natural, sin la necesidad de meter las muestras en el horno, luego que el material estaba seco se continuó con los siguientes procesos



Figura 26: Secado y selección del material

Fuente: Autoría propia

2.2 Conminución del material

La conminución del material es importante y primordial, debido a que en el proceso de flotación se necesita que el material esté constituido por partículas finas, para que pueda realizarse correctamente. Es así que la muestra se pasó por trituración primaria, trituración secundaria y molienda.

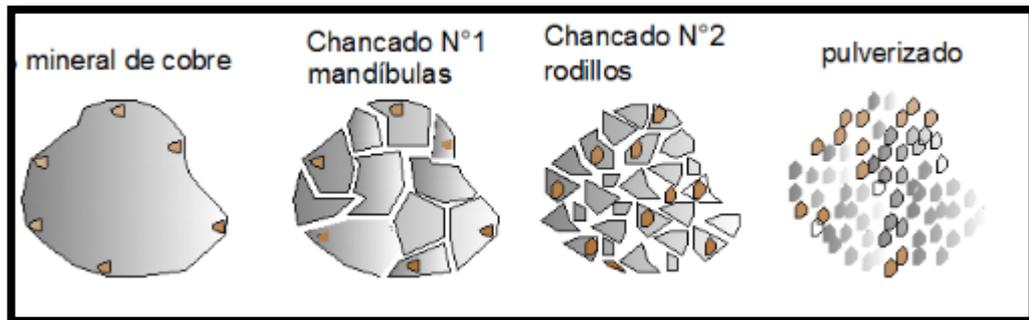


Figura 27: Conminución del material

Fuente: (Chica y Salinas, 2017)

2.2.1 Trituración primaria

La muestra del material tiene medidas grandes por lo que es necesario la reducción de tamaño, y fue necesario emplear una trituradora de mandíbulas. Según Bustamante et al., (2008), el producto que se obtiene después de pasar por una trituradora de mandíbulas oscila entre 162-100 mm.

La trituradora de mandíbulas que posee el laboratorio es una Machine Edil R22 con una capacidad de 8 toneladas/hora y con una potencia de 7.5KW.



Figura 28: Trituradora de mandíbulas

Fuente: Autoría propia

2.2.2 Trituración secundaria

Al tener el material, que viene de la trituración primaria, todavía el tamaño sigue siendo muy grande, por lo que es necesario el empleo de una trituradora de rodillos, la cual nos ayudó a una mayor liberación de la partícula. Según Bustamante et al., (2008), el producto que se obtiene después de pasar por una trituradora de rodillos oscila entre 40-30 mm.

La trituradora de rodillos que posee el laboratorio es STURTEVANT 8x5 SERIE 1531 y con un motor de 11/4 HP.



Figura 29: Trituradora de rodillos-trituración secundaria

Fuente: Autoría propia

2.2.3 Molienda

Aun después que el material ha pasado la trituradora de mandíbulas, un gran porcentaje sigue siendo partículas grandes por lo que fue necesario utilizar un molino de bolas, el cual ayudó a reducir la partícula a un grano fino y ultra fino. Según Bustamante et al., (2008), el producto que se obtiene después de pasar por un molino de bolas está entre 0.5-0.045 mm.

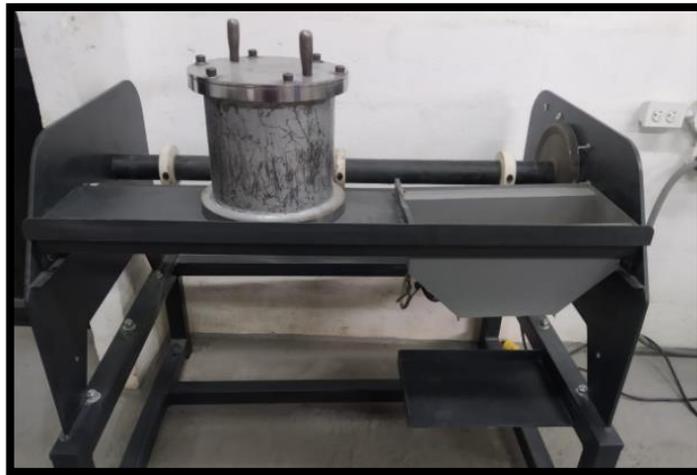


Figura 30: Molino de bolas

Fuente: Autoría propia



Figura 31: Molienda de material

Fuente: Autoría propia

2.3 Análisis granulométrico

Previo al análisis granulométrico se cuarteó la muestra para tener una parte representativa que se ocupará en la flotación columnar, para cuartear se realizó de manera manual apilando toda la muestra, luego se dividió en cuatro y se tomaron los dos extremos opuestos. Al tener en cuenta que el material para flotación debe pasar más del 50% malla 200 apoyándonos en la teoría, es necesario realizar el análisis granulométrico, para poder cumplir con este proceso; se procedió a tamizar y se obtuvo como resultado que el 72% es pasante de malla 200, por lo que el material ya es óptimo para flotación.



Figura 32: Análisis granulométrico

Fuente: Autoría propia

2.4 Análisis mineralógico

Es necesario realizar un análisis de nuestra muestra, ya que debemos conocer el porcentaje o ley que posee nuestro material previo a flotación columnar; por lo que se tomó una muestra de 100g y se envió al laboratorio, en el cual nos dieron el porcentaje de Cu que contiene nuestra muestra; hay que tomar en cuenta que se realizó un análisis solo de cobre por que el tema de tesis a desarrollar es sobre recuperación de calcopirita, conociendo que la fórmula de este mineral es CuFeS_2 . (Ver Anexo 1)

2.5 Equipos y calibración de instrumentos

2.5.1 Adecuación de columna de flotación

En el laboratorio de la Universidad del Azuay se realizó una serie de adecuaciones para tener un equipo de flotación columnar, en el que se utilizó una columna de lixiviación que mide 1.17 m de alto y 0.049 m de diámetro, la cual ya contaba con algunas conexiones para el funcionamiento del equipo.

Las adecuaciones se realizaron en base a la teoría de Rubinstein (1995), obviamente a escala laboratorio, las condiciones en base a la teoría es que la descarga esté ubicada en la parte inferior. Según Bulatovic (2007), la entrada de alimentación debe encontrarse a $\frac{3}{4}$ de la altura total de la columna; por lo tanto, la salida de descargas y entrada de alimentación, ya contaba la columna de lixiviación.

Acoples de equipo de flotación

Según Rubinstein (1995), la entrada del flujo de aire debe ser sobre la zona de descarga, esta es una adecuación que se realizó; también se colocó una simulación de spragers, que es de grilon un termoplástico manejable, ya que en base a Finch (1990) los “spragers” o rociadores ayudan a generar las burbujas, porque poseen pequeños orificios por donde el aire se distribuye y entra de mejor manera al equipo; también se colocó una llave para poder variar y regular el caudal de aire que entra, ya que es fundamental que el hold-up no sea una fracción muy grande, esto generaría problemas en la flotación, afectando a la recuperación, porque puede crear turbulencia entre las partículas y burbujas.



Figura 33: Acople de una llave de paso

Fuente: Autoría propia

Se adaptó también el agua de lavado, el cual es importante para lavar la ganga que es arrastrada con el concentrado por la cinética de flotación, en base a la teoría está ubicado en la parte superior, con un rociador para que salga a manera de spray y no afecte al concentrado; y finalmente se colocó un recipiente al rebose de la salida del concentrado, para que se recoja el mismo.



Figura 34: Llave de lavado

Fuente: Autoría propia



Figura 35: Recipiente para concentrado

Fuente: Autoría propia



Figura 36: Columna de Flotación

Fuente: Autoría propia

Agitador de pulpa

El agitador ayuda a mantener las partículas en suspensión, ya que genera una agitación a la pulpa que se encuentra en un recipiente, esto nos sirve para homogeneizar la pulpa y posteriormente introducir en la columna de flotación



Figura 37: Agitador de pulpa

Fuente: Autoría propia

Compresor de aire

Para la inducción del flujo de aire, se utilizó un compresor Schulz MSI 5,2 ML/50, de 50 litros con una potencia máxima de 1 Hp, una velocidad de 3400 rpm y una presión máxima de 8,3 bares o 120 psi.



Figura 38: Compresor de aire

Fuente: Autoría propia

2.5.2 Preparación de reactivos

- **Colector**

En base a la teoría los Ditiofosfatos son los más recomendables para la flotación de sulfuros, pero para tener un proceso más eficaz se utilizó el colector Ditiofosfato AR-1208, ya que según Chica y Salinas (2017), este colector tuvo mayor eficacia en la recuperación de calcopirita; las propiedades que posee es que se utiliza en la flotación de cobre, oro y plata, posee un pH que oscila entre 10-13; es de fácil manejo al ser soluble en agua; y el que se utilizó esta disuelto al 10%, por lo tanto, la cantidad de colector a utilizar se calculó de la siguiente manera:

$$\begin{aligned} & \textit{gramos de masa de sólidos a flotar} \\ & = \frac{1 \textit{ tonelada de mineral}}{1\,000\,000 \textit{ g}} \times \frac{30 \textit{ g de Ditiofosfato AR - 1208}}{1 \textit{ tonelada}} \end{aligned}$$

Es decir que por cada gramo de masa de sólido que tengamos debo agregar 0.00003g de Ditiofosfato AR-1208.



Figura 39: Ditiofosfato AR-1208

Fuente: Autoría propia

- **Espumante**

La utilización del espumante es importante ya que nos ayuda a evitar la coalescencia entre burbujas porque crea una capa alrededor de la burbuja evitando que esta se

rompa y pueda llegar al rebose con facilidad; el espumante interviene en la cinética y recuperación de flotación porque ayuda al transporte del mineral de interés hasta el rebose y a la selección entre mineral útil y ganga. Se utilizó el espumante ER-370, en base a Chica et al., (2017), porque se usa en flotaciones de cobre, plomo y zinc.



Figura 40: Espumante ER-370

Fuente: Autoría propia

- **Regulador de pH**

La variación de pH importa mucho ya que nos ayuda a disminuir el potencial Z, ayudando a que la partícula pueda encontrarse con la burbuja; el pH debe ser alcalino para que alcance una buena recuperación, considerando que el pH de la pulpa es de 8. Se decidió trabajar con un pH 10, en base a Chica et al., (2017), ya que atribuye que se alcanzó una mayor recuperación de calcopirita con este pH. Para regular el pH se utilizará cal (CaO), la misma que se agregó poco a poco hasta tener el pH alcalino deseado.

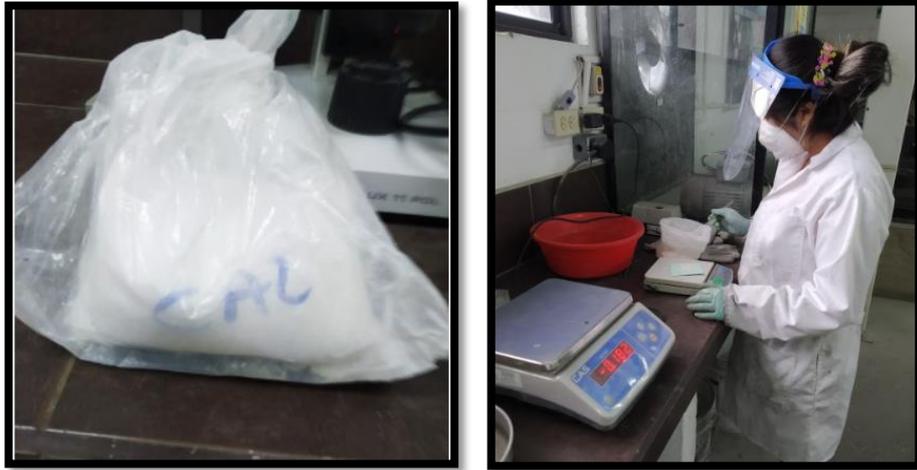


Figura 41: Regulador de pH (CaO)

Fuente: Autoría propia

2.5.3 Equipos auxiliares

- **Tiras reactivas de pH**

Las tiras sirven para medir el pH, gracias a los colores que poseen las tiras podemos relacionar con las tonalidades de los diferentes pH, la utilización de las mismas es fácil, se toma el pH de la pulpa, luego se le agrega cal, agitamos unos tres minutos como tiempo de homogeneización y se mide de nuevo el pH, introduciendo la tira dentro del fluido, se compara con los colores si es que ya tenemos el pH 10 que es nuestra constante continuamos con el proceso, caso contrario se sigue agregando cal hasta alcanzar el objetivo.



Figura 42: Tiras medidoras de pH

Fuente: Autoría propia

- **Probeta**

La probeta nos ayuda a medir volúmenes rápidamente, se utilizó para medir de manera ágil el volumen de agua a utilizar en la composición de pulpa, para realizar los experimentos que se verán más adelante. También fue útil para poder medir la densidad del sólido, aplicando la diferencia de ml y relacionándola con la fórmula de densidad que es igual a masa sobre volumen.



Figura 43: Probeta

Fuente: Autoría propia

- **Espátulas y recipientes**

Las espátulas poseen mango de madera y el resto es plano y de metal, estas sirven para la recolección del concentrado y colas después del secado.

Los recipientes utilizados fueron de plástico para recoger las muestras de concentrado y cola al salir de flotación; luego de eliminar un poco de agua se colocaron en los recipientes metálicos para meterlos al horno y se seque para analizar posteriormente.



Figura 44: Espátula

Fuente: Autoría propia



Figura 45: Recipiente de plástico

Fuente: Autoría propia



Figura 46: Recipiente metálico

Fuente: Autoría propia

2.6 Pruebas de laboratorio

Para realizar las pruebas de laboratorio, que es el desarrollo de diez experimentos que se basa en variar la fracción de sólidos y mantener el resto de variables constantes, como es el caso del uso de reactivos, tiempos de flotación y granulometría, es necesario realizar los cálculos de porcentajes de sólidos a utilizar.

2.6.1 Cálculo de pulpa (fracción de sólidos)

A continuación, se presentan las fórmulas utilizadas para el cálculo de fracción de sólidos que se debe utilizar, en cada experimento y respecto a eso el uso de reactivos sea el adecuado.

- Primero se determinó la densidad del sólido que posee el material que se va a flotar, utilizando agua y el sólido en una probeta; donde se colocó 110 ml de agua luego se adiciono el material ya antes pesado, se dejó reposar durante cinco minutos y se hizo una diferencia entre los ml del agua y los ml de cuando se colocó el material, eso se asume que es el volumen, luego aplicamos densidad es igual a masa sobre volumen, es así obteniendo la densidad de nuestro material que es 2.9 g/ml.

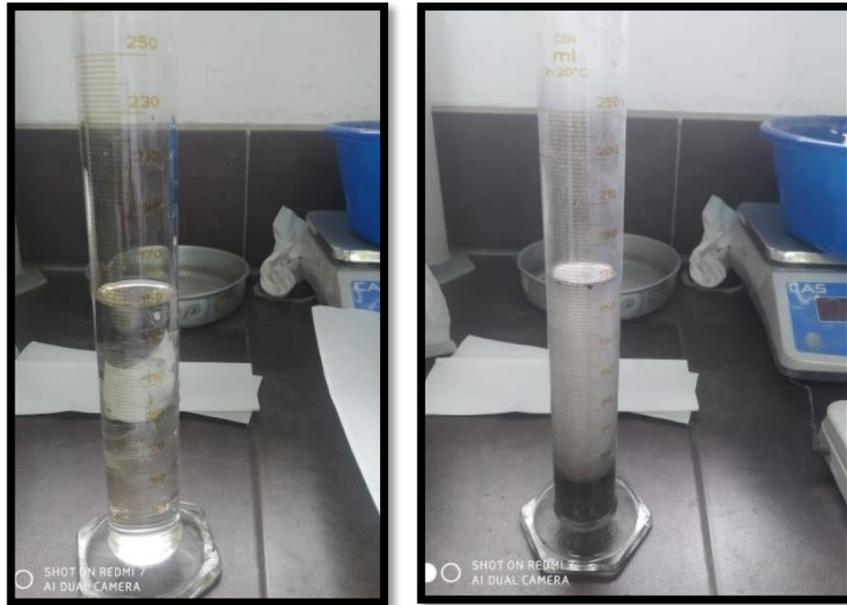


Figura 47: Cálculo de densidad del material

Fuente: Autoría propia

- Luego se determina el volumen o la capacidad que tiene nuestra columna de flotación y se procede a realizar los cálculos para la fracción de sólidos:

<p>Volumen columna</p>	$V = A \times h (m^3)$ $V = 0.0021996m^3 \Rightarrow 2200 \text{ ml}$
<p>Densidad de pulpa</p>	$\delta_{pulpa} = \frac{\delta_{sólido}}{\delta_{sólido} + \phi_s - (\phi_s \times \delta_{sólido})}$
<p>Masa del sólido</p>	$m_s = m_p - m_l$

Tabla 4: Porcentaje de sólidos y densidad de pulpa

Porcentaje Sólidos	densidad pulpa g/ml
15	1.11
18	1.13
21	1.16
24	1.19
27	1.21
30	1.24
33	1.28
36	1.31
39	1.34
40	1.36

Fuente: Autoría propia

2.6.2 Procedimientos

Luego de haber determinado las fracciones de sólidos a utilizar variando entre 15% y 40% según Cala et al., (2005), en el primer experimento la fracción de sólidos es 15%, el cual se pesó, se agregó la cantidad de agua correspondiente, para luego regular el pH, que será de 10 en todos los experimentos.



Figura 48: Preparación de pulpa

Fuente: Autoría propia

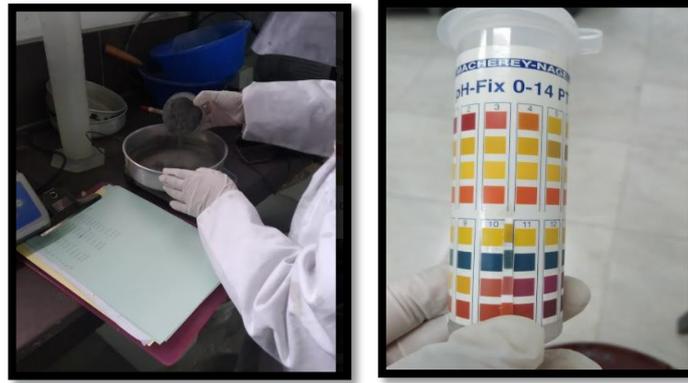


Figura 49: Medición de pH

Fuente: Autoría propia

Luego se coloca en el agitador durante ocho minutos para la homogeneización de la muestra, y que las partículas se mantengan suspendidas. Posterior a eso se vierte el colector, la cantidad de gotas respecto al peso de la muestra, y se deja en acondicionamiento de cinco minutos, luego se agrega el espumante y se lo deja por dos minutos; pasado esto se introduce en la columna de flotación durante un tiempo de tres minutos. Todos estos tiempos son constantes para todos los experimentos.



Figura 50: Colocación de reactivos

Fuente: Autoría propia

Antes de introducir el fluido a la columna se abre la llave de paso que permite que se induzca el aire, luego se introduce la pulpa y se abre el agua de lavado, se deja por tres

minutos como se explicó antes, para después cerrar la llave de aire y la del agua de lavado, se recolecta el concentrado y la cola en los recipientes de plástico.



Figura 51: Flotación del material

Fuente: Autoría propia

2.6.3 Secado del mineral

Luego de ser recolectado el concentrado y la cola en los recipientes de plásticos, se espera que sedimente la muestra por dos días, se aprovechó también la capilaridad para que el agua se drene más rápido.

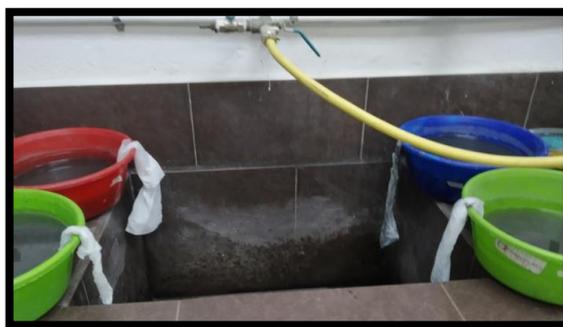


Figura 52: Secado de material

Fuente: Autoría propia

Cuando ya existe poca cantidad de agua con la ayuda de la espátula colocamos en los recipientes de metal para introducir en el horno y acelerar el proceso de secado, permanecen de 2 a 5 horas, dependiendo la cantidad de agua que contengan.

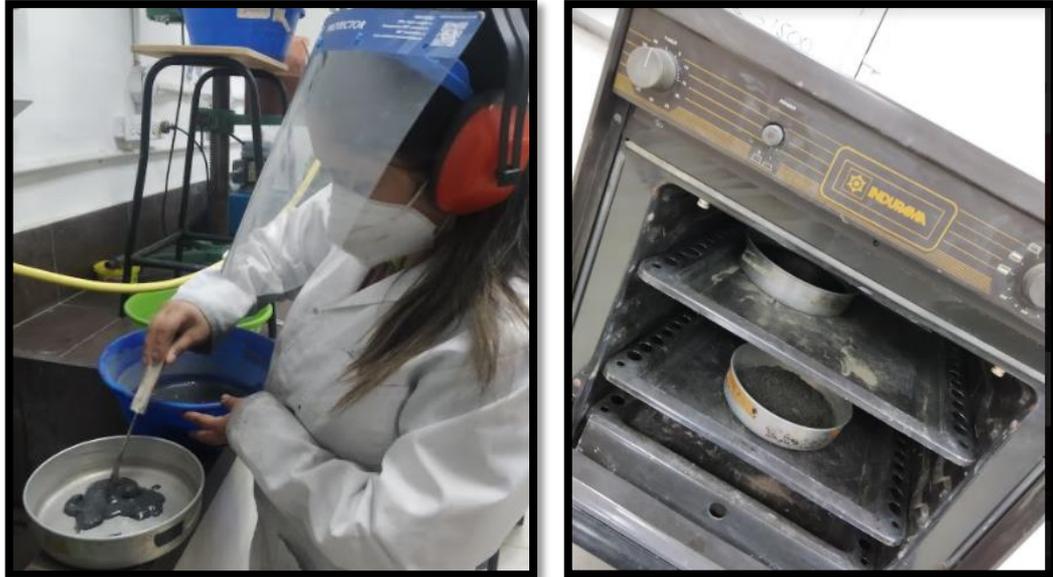


Figura 53: Secado de la muestra en el horno

Fuente: Autoría propia

2.6.4 Preparación para el análisis químico

Luego se los identifica como concentrados y colas, para ser pesados, analizamos que las pérdidas no sean mayor al 5%, ya que si este fuera el caso se tendría que repetir la flotación.



Figura 54: Identificación de pesos de las muestras

Fuente: Autoría propia

Finalmente se los identifica que número de experimento es cada uno y la muestra que se va enviar, al laboratorio metalúrgico ubicado en Portovelo.



Figura 55: Identificación de muestras para envío a laboratorio

Fuente: Autoría propia

CAPÍTULO III

3. Análisis e interpretación de los resultados

Después de haber realizado la parte experimental de pruebas de flotación columnar variando la fracción de sólidos, entre el 15% y 40%, manteniendo las demás variables constantes, se obtuvieron once muestras para enviar a laboratorio las cuales diez corresponden al concentrado y una para análisis de cabeza, se puede ver resultados de Cu en Anexo 1.

Al recibir los análisis de absorción atómica se realizó un cálculo estequiométrico sabiendo que la fórmula de calcopirita es CuFeS_2 y contiene el 34.5% de cobre, el 30.5% de hierro y el 35% de azufre, se realizó el cálculo asumiendo que del resultado total del contenido de cobre, sólo el 34.5% pertenece a la calcopirita. (Batres y Cuero, 2008) (Callo, 2018)

En la siguiente tabla se puede observar los resultados de cada experimento que son, los resultados de los análisis totales de calcopirita.

Tabla 5: Resultados de porcentaje de calcopirita

PRUEBAS	% de Calcopirita
1	0.17
2	0.21
3	0.19
4	0.18
5	0.19
6	0.21
7	0.28
8	0.19
9	0.19
10	0.19

Fuente: Autoría propia

3.1 Análisis de resultados

Comenzaremos con los resultados de concentración de acuerdo con la tabla del anexo 3, en donde se detalla los resultados de cada experimento. Cabe recalcar que se realizó un análisis previo, usando los índices metalúrgicos para saber cuál es la recuperación y razón de enriquecimiento, basados en los tenores de alimento y concentrado. A continuación, se puede observar en la tabla:

Tabla 6: Tenores de alimento y concentrado

Experimento	Peso Alimento (g)	Peso Concentrado (g)	Peso de Colas(g)	Tenor Alimento	Tenor Concentrado
1	365.97	163.20	202.77	0.14	0.17
2	448.94	141.20	307.74	0.14	0.21
3	535.71	213.50	322.21	0.14	0.19
4	626.51	305.20	321.31	0.14	0.18
5	721.66	262.40	459.26	0.14	0.19
6	821.46	318.30	503.16	0.14	0.21
7	926.26	261.20	665.06	0.14	0.28
8	1036.46	455.80	580.66	0.14	0.19
9	1152.48	466.70	685.78	0.14	0.19
10	1192.52	581.20	611.32	0.14	0.19

Fuente: Autoría propia

A continuación, se explica la obtención del tenor de relave utilizando balance de masas explicado en el Capítulo I, nos resultaría lo siguiente:

$$A \cdot t_a = C \cdot t_c + T \cdot t_t \quad (3)$$

A= Alimento (g)

ta= tenor de alimento

C= Concentrado (g)

tc=tenor de concentrado

T= Relave (g)

tt=tenor de relave

Se utiliza esta ecuación para despejar el tenor de relave, ya que tenemos las masas de alimento, concentrado y relave, con el valor de dos tenores, donde despejando nos quedaría de la siguiente manera:

$$t_t = \frac{A \cdot t_a - C \cdot t_c}{T} \quad (3)$$

Esta fórmula es aplicada para cada uno de los experimentos, a continuación, se aplica para el experimento uno utilizando la ecuación:

$$t_t = \frac{365.97 \cdot 0.14 - 163.20 \cdot 0.17}{202.77} = 0.12\%$$

Luego de determinar el tenor de colas, se validó los experimentos utilizando la relación de tenores; la misma que realicé en todos los experimentos; a continuación, se aplica para la primera prueba: (Ver ANEXO 3)

$$tc > ta > tt$$

$$0.17 > 0.14 > 0.12$$

- **Recuperación**

La recuperación nos ayuda determinar el valor útil de mineral que se recuperó en nuestro concentrado, para lo cual se utilizó la siguiente ecuación:

$$R = \frac{C \times tc}{A \times ta} \quad (5)$$

R= recuperación

C=concentrado

tc= tenor del concentrado

A= alimento

ta= tenor de alimento

Esta fórmula se aplica en todos los experimentos, a continuación, se presenta con respecto a la primera prueba, quedándonos así:

$$R = \frac{163.2 \times 0.17}{365.97 \times 0.14} \times 100\% = 54\%$$

- **Razón de enriquecimiento**

Este índice nos ayuda a comprender si se enriqueció nuestro concentrado mediante el proceso de flotación columnar que se realizó, se aplica la siguiente fórmula, como se explicó en el Capítulo I:

$$R_E = \frac{tc}{ta} \quad (6)$$

RE= razón de enriquecimiento

tc= tenor de concentrado

ta= tenor de alimento

Esta fórmula se aplica en todos los experimentos, a continuación, se presenta con respecto a la primera prueba, quedándonos así:

$$R_E = \frac{0.17}{0.14} = 1.2$$

Esto quiere decir que el concentrado, si tuvo una razón de enriquecimiento de 1.2 ya que es mayor que la unidad.

A continuación, se presenta una tabla donde se ven los experimentos con respecto a la recuperación y razón de enriquecimiento, aplicada con la ecuación descrita anteriormente:

Tabla 7: Valores de Recuperación y Razón de Enriquecimiento

Experimento	Porcentaje de Sólidos	Recuperación %	Razón de Enriquecimiento
1	15	54%	1.2
2	18	47%	1.5
3	21	56%	1.4
4	24	63%	1.3
5	27	51%	1.4
6	30	58%	1.5
7	33	56%	2.0
8	36	62%	1.4
9	39	57%	1.4
10	40	68%	1.4

Fuente: Autoría propia

3.1.1 Interpretación de datos de los experimentos

En base a la información presentada se determina que se obtiene una mejor recuperación en el experimento número diez; esto se puede observar en la siguiente imagen:



Figura 56: Recuperación

Fuente: Autoría propia

En la tabla 7 y en el anexo 3 se puede ver de manera detallada la recuperación obtenida en cada uno de los experimentos desarrollados, a partir de los diferentes parámetros detallados en el anexo 2.

En base a la información presentada se determina que se obtiene una mejor razón de enriquecimiento en el experimento número siete; esto se puede observar en la siguiente imagen:

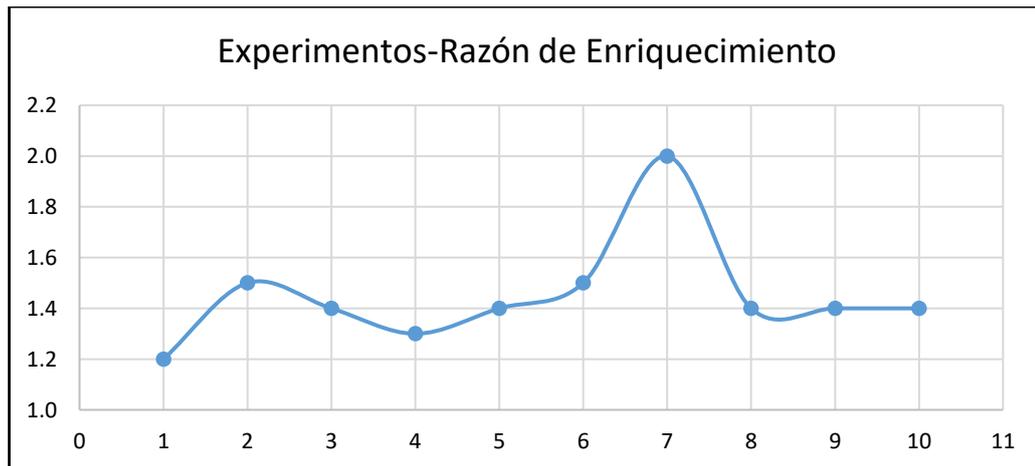


Figura 57: Razón de Enriquecimiento

Fuente: Autoría propia

En la tabla 7 y en el anexo 3 se puede ver de manera detallada la razón de enriquecimiento obtenida en cada uno de los experimentos desarrollados, a partir de los diferentes parámetros detallados en el anexo 2.

En la siguiente gráfica se compara la razón de enriquecimiento y recuperación donde se puede comprender, que en el experimento número 10 se tiene una mayor recuperación del 68%, pero la razón de enriquecimiento no es muy alta siendo de 1.4; mientras que en el experimento 7 la mayor razón de enriquecimiento es de 2, pero con una recuperación del 56%; finalmente teniendo una media entre recuperación y razón de enriquecimiento en el experimento 2, teniendo una recuperación de 47% y una razón de enriquecimiento del 1.5.

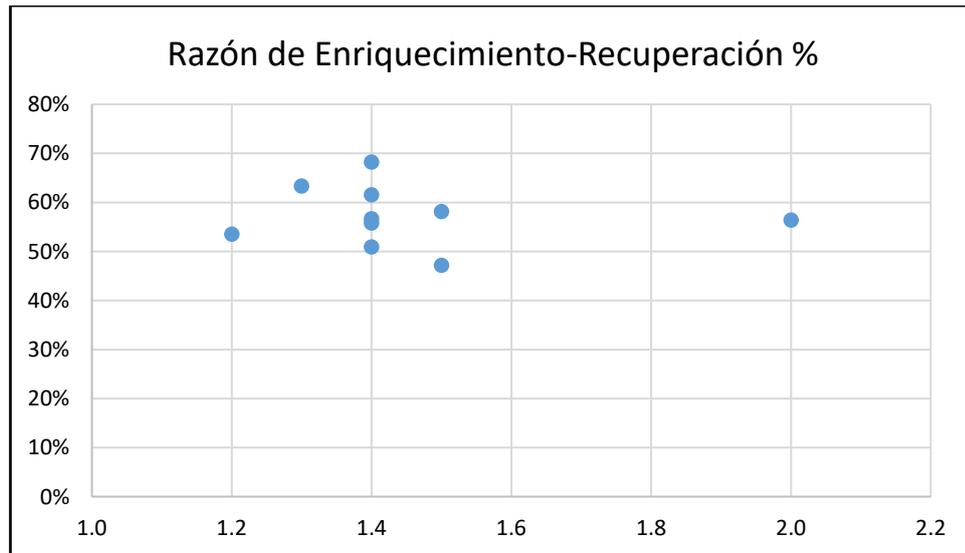


Figura 58: Razón de Enriquecimiento-Recuperación

Fuente: Autoría propia

3.2 Discusión de resultados

La realización de este trabajo de grado tuvo como finalidad aplicar la flotación columnar a escala de laboratorio, aprovechando las propiedades físicas y químicas de los minerales, variando la fracción de sólidos la misma que afecta directamente a la densidad de la pulpa, variando la recuperación y razón de enriquecimiento de calcopirita, sabiendo que los otros parámetros como son el uso de reactivos y tiempos utilizados se mantuvieron constantes.

Los diferentes experimentos realizados en flotación en columna, de los cuales se tomó muestras del concentrado y cabeza, y se enviaron a analizar; basándonos en los resultados obtenidos por el laboratorio se obtiene lo detallado a continuación,.

En la parte experimental de recuperación de calcopirita con parámetros constantes como el colector Ditiofosfato AR-1208, el espumante ER-370 y un pH 10 y nuestro parámetro variable que es la fracción de sólidos, presenta una mejor recuperación del 68% con una fracción de sólidos del 40%.

Mientras que en la parte experimental con respecto a la razón de enriquecimiento, el experimento número 7 con una fracción de sólidos del 33%, se obtiene una razón de enriquecimiento de 2, constatando que entre más se aleje de la unidad mayor RE, se tiene.

También se comparó la recuperación con la razón de enriquecimiento obteniendo como resultado que con una fracción de sólidos del 40%, se tiene una mayor recuperación del 68%, pero la razón de enriquecimiento no es muy alta siendo de 1.4; mientras que con una fracción de sólidos del 33%, la razón de enriquecimiento es de 2, pero con una recuperación del 56%; finalmente teniendo una media entre recuperación y razón de enriquecimiento con una fracción de sólidos del 18%, con una recuperación de 47% y una razón de enriquecimiento del 1.5.

Fundamentándose en los resultados y comparaciones a partir de la recuperación de cada prueba, se ha obtenido una optimización de recuperación de calcopirita en flotación columnar, ya que con el dato de fracción de sólidos a un 40%, se puede tener una mayor recuperación de calcopirita, y a una fracción de sólidos del 33%, se tiene una razón de enriquecimiento del 2, esto puede ser aplicado, para obtener una mayor recuperación y razón de enriquecimiento, para así mejorar la producción.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- La concentración de calcopirita es variable con respecto a los parámetros aplicados en cada experimento, debido a que el proceso de flotación es complejo en el cual intervienen otros parámetros como la distribución de tamaño de partícula, los colectores, espumantes, entre otros; lo que puede generar variaciones, considerando que en el trabajo de tesis desarrollado se varió sólo un parámetro como es la fracción de sólidos y los demás parámetros constantes, se obtuvieron resultados con diferentes concentraciones.
- La adecuación de la columna de flotación tiene como finalidad, sea útil para posteriores estudios con otras variables que influyen en flotación, como la agitación el cual se relaciona directamente con el caudal de aire que entra a la columna, los reactivos como son los espumantes, los colectores, el tiempo de flotación, los cuales se pueden estudiar y optimizar para que el proceso de flotación sea rentable y óptimo; con el propósito de adquirir conocimientos con bases experimentales para una mejor comprensión de este tipo de concentración, desde la funcionalidad del equipo como la optimización de este proceso en flotación de diferentes tipos de minerales.
- Los experimentos realizados a escala laboratorio, con la variación de porcentaje de sólidos entre 15% - 40%, manteniendo el mismo pH, reactivos y tiempos, ayudó a determinar los porcentajes más óptimos de recuperación y razón de enriquecimiento en flotación de calcopirita, tomando en cuenta que al variar un solo parámetro en el proceso de concentración, puede interferir en estos valores, ya que las otras variables se mantuvieron constantes lo cual, en el uso de reactivos por ejemplo, existen una gama grande para la recuperación de calcopirita, sabiendo que se consideró el colector utilizado en el trabajo de tesis experimental de Chica y Salinas (2017), lo que pudo generar variación en los valores de recuperación y razón de enriquecimiento.
- En relación de recuperación versus fracción de sólidos, el mejor resultado es la fracción de sólidos de 40%, con el colector Ditiofosfato AR-1208, espumante ER-370 y un pH de 10, presenta una mayor recuperación de 68% de calcopirita.
- Se puede determinar que la recuperación de 68% es un valor relativamente bajo, pero esto se da porque la flotación en columna trabaja como un cleaner,

en comparación con otros experimentos que también denotan recuperaciones bajas de plomo, cobre y plata de 86%, 66% y 73% respectivamente (Ramos y Orihuela, 2017), este valor se da debido a que el proceso de flotación columnar es un proceso complejo y actúa como un cleaner.

- En cuanto a la razón de enriquecimiento en relación con la fracción de sólidos, el mejor resultado es con una fracción de 33%, con el colector Ditiofosfato AR-1208, espumante ER-370 y un pH de 10, estos responden positivamente, ya que se obtienen una razón de enriquecimiento de 2, haciendo énfasis a la teoría que entre más se aleje de la unidad se obtiene una mayor razón de enriquecimiento.
- Como es evidente la razón de enriquecimiento es óptimo, con la fracción de sólidos de 33%, ya que en base a la teoría en los circuitos de flotación, la columna es considerada un cleaner el cual se encarga de mejorar la ley del concentrado, lo que en este caso sería, que la razón de enriquecimiento subiera. Por lo que se tiene que considerar que en la columna de flotación el grado de liberación de la partícula es alto en base a la teoría explicada en el Capítulo I, más de 50% debe ser pasante malla #200, sabiendo que esto interfiere directamente en la razón de enriquecimiento, y al momento que se realizaron los experimentos toda la muestra, exactamente más de 72% fue pasante malla #200, lo que comprueba que la columna de flotación está trabajando como un cleaner, por lo tanto, enriqueciendo la ley. Apoyándonos en la teoría según Pinto (2011), la flotación columnar ha logrado una amplia aceptación en la industria minera en la concentración de minerales por las ventajas que ofrece sobre los equipos de flotación convencional en las etapa cleaner ya que mejora la selectividad, que generalmente está asociada con la pulpa de alimentación, es así mejorando su ley que a su vez es la razón de enriquecimiento.
- Por lo tanto, en base a la comparación entre la recuperación y la razón de enriquecimiento, se determinó que con una fracción de sólidos del 40% se puede obtener una mejor recuperación (68%) pero con una razón de enriquecimiento de 1.4; mientras que a una fracción de sólidos de 33% se obtuvo una recuperación del 56%, pero una razón de enriquecimiento de 2. Se puede determinar que considerando un valor intermedio entre la razón de enriquecimiento y recuperación la fracción de sólidos de 18%, tiene como resultados una recuperación de 47% y una razón de enriquecimiento del 1.5;

lo cual puede afirmar que la columna de flotación se está comportando como un cleaner.

- Se puede concluir que la fracción de sólidos de 33%, es un valor óptimo, porque se considera que la recuperación al ser de 56%, no es muy alta debido a que la columna de flotación funciona como un cleaner, pero su razón de enriquecimiento es buena al ser 2, lo que demuestra que está enriqueciendo la ley mediante este proceso, donde de igual manera se confirma la funcionalidad de la columna al ser un cleaner; considerando que para optimizar los procesos de flotación, debemos considerar el uso de energía; por lo que sabiendo que al colocar el 33% de fracción de sólidos, estaría ingresando más material al proceso de flotación y de esta manera estamos ahorrando energía y aprovechando al máximo el proceso, porque se optimiza al tener un valor óptimo de razón de enriquecimiento y una recuperación no muy baja.
- Finalmente, el trabajo de grado cumplió con su objetivo de optimización de flotación columnar de calcopirita de una mena polimetálica, en donde se identificó y evaluó el parámetro óptimo para la recuperación y razón de enriquecimiento de calcopirita, estableciendo una mejora en la variable de fracción de sólidos que influye en este proceso de concentración.

Recomendaciones

- Que en el proceso de flotación se analice las variables que intervienen con respecto al mineral que se vaya a tratar, para lo cual es necesario un análisis de las características físicas del material a utilizar, de esta manera se puede evitar errores en el proceso de flotación; al tener un mayor conocimiento del material que estamos tratando, podemos realizar un mejor estudio teórico de variables características del material que puedan alterar el proceso de flotación columnar.
- Tener todos los implementos listos como son los recipientes probetas, las espátulas, los reactivos a utilizar y equipos calibrados, para evitar que estos tiempos puedan afectar en el proceso de flotación, ya que al no tenerlos previstos estos tiempos pueden intervenir en la colocación de los reactivos, lo que generaría una variación con respecto a los otros experimentos; también al momento de recolectar la muestra, si no se tienen los recipientes listos esto genera que se mantenga más tiempo flotando generando diferencias en los experimentos.
- Realizar pruebas para calibrar el equipo de flotación, como regular el caudal de aire que debe ingresar a la columna, regular el agua de lavado, entre otros, para que no existan pérdidas de nuestro material o genere experimentos infructuosos que al final afectan a nuestros resultados e incluso se debería realizar nuevamente el experimento y desperdiciando el material, por lo que es importante tener ya calibrado el equipo y listo para la realización de nuestros experimentos.
- Adicionar los químicos en tiempos iguales en todos los experimentos, para evitar que esto pueda afectar en la flotación, en la formación de burbujas y colapso del mineral con las mismas, generando una variabilidad en cada experimento, por lo que es importante tener listos también los reactivos para que se adicionen de manera correcta y evitar alteraciones en los experimentos.
- El material debe estar completamente seco para enviar a analizar, ya que si existe humedad puede generar dificultades, considerando que la humedad puede afectar en los análisis y por ende en los resultados de nuestras muestras, por lo que se recomienda secar la muestra e incluso colocarla en el horno por un tiempo para evitar cualquier tipo de alteración.

- Poseer amplio conocimiento en el uso y manejo de los reactivos para evitar cualquier accidente a través de un adecuado control durante toda la etapa del proceso, ya que si no se tiene un conocimiento de los reactivos que se están utilizando podríamos generar accidentes, al no darle un correcto manejo y uso de los mismos.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Abarca Rodriguezs, J. B. (2000). ÍNDICE GENERAL. *Estudios Filológicos*, (35), 125. <https://doi.org/10.4067/S0071-17132000003500023>
- Álvarez J. 2015. Fenómenos relacionados con la Tensión Superficial. Editorial Holguín, Cuba.
- Andrea B., E. de C. (n.d.). Bloque I – capítulo 3. Pulpas. Universidad De, 1–18.
- Arturo, J., & Zamora, O. (2012). Columna De Flotación Espumante A Escala De Planta Piloto Para Beneficio De Carbones. Tesis de Magíster en Ingeniería Química. Universidad Del Valle. Cali, Colombia. 1-69.
- Batres Cohuo, Maria De Lourdes; Cuero Velazquez, L. (2008). Producción De Cobre Metálico A Partir De Un Proceso Basado En La Lixiviación Reductiva De Calcopirita.
- Bustamante Rua, M. O., Gaviria Cartagena, A. C., & Restrepo Baena, J. O. (2008). Concentración De Minerales. 1–46. Retrieved from http://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/download/24_5a1004a32dcbd619453c3eed562725f0
- Cala Navarro, J. M., García Portilla, Y. O. (2005). Estudio del mejoramiento de la calidad de los Caolines del municipio de Oba usando flotación columnar. 153.
- Carrera, E., & Estrella, A. (2018). Diseño y Construcción de un Separador Magnético para Minerales. Retrieved from <http://dspace.uazuay.edu.ec/handle/datos/7672>
- Castro, S., & De, I. F. (2018). Sergio Castro.
- Chica, R., & Salinas, G. (2017). Concentración de sulfuros de mineral de cobre (calcopirita), mediante el proceso de flotación con la variación del pH y tres tipos de colectores. Universidad del Azuay, Facultad de Ciencia y Tecnología, Escuela de Ingeniería En Minas, 110.
- Chuk, O. D., Ciribeni, V., & Gutiérrez, L. V. (2005). Minerals Engineering. En Froth collapse in column flotation a prevention method using froth density estimation and fuzzy expert system (págs. 495-504).
- Concha, J., Wasmund, E., & Michael, J. (2018). Flotación de partículas gruesas aplicada a minerales sulfurados de cobre. *Técnico Científica*, 39-46. Recuperado el 18 de abril de 2019
- Contreras Gabriela. (2009). Estudio de la Hidrofobicidad de la calcopirita. 1–118.
- Donoso Muñoz, M. J. (2013). El mercado del cobre a nivel mundial: evolución, riesgos, características y potencialidades futuras. *Ingeniare. Revista Chilena de Ingeniería*, 21(2), 248–261. <https://doi.org/10.4067/s0718-33052013000200008>
- F. Sebba, Ion flotation, Ed. Elsevier, New York, EE. UU., 1962, pp. 1-30.
- F.J. Tavera, R. Escudero, U. Salas. y J.A. Finch, *Afinidad* 490 (2000) 415-423.
- Ferrada Tapia, V. A., & Flores Vega, P. A. (2018). Flotación de Minerales de Cobre. Universidad de Atacama, 68. Retrieved from <https://repositorioacademico.uda.cl/bitstream/handle/20.500.12740/14486/27894.pdf?sequence=1>

- Fonseca, J. (2012). Análisis, modelación y simulación del proceso de flotación en una celda de contacto. Tesis para optar al título de Ingeniero Civil Químico. 63.
- Pequeña Ruiz, D. J. de S. A. (n.d.). Concentración de Minerales. 1–7.
- Pinto, D. (2011). *Implementación de una columna de flotación para reducir el contenido de cenizas en carbones magallánicos*. 3–4, 24–25.
- Pratt, W., Figueroa, J. y Flores, B. 1997. MAPA GEOLÓGICO DE LA CORDILLERA OCCIDENTAL ENTRE 3° - 4° S, ESCALA 1:200000. British Geological Survey y Corporación de Desarrollo e Investigación Geológico Minero- Metalúrgica. Ministerio de Energía y Minas, Quito-Ecuador.
- Ramos Samanez, John Cristian y Orihuela Gutierrez, A. (2017). Caracterización y evaluación de pruebas metalúrgicas de flotación de un mineral complejo polimetálico del distrito de Palca - Huancavelica Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico.
- Reyes, M., Tavera, F. J., Escudero, R., Patiño, F., Salinas, E., & Rivera, I. (2010). Cinética de separación de Cu (II) por técnicas de flotación iónica, en celdas con dispersores flexibles. *Revista de Metalurgia (Madrid)*, 46(2), 109–120. <https://doi.org/10.3989/revmetalm.0905>
- Rodríguez, A. J. (2011). Flotación de Minerales. Universidad Nacional José.
- Rubinstein, J. B. (1995). *Column Flotation Processes, Designs and Practices*. Gordon and Breach Sciences Publishers.
- Salager, J., & Forgiarini de G., A. (2007). Fundamentos de la flotación. Cuadernos FIRP, 3, 21.
- Socolich Guzmán, E. y. (1988). Determinación de Hold-up en celdas de flotación columnar. Convención de minería de Tacna, 18-20.
- Srdjan M. Bulatovic. (2007). *Handbook of Flotation Reagents Chemistry, Theory and Practice Flotation of Sulfide Ores*. (Elsevier, Ed.). Ontario. <https://doi.org/https://doi.org/10.1016/B978-0-444-53029-5.X5009-6>.
- Suárez Cárdenas, Giovanna Alexandra; García Russi, Efraín; Amariz Barbosa, J. J. D. J. (2005). Flotación en columna como técnica de beneficio para minerales finos. *Tecnura*, 9(17), 4–15.
- Sutulov. (1963). Flotación de Minerales. Concepción, Chile: Universidad de Concepción.
- Valdebenito Norambuena, F. (2011). Análisis de estrategia operacional en flotación columnar planta las tórtolas, división los bronceos anglo americano. 1–133. Retrieved from http://opac.pucv.cl/pucv_txt/txt-0500/UCF0783_01.pdf
- Valdivieso, A. L., Amaya Ibarra, A., Oliva Rangel, S., & Reyes Bahena, J. L. (1999). Concentración Gravimétrica Centrifuga. XXIII Convención AIMMGM, 1–12. Retrieved from [http://www.metsoendress.com/miningandconstruction/mct_service.nsf/WebWID/WTB-120118-22576-3D956/\\$File/166.pdf](http://www.metsoendress.com/miningandconstruction/mct_service.nsf/WebWID/WTB-120118-22576-3D956/$File/166.pdf)
- Vilar, R. (2018). Cobre. *Educación Química*, 13(2), 142. <https://doi.org/10.22201/fq.18708404e.2002.2.66308>

Yianatos, J. (2005). Flotación de minerales. *Estudios Filológicos*, (35), 1–126.
<https://doi.org/10.4067/S0071-17132000003500023>

Young, T., & S, M. D. F. S. R. (1805). III . An essay on the cohesion of fluids, (January),
65–87.

ANEXOS

Anexo 1. Resultados de análisis de laboratorio

Cod. Lab.	N° Bag	Detalle de muestra	Analítico	Cu
			Unidad	%
			Método	mjb EAA
11810	1	Cabeza		0.4
11811	-	Concentrado 1		0.48
11812	-	Concentrado 2		0.6
11813	-	Concentrado 3		0.56
11814	-	Concentrado 4		0.52
11815	-	Concentrado 5		0.56
11816	-	Concentrado 6		0.6
11817	-	Concentrado 7		0.8
11818	-	Concentrado 8		0.56
11819	-	Concentrado 9		0.56
11820	-	Concentrado 10		0.56

Anexo 2. Descripción de experimentos realizados en laboratorio**Anexo 2.1 Primer experimento de flotación en columna de calcopirita**

Experimento	1
Fracción de Sólidos	15%
Peso del Mineral en seco	365.97
Cantidad de agua	2073.80
Peso del concentrado	163.2
Peso de las colas	202.77
Espumante	ER-370
Colector	Ditiofosfato AR-1208
Regulador de pH	CaCO₃
Tiempo de acondicionamiento	8 minutos
Tiempo de flotación	3 minutos
pH inicial	8
pH final	10

Anexo 2.2 Segundo experimento de flotación en columna de calcopirita

Experimento	2
Fracción de Sólidos	18%
Peso del Mineral en seco	448.94
Cantidad de agua	2045.19
Peso del concentrado	141.20
Peso de las colas	307.74
Espumante	ER-370
Colector	Ditiofosfato AR-1208
Regulador de pH	CaCO₃
Tiempo de acondicionamiento	8 minutos
Tiempo de flotación	3 minutos
pH inicial	8
pH final	10

Anexo 2.3 Tercer experimento de flotación en columna de calcopirita

Experimento	3
Fracción de Sólidos	21%
Peso del Mineral en seco(g)	535.71
Cantidad de agua(g)	2015.27
Peso del concentrado(g)	213.50
Peso de las colas(g)	322.21
Espumante	ER-370
Colector	Ditiofosfato AR-1208
Regulador de pH	CaCO₃
Tiempo de acondicionamiento	8 minutos
Tiempo de flotación	3 minutos
pH inicial	8
pH final	10

Anexo 2.4 Cuarto experimento de flotación en columna de calcopirita

Experimento	4
Fracción de Sólidos	24%
Peso del Mineral en seco(g)	626.51
Cantidad de agua(g)	1983.96
Peso del concentrado(g)	305.20
Peso de las colas(g)	321.31
Espumante	ER-370
Colector	Ditiofosfato AR-1208
Regulador de pH	CaCO₃
Tiempo de acondicionamiento	8 minutos
Tiempo de flotación	3 minutos
pH inicial	8
pH final	10

Anexo 2.5 Quinto experimento de flotación en columna de calcopirita

Experimento	5
Fracción de Sólidos	27%
Peso del Mineral en seco(g)	721.66
Cantidad de agua(g)	1951.15
Peso del concentrado(g)	262.40
Peso de las colas(g)	459.26
Espumante	ER-370
Colector	Ditiofosfato AR-1208
Regulador de pH	CaCO₃
Tiempo de acondicionamiento	8 minutos
Tiempo de flotación	3 minutos
pH inicial	8
pH final	10

Anexo 2.6 Sexto experimento de flotación en columna de calcopirita

Experimento	6
Fracción de Sólidos	30%
Peso del Mineral en seco(g)	821.46
Cantidad de agua(g)	1916.74
Peso del concentrado(g)	318.30
Peso de las colas(g)	261.20
Espumante	ER-370
Colector	Ditiofosfato AR-1208
Regulador de pH	CaCO₃
Tiempo de acondicionamiento	8 minutos
Tiempo de flotación	3 minutos
pH inicial	8
pH final	10

Anexo 2.7 Séptimo experimento de flotación en columna de calcopirita

Experimento	7
Fracción de Sólidos	33%
Peso del Mineral en seco(g)	926.26
Cantidad de agua(g)	1880.60
Peso del concentrado(g)	261.20
Peso de las colas(g)	665.06
Espumante	ER-370
Colector	Ditiofosfato AR-1208
Regulador de pH	CaCO₃
Tiempo de acondicionamiento	8 minutos
Tiempo de flotación	3 minutos
pH inicial	8
pH final	10

Anexo 2.8 Octavo experimento de flotación en columna de calcopirita

Experimento	8
Fracción de Sólidos	36%
Peso del Mineral en seco(g)	1036.46
Cantidad de agua(g)	1842.60
Peso del concentrado(g)	455.80
Peso de las colas(g)	580.66
Espumante	ER-370
Colector	Ditiofosfato AR-1208
Regulador de pH	CaCO₃
Tiempo de acondicionamiento	8 minutos
Tiempo de flotación	3 minutos
pH inicial	8
pH final	10

Anexo 2.9 Noveno experimento de flotación en columna de calcopirita

Experimento	9
Fracción de Sólidos	39%
Peso del Mineral en seco(g)	1152.48
Cantidad de agua(g)	1802.59
Peso del concentrado(g)	466.70
Peso de las colas(g)	685.78
Espumante	ER-370
Colector	Ditiofosfato AR-1208
Regulador de pH	CaCO₃
Tiempo de acondicionamiento	8 minutos
Tiempo de flotación	3 minutos
pH inicial	8
pH final	10

Anexo 2.10 Décimo experimento de flotación en columna de calcopirita

Experimento	10
Fracción de Sólidos	40%
Peso del Mineral en seco(g)	1192.52
Cantidad de agua(g)	1788.79
Peso del concentrado(g)	581.20
Peso de las colas(g)	611.32
Espumante	ER-370
Colector	Ditiofosfato AR-1208
Regulador de pH	CaCO₃
Tiempo de acondicionamiento	8 minutos
Tiempo de flotación	3 minutos
pH inicial	8
pH final	10

ANEXO 3. Tabla de resultados basados en los Índices Metalúrgicos

Experimento	Peso Alimento (g)	Peso Concentrado (g)	Peso de Colas(g)	Tenor Alimento	Tenor Concentrado	Tenor de Relave	tc>ta	ta>tt	Recuperación %	Razón de Enriquecimiento
1	365.97	163.20	202.77	0.14	0.17	0.12	✓	✓	54%	1.2
2	448.94	141.20	307.74	0.14	0.21	0.11	✓	✓	47%	1.5
3	535.71	213.50	322.21	0.14	0.19	0.10	✓	✓	56%	1.4
4	626.51	305.20	321.31	0.14	0.18	0.10	✓	✓	63%	1.3
5	721.66	262.40	459.26	0.14	0.19	0.11	✓	✓	51%	1.4
6	821.46	318.30	503.16	0.14	0.21	0.09	✓	✓	58%	1.5
7	926.26	261.20	665.06	0.14	0.28	0.08	✓	✓	56%	2.0
8	1036.46	455.80	580.66	0.14	0.19	0.09	✓	✓	62%	1.4
9	1152.48	466.70	685.78	0.14	0.19	0.10	✓	✓	57%	1.4
10	1192.52	581.20	611.32	0.14	0.19	0.09	✓	✓	68%	1.4