

**PROPUESTA PARA EL MEJORAMIENTO DEL PROCESO DE FLOTACIÓN DE MINERALES
VALIOSOS DE LA PLANTA DE BENEFICIO SOCIEDAD MINERA DEL SUR S.A.S**



Universidad
del Cauca

JAIME ANDRES DAZA AGREDO

**UNIVERSIDAD DEL CAUCA
FACULTAD DE CIENCIAS NATURALES, EXACTAS Y DE LA EDUCACIÓN
PROGRAMA DE INGENIERÍA FÍSICA
POPAYÁN
2017**

PROPUESTA PARA EL MEJORAMIENTO DEL PROCESO DE FLOTACIÓN DE MINERALES VALIOSOS DE LA PLANTA DE BENEFICIO SOCIEDAD MINERA DEL SUR S.A.S

JAIME ANDRES DAZA AGREDO

Trabajo de grado para optar al título de ingeniero físico

Director
Dr. WILLFRAND PÉREZ URBANO

Codirector
Ing. NIXON HERNANDEZ

**UNIVERSIDAD DEL CAUCA
FACULTAD DE CIENCIAS NATURALES, EXACTAS Y DE LA EDUCACIÓN
PROGRAMA DE INGENIERÍA FÍSICA
POPAYÁN
2017**

Nota de aceptación:

El Director y los jurados han leído el presente documento, escucharon la sustentación del mismo por su autor y lo encuentran satisfactorio.

Director _____
Dr. Willfrand Pérez Urbano

Jurado _____
Dr. Claudia Fernanda Villaquirán

Jurado _____
Dr. Carlos Alberto Rincón

Fecha de sustentación: Popayán, 28 de julio del 2017

PROPUESTA PARA EL MEJORAMIENTO DEL PROCESO DE FLOTACIÓN
DE MINERALES VALIOSOS DE LA PLANTA DE BENEFICIO SOCIEDAD
MINERA DEL SUR S.A.S

JAIME ANDRES DAZA AGREDO



Universidad
del Cauca



UNIVERSIDAD DEL CAUCA
FACULTAD DE CIENCIAS NATURALES, EXACTAS Y DE LA EDUCACIÓN
PROGRAMA DE INGENIERÍA FÍSICA
POPAYÁN
2017

PROPUESTA PARA EL MEJORAMIENTO DEL PROCESO DE FLOTACIÓN
DE MINERALES VALIOSOS DE LA PLANTA DE BENEFICIO SOCIEDAD
MINERA DEL SUR S.A.S

JAIME ANDRES DAZA AGREDO

TRABAJO DE GRADO EN MODALIDAD PASANTÍA. REQUISITO PARA OPTAR
AL TÍTULO DE INGENIERO FÍSICO

DIRECTOR
WILLFRAND PÉREZ URBANO
INGENIERO FÍSICO

CODIRECTOR
NIXON HERNANDEZ
INGENIERO DE MINAS

UNIVERSIDAD DEL CAUCA
FACULTAD DE CIENCIAS NATURALES, EXACTAS Y DE LA EDUCACIÓN
PROGRAMA DE INGENIERÍA FÍSICA
POPAYÁN
2017

AGRADECIMIENTOS

Mis más sinceros agradecimientos a mi director Willfrand Perez Urbano y al grupo de Investigación en Ingeniería Metalúrgica, Minería y Procesos (GIMPRO) de la Universidad del Cauca, quien me guió y me aconsejó durante el proceso de pasantía.

Agradezco a la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S, por darme la oportunidad y brindarme los recursos suficientes para llevar a cabo este trabajo de investigación referente al proceso de flotación de la planta de beneficio para la recuperación de oro; agradezco a todas las diferentes dependencias de la empresa desde el sector de gerencia, gestión humana, siso, ambiental, geología, mantenimiento, laboratorio y planta donde encontré siempre un apoyo incondicional sin esperar nada a cambio.

Un especial agradecimiento a los geólogos de la empresa y al jefe de mina así como a los mineros, quienes siempre me colaboraron enseñando y resolviendo las diferentes inquietudes que había; además de la recolección del mineral para hacer las pruebas de flotación. De igual manera, agradezco a la jefe y las tecnólogas del laboratorio, quienes me colaboraron en la obtención de los tenores de cada una de las pruebas de flotación, así como también su amabilidad y su paciencia; por ultimo de la misma manera, agradezco a mi jefe de planta, ingenieros y trabajadores del sector quienes siempre me brindaron ayuda y capacitación en el entendimiento del proceso de la planta de beneficio de la empresa.

A mis compañeros Alexander Samboni y Anderson Quemag quienes vivieron este proceso conmigo, apoyándonos mutuamente en nuestros respectivos trabajos de investigación además de compartir conocimientos de manera desinteresada y viviendo la experiencia de este proceso de pasantía además de hacer posibles este trabajo.

A mis profesores que durante mi carrera han contribuido en mi formación como profesional y ser humano para el cumplimiento con mis responsabilidades conmigo mismo y la sociedad, así como también agradezco a mis compañeros en la universidad quienes fueron mis amigos y tuve una ayuda incondicional por parte de ellos.

Por último agradezco a toda mi familia especialmente a mi madre y mis hermanas quienes confiaron en mí y soy gracias a ellas la persona y profesional que soy.

DEDICATORIA

A mi madre María del Carme Agredo y mis hermanas mayores Elena Daza y Claudia Daza quienes me apoyaron y confiaron en mí incondicionalmente durante esta etapa importante de mi vida. A todos mis compañeros con los que aprendí y recorrí este camino a cumplir esta meta.

CONTENIDO

1. Introducción	1
1.1 Planteamiento del problema	2
1.2 Generalidades	3
1.2.1 Localización geográfica	3
1.2.2 Vías de acceso	4
1.2.3 Reseña histórica.....	4
1.3 Objetivos	5
1.3.1 Objetivo general	5
1.3.2 Objetivos específicos	5
2. Marco teórico	6
2.1 Proceso de flotación	6
2.2 Fenómeno Físico-químico de la flotación	7
2.3 Celdas mecánicas de flotación.....	9
2.4 Variables del proceso de flotación	10
2.4.1 Composición mineralógica.....	10
2.4.2 Granulometría	11
2.4.3 Pasante de malla.....	14
2.4.4 Porcentaje de sólidos.....	15
2.4.5 Densidad de pulpa	15
2.4.6 pH	15
2.4.7 Reactivos de flotación	16
2.5 Índices metalúrgicos	18
2.5.1 Tenor	19
2.5.2 Recuperación	20
2.5.3 Razón de enriquecimiento	21
2.5.4 Índice de selectividad.....	21
2.5.5 Razón de concentración	21
2.5.6 Rendimiento de concentración	22
2.5.7 Eficiencia de separación	22
2.5.8 Índices metalúrgicos ideales.....	23
2.6 Circuitos de flotación.....	24
2.7 Diseño de experimentos factoriales	26

2.7.1	Diseño factorial fraccionado	29
3.	Proceso de flotación sociedad minera del sur s.a.s.....	31
3.1	Proceso de trituración	31
3.2	Proceso de Molienda	32
3.3	Lixiviación por cianuro	33
3.4	Precipitación con zinc	34
3.5	Proceso de flotación	35
3.5.1	Componentes del proceso.....	35
3.5.2	Descripción general del proceso	37
3.5.3	Parámetros de operación.....	38
3.5.4	Características de la celda de flotación.....	41
3.5.5	Control del proceso de flotación	42
3.5.6	Etapas del proceso de flotación	49
4.	Metodología	51
4.1	Procedimiento experimental	51
4.1.1	Muestreo.....	52
4.1.2	Preparación del mineral	52
4.1.3	Homogenización.....	54
4.1.4	Descripción macroscópica de los minerales	54
4.1.5	Caracterización fisicoquímica	54
4.1.6	Caracterización metalúrgica	56
4.1.7	Preparación de reactivos	60
4.1.8	Procedimiento experimental de las pruebas de flotación	62
4.1.9	Pruebas de exploración de las variables de flotación (Tamizaje)	64
4.1.10	Diseño factorial experimental fraccionado.....	65
5.	Resultados y análisis	68
5.1	Descripción macroscópica de los minerales.....	68
5.2	Caracterización fisicoquímica.....	69
5.2.1	Porcentaje de humedad.....	69
5.2.2	Densidad del mineral	70
5.3	Caracterización metalúrgica	71
5.3.1	Curva de moliendabilidad	71
5.3.2	Cuantificación de tenores de oro de la cabeza de flotación	73
5.4	Preparación de reactivos	73
5.5	Cálculo del volumen necesario para la celda de flotación	75

5.6	Pruebas de flotación exploratorias	75
5.6.1	Estudio del pH	76
5.6.2	Estudio de la velocidad de agitación	77
5.6.3	Estudio del flujo volumétrico de aire.....	77
5.7	Resultados y Análisis del experimento factorial fraccionado	78
5.7.1	Resultados índice razón de concentración (RC)	78
5.7.2	Resultados índice Porcentaje de Recuperación (%R)	86
6.	Conclusiones	93
7.	Recomendaciones	95
8.	Bibliografía	97
Anexos		
100		

1. INTRODUCCIÓN

Colombia se caracteriza por tener gran cantidad de riquezas naturales en cuanto a fauna, flora y recursos minerales. Este último aspecto se ha consolidado como uno de los motores económicos del país, en el cual la explotación de metales como oro, plata, cobre, es un renglón importante. Además, la explotación de otros minerales valiosos, desde el pasado han sido y en el presente son una fuente de riqueza para las diferentes regiones del país.

Sin embargo, se debe destacar, que en la actualidad la extracción y recuperación de oro se hace en la gran mayoría de minas por métodos convencionales o artesanales como la recuperación de oro por el método de amalgación (mercurio). Es decir, la minería informal que se desarrolla a pequeña escala y trabaja con pequeñas cantidades de mineral, aproximadamente 10 toneladas diarias, presenta la desventaja de no tener control en sus procesos y generar contaminación, causando daños irremediables al medio ambiente. Otro hecho para resaltar es que el oro ya no se encuentra en forma libre, la gran mayoría se extrae de menas donde se encuentra gran cantidad de sulfuros asociados con el oro. Estos materiales de origen hidrotermal contienen oro que puede ser o no refractario, el cual es difícil de recuperar por medio de la lixiviación con cianuro. El proceso de recuperación de este mineral requiere tanto de equipos tecnológicos como de personal con formación profesional y calificado. Además, requiere de: investigación, optimización de procesos, labores de manteniendo de equipos y control ambiental. En el país hay pocos ejemplos de empresas en los departamentos de Caldas, Antioquia y Cauca, es el caso de la Sociedad Minera del Sur S.A.S., que buscan cumplir con los requisitos de ley y normas ambientales. En esta empresa, se realiza minería de mediana y gran escala donde se procesan cantidades de mineral cercanas a las 300 toneladas diarias.

Otro hecho para resaltar es que, aunque se está erradicando el uso del mercurio para la obtención de oro por el reemplazo con lixiviación con cianuro, no se tiene en cuenta el proceso previo de flotación de minerales que es el tema que concierne a este trabajo de investigación; esto se debe al desconocimiento de su ventaja por ejemplo: la separación del mineral valioso del estéril (concentración), ahorro de gasto energético y equipos, disminución en la cantidad de reactivos. La complejidad de un proceso de flotación a escala industrial está en su implementación debido a la gran cantidad de variables que involucra, como son: la composición mineralógica, la fórmula de los reactivos, la granulometría, el porcentaje de sólidos, tiempos de

acondicionamiento y flotación, tipos de celdas donde se realice la flotación (geometría, capacidad volumétrica, velocidad de agitación y flujo volumétrico de aire); es por eso que para invertir un capital económico de un proceso de estos, se requiere de una investigación a priori con pruebas a nivel de laboratorio que den rangos confiables para diseñar posteriormente un proceso eficiente y sustentable, es importante con en este trabajo dar pautas iniciales para hacer una ejecución de un proceso optimizado y sostenible donde se evalúen las variables más importantes del diagnóstico de la empresa que beneficie a la misma, a la región y al país.

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S. cuenta con una planta para el procesamiento de minerales valiosos, en la cual se realizan los siguientes procesos: trituración, molienda, flotación, lixiviación, precipitación, fundición y venta de oro, cada uno de estos cumplen una función importante para la obtención de minerales ricos en oro.

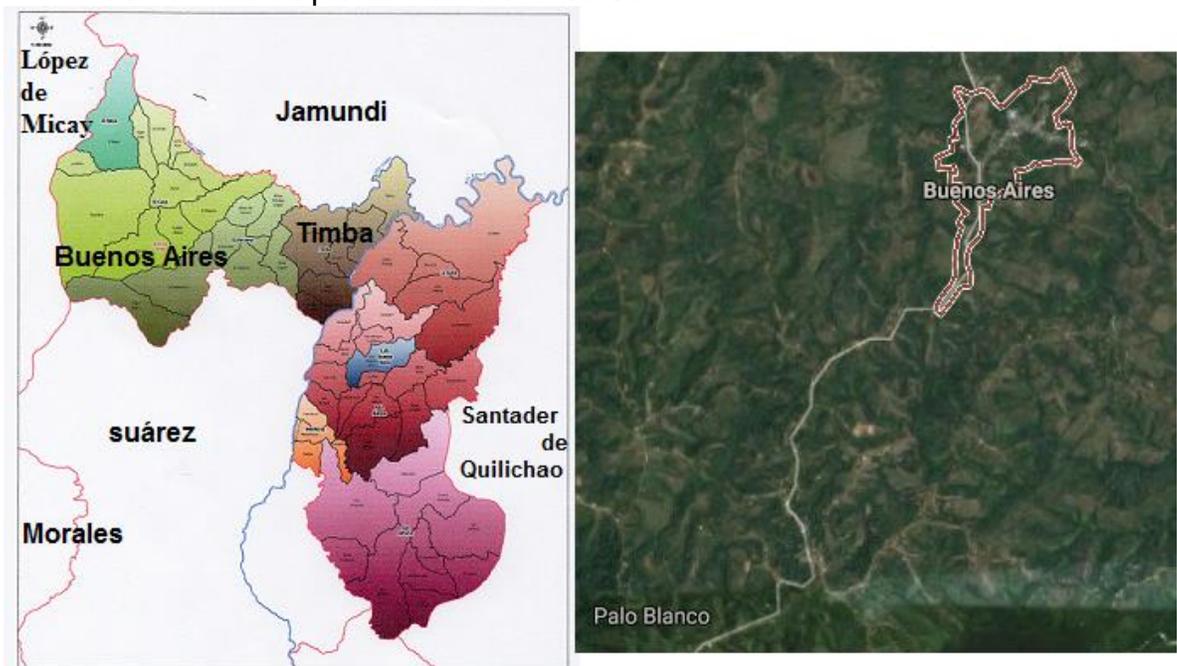
El proceso de flotación es un sistema muy complejo que tiene como función separar los elementos valiosos llamados concentrados de los elementos no valiosos llamados cola o estéril. Dentro de la planta de procesamiento se cuenta con el proceso de flotación para la separación de minerales ricos en oro donde se tiene una recuperación que varía en un rango entre el 85 y 92%. No obstante, faltan interrogantes por resolver como: cuales son los reactivos adecuados y la cantidad de estos dependiendo del material usado en el proceso, aunque se tiene información de que hay minerales ricos en sulfuros como: pirrotina, calcita, pirita y cuarzo, falta conocer si la granulometría o malla de trabajo es la adecuada para flotar, también cuáles deben ser los tiempos de flotación y finalmente si el tipo o dimensiones de la celda son los adecuados. Por último, aunque la empresa realiza pruebas del proceso por medio de las medidas de densidad, determinación del tenor y granulometría, las cuales se realizan tanto en laboratorio como en planta, para la obtención de los datos se tiene un tiempo de evaluación aproximado de 12 horas, lo que no permite evaluar el proceso de una manera eficiente. Por lo tanto; se identifica la necesidad de realizar un estudio a nivel de laboratorio de las variables más importantes que afectan el proceso como la fórmula de reactivos de flotación, Ph, presión de aire y velocidad de agitación, que permita mejorar y resolver algunos problemas del proceso de flotación y así poder tener un proceso en planta más

estable. Asimismo, esta investigación aportará resultados importantes para incrementar la eficiencia de recuperación de sulfuros que contienen oro.

1.2 GENERALIDADES

1.2.1 Localización geográfica

FIGURA 1. Municipio de Buenos Aires Cauca



En el suroccidente del país en el departamento del Cauca en la depresión Cauca-Patía se encuentra ubicado el municipio de Buenos Aires con una extensión de 410 km², una temperatura promedio de 22°C este se localiza; como se ve en la Figura 1 limita al norte con el municipio de Jamundí (Valle del Cauca), al sur con los municipios de Suarez y Morales, al oriente con el municipio de Santander de Quilichao, por último, al occidente el municipio de López de Micay. El municipio de Buenos aires además, cuenta con los corregimientos de El Porvenir, El Ceral, La Balsa, San Ignacio, Honduras y Palo Blanco.

En el municipio se encuentra ubicado el cerro Santa Catalina o cerro de la Teta, donde se encuentra la planta de beneficio de la empresa Sociedad Minera del Sur S. A. S., conocida también como “Mina la Puchis”. El cerro se encuentra a una altura aproximada de 1800 m s.n.m, este se caracteriza por tener una gran extensión en el que hay diferentes bocaminas de oro que son explotadas por las personas de la región.

1.2.2 Vías de acceso

El municipio de Buenos Aires se encuentra a 115 km de la ciudad de Popayán, entre las vías de acceso a Buenos Aires se encuentra la vía Buenos Aires-Santander de Quilichao y Buenos Aires-Cali, que conecta Popayán y Timba. Las vías al municipio se encuentran actualmente pavimentadas y en un buen estado. La vía que comunica a la empresa y al municipio tiene una longitud aproximada de 4 km y no está pavimentada, pasa por el corregimiento de Palo Blanco. La vía se caracteriza por tener altas pendientes de montaña, es rocosa y muy polvorosa. Para el transporte se requieren automóviles de doble tracción o motos adecuadas para el terreno.

1.2.3 Reseña histórica

En Colombia y en especial en el municipio de Buenos Aires Cauca y alrededores, existe una tradición minera de explotación de minerales como el oro, que es el motor económico más importante en la región. La población es de raza negra, y de la época de la esclavitud, la raza indígena y un menor porcentaje de mestizos.

El cerro Santa Catalina es un territorio histórico característico del municipio, desde tiempo pasado se ha explotado oro en esta montañas debido a la gran riqueza de minerales. En él se encuentran una variedad de bocaminas que han sido el sustento de las personas, lo que llevó al desarrollo de una minería artesanal.

La empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S cuenta con experiencia cercana a los 6 años, lo que la hace pionera en la región, esta comenzó como una empresa de pequeña escala y con procesos y equipos artesanales que con los años debido a la asesoría de profesionales nacionales e internacionales fue industrializando hasta convertirse en una de las empresas minera con mayor producción de oro en el país.

1.3 OBJETIVOS

1.3.1 Objetivo general

Plantear una propuesta para el mejoramiento del proceso de flotación a la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S.

1.3.2 Objetivos específicos

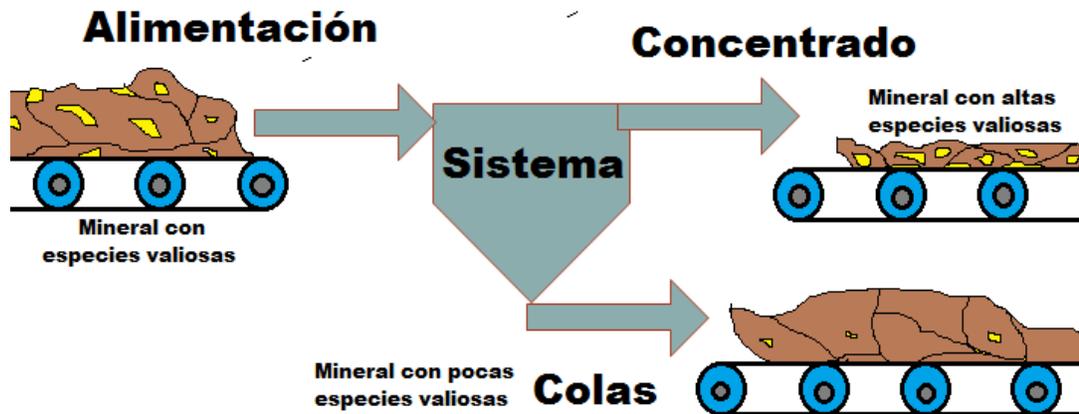
- Elaborar un diagnóstico en la etapa del proceso de flotación de la planta de beneficio de la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S.
- Diseñar e implementar pruebas experimentales de laboratorio para el estudio de los parámetros en un prototipo de celda mecánica de flotación en el laboratorio de metalurgia de la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S.
- Analizar los resultados obtenidos de las pruebas de flotación del laboratorio de la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S.
- Elaborar un documento que contenga las recomendaciones para mejorar la etapa del proceso de flotación en la celda mecánica en la planta de beneficio de la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S.

2. MARCO TEÓRICO

2.1 PROCESO DE FLOTACIÓN

La flotación es un proceso que tiene como función analizar la concentración de minerales valiosos. Como se puede observar en la Figura 2, visto como un sistema, el proceso tiene una entrada que es el mineral a procesar, es decir la alimentación al proceso, está compuesto por una gran cantidad de sulfuros ricos en metales valiosos como oro, plata cobre, platino entre otros; tienes dos salidas, la primera llamada el concentrado que son los minerales ricos en elementos valiosos (sulfuros) y la segunda llamada colas o relaveras que son la parte del mineral estéril o también conocida como ganga que está compuesta por arcillas y compuestos que no se desean recuperar ya que tienen pocas especies valiosas y son los desechos del proceso.

Figura 2. Sistema del proceso de flotación



Una flotación ideal consiste en extraer del concentrado todos los minerales valiosos, y nada de material estéril.

El proceso de flotación visto desde del ámbito económico es el proceso más importante para una planta de procesamiento de minerales, porque permite eliminar la mayor parte de elementos no valiosos y procesar así menos cantidad de mineral, esto lleva a menos gastos de insumos químicos, energéticos de capacidades volumétricas. Hay que tener en cuenta, que el proceso de flotación no es el proceso

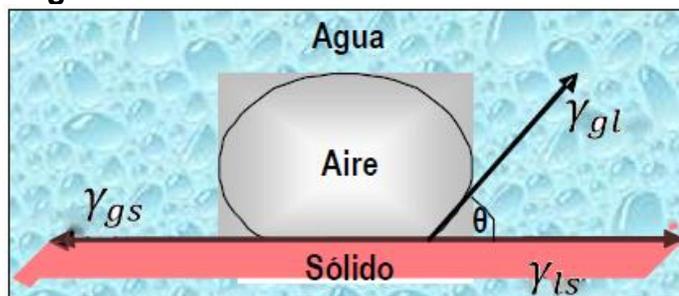
final para la recuperación de minerales valiosos sino que es un proceso intermedio que tiene como proceso anterior la conminución donde se hace la trituración y molienda del mineral para alcanzar un tamaño de partícula necesario para la flotación. Después del proceso de flotación se llevan a cabo los procesos de lixiviación por cianuración y precipitación con zinc para la obtención de oro, en la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S.

2.2 FENÓMENO FÍSICO-QUÍMICO DE LA FLOTACIÓN

En la flotación se tienen tres actores principales que son: la sustancia sólida que se compone del mineral valioso más el no valioso (el primero está en una menor proporción y es el que se desea flotar), la sustancia líquida que es el agua y la sustancia gaseosa que son las burbujas de aire. Todas estas sustancias coexisten en una celda de flotación. Para que se dé la separación de los minerales valiosos de los no valiosos, es decir por flotación deben ser hidrofóbicos (que no los moje el agua) para lograrlo utilizan ciertos reactivos químicos. El material hidrofóbico se pega a la burbuja de aire (aerofílicos) que es 100 veces mayor que este y asciende a la superficie formando una espuma que es el concentrado, el material que no flota es hidrofílico (lo moja el agua) y se forma una solución heterogénea con el agua y no se pega a la burbuja de aire (aerofóbico) formando la cola.

La explicación físico-química de la flotación involucra fenómenos de adsorción física y química en los materiales sólidos y en los líquidos fenómenos de tensión superficial. Hay un interacción de superficies mineral- agua (sólido-líquido), agua-aire (líquido-gaseoso) y mineral-aire (sólido-gas) es decir un sistema termodinámico trifásico (mineral-agua-aire) como se observa en la Figura 3, donde la elección de ciertos reactivos apropiados permite dar las propiedades de no mojabilidad a los minerales para que se pueda dar la flotación.

Figura 3. Sistema termodinámico trifásico



En la unión mineral sólido y la burbuja de aire existen dos fuerzas; las de cohesión que son las fuerzas de atracción que experimentan las moléculas del líquido y las de adherencia que son las fuerzas que se presentan en la interface líquido-líquido o líquido-sólido. Si las de cohesión son mayores que las de adherencia se dice que el líquido no moja en absoluto o parcialmente a la otra superficie; si se da el caso contrario entonces el líquido moja totalmente o parcialmente. Para dar un sentido físico-matemático a esta afirmación se utiliza la Ecuación 1, conocida como ecuación de Young que explica las características de mojabilidad entre las tres superficies:

$$\frac{\gamma_{gs} - \gamma_{ls}}{\gamma_{gl}} = \cos(\theta) \quad (1)$$

Donde γ_{gs} , γ_{ls} , γ_{gl} representan los coeficientes de tensión superficial entre las fronteras: aire-mineral, líquido-sólido y gas-líquido respectivamente y θ es conocido como el ángulo de contacto entre las superficies. Lo anterior se representa en la Figura 3.

Como la partícula sólida tiene que abrirse paso en el agua y unirse con la burbuja como se observa en la Figura 4, entonces tiene que romper la interface agua-aire, para esto debe hacer un trabajo llamado trabajo de adherencia (W_{adh}) que es igual a:

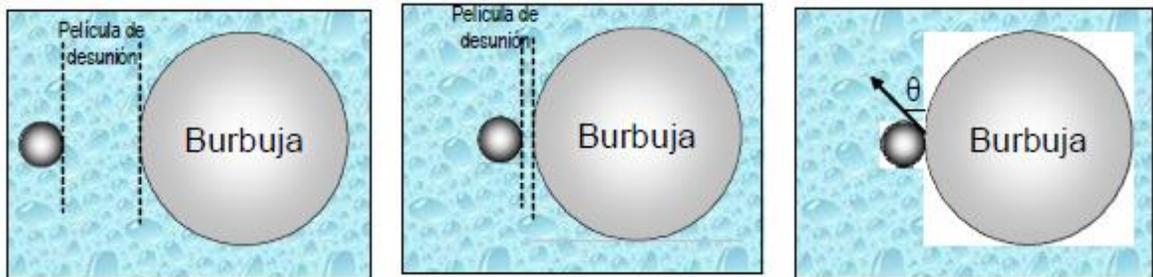
$$W_{adh} = \gamma_{gs} + \gamma_{gl} - \gamma_{ls} \quad (2)$$

Combinando la Ecuación 1 y la Ecuación 2 se llega a la siguiente expresión.

$$W_{adh} = \gamma_{gl}(1 + \cos(\theta)) \quad (3)$$

Es decir, para que se adhiera una partícula solida a la burbuja de aire el ángulo debe ser de 180° ($W_{adh} = 0$) un mineral hidrofóbico, si el ángulo es de 0° ($W_{adh} = 2\gamma_{gl}$) el mineral es hidrofílico.

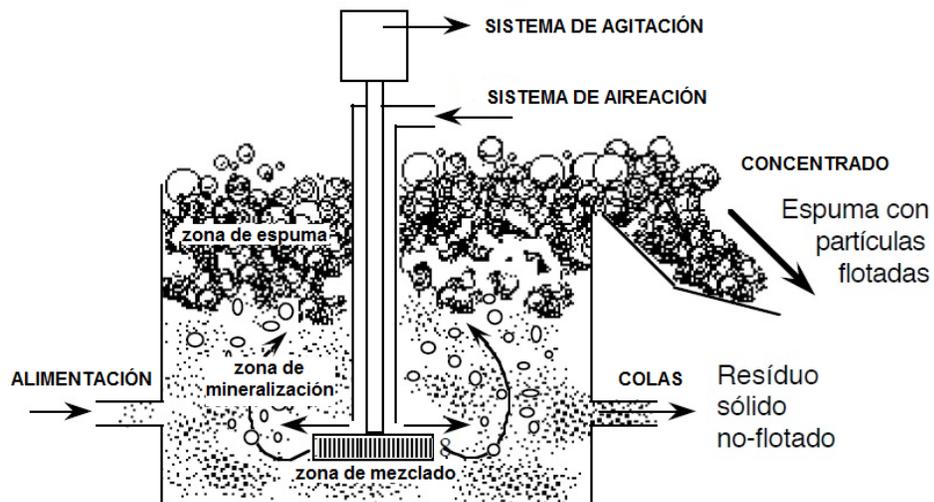
Figura 4. Unión partícula burbuja



2.3 CELDAS MECÁNICAS DE FLOTACIÓN

Una celda mecánica de flotación es un dispositivo donde se da el fenómeno físico-químico de la flotación de minerales valiosos (cabe mencionar que en la actualidad existen dispositivos neumáticos como las columnas de flotación) que tiene los siguientes componentes: alimentación, sistema mecánico de agitación, sistema de aireación, geometría de la celda y las salidas del concentrado y colas; en la Figura 5 se muestran los componentes.

Figura 5. Celda mecánica de flotación



Cuando está en funcionamiento una celda mecánica de flotación se pueden identificar tres zonas: zona de mezclado, zona de mineralización y zona de espuma,

como se observa en la Figura 5; es de vital importancia tener en cuenta la altura de la espuma la capacidad volumétrica, el caudal de entrada, el porcentaje de sólidos y el flujo volumétrico de mineral en la colas y concentrado para el diseño de una celda de flotación mecánica, en la actualidad existen 3 diseños de celdas de flotación comerciales con buenos resultados y con diferencias mínimas para la flotación de minerales estos son: Máquina Denver, máquina Fagergren, máquina Agitar.

Algo para destacar; es que una celda de flotación que no cuente con el sistema de aireación es conocida como acondicionador y en ella no se presenta el fenómeno de la flotación.

2.4 VARIABLES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN

Aunque el proceso de flotación brinda grandes ventajas económicas, es un proceso muy complejo debido a la gran cantidad de variables que involucra entre las que se encuentran: composición mineralógica, granulometría, porcentaje de sólidos, densidad de la pulpa, pH, reactivos de flotación, tipo de celda de flotación, sistema de aireación, velocidad de agitación, geometría de celda de flotación, entre otras. Entonces la implementación de este proceso en una planta a nivel industrial se debe hacer de forma correcta para no obtener en las colas desechos minerales valiosos y esto sólo se logra haciendo una experimentación responsable a escala laboratorio que brinde un funcionamiento aceptable del proceso.

Se puede hacer una clasificación de las variables del proceso de flotación de acuerdo a su composición mineralógica, fisicoquímico y operación mecánica

2.4.1 Composición mineralógica

Variable de suma importancia en el proceso de flotación, debido a que es la entrada al sistema y hace referencia a los minerales valiosos contenidos en una variedad de sulfuros como por ejemplo la pirita, calcopirita, pirrotina y muchos más, y también a otros compuestos que acompañan a estos; es importante entonces conocer el material de alimentación porque es la pauta de partida para determinar los reactivos a utilizar, el pH, la granulometría, etc.

Para conocer la composición mineralógica, generalmente se deben hacer estudios de laboratorio como, por ejemplo:

DRX (Difracción de rayos X) para determinar los tipos de sulfuros presentes como también el porcentaje de concentración.

MEB (Microscopía electrónica de barrido) a través de imágenes podemos observar la forma en que se distribuyen los sulfuros, su composición química y su asociación con elementos valiosos.

FRX (fluorescencia de rayos x) para determinar la composición química y la concentración de minerales.

Análisis petrográfico a través de imágenes a color donde se puede encontrar elementos metálicos y no metálicos, además de características de tamaño de grano y forma en que estos se encuentran, para por ejemplo, determinar el tamaño de partícula adecuado para la flotación.

2.4.2 Granulometría

Es la variable relacionada con el tamaño promedio de un mineral, y todo mineral tiene un tamaño óptimo para que pueda flotar de manera correcta, dependiendo del mineral o minerales de interés; por ejemplo, si queremos obtener concentrados ricos en cobre debemos conocer el tamaño de partícula adecuado para que se dé la liberación, es decir que el cobre este como una partícula aislada para que pueda ser separada del material no valioso mediante la flotación.

Para que se dé el tamaño de partícula adecuado (liberación), entonces debe haber un proceso previo llamado cominución, el cual está compuesto por dos subprocesos generalmente conocidos como trituración y molienda.

2.4.2.1 Trituración

Esta etapa tiene la función es de recibir un mineral con un tamaño entre 20 y 200 cm para obtener un mineral con un tamaño aproximado entre 7 y 15 mm, la razón de reducción es de 1/3 y 1/4 del tamaño inicial. La trituración por lo general está conformada por una trituración primaria y secundaria; por medio de realimentación

en el circuito se obtiene el tamaño deseado para pasar al proceso de molienda. La trituración se hace mediante equipos llamados trituradores, un ejemplo es la trituradora de mandíbulas.

2.4.2.2 Molienda

Esta etapa tiene como entrada un mineral con un tamaño de 7 a 15 mm y como salida puede entregar tamaño de partícula del orden de los micrómetros (μm), entre menores a $40 \mu\text{m}$, también hay una molienda primaria, secundaria y realimentación en el circuito si es necesario. La molienda a diferencia de la etapa de trituración se realiza en húmedo, es decir, se agrega una cantidad de agua de al mineral formando una mezcla llamada “pulpa”, se realiza en equipos llamados molinos, con parámetros característicos como:

Velocidad crítica, cuerpos moledores, porcentaje de sólidos, densidad de pulpa.

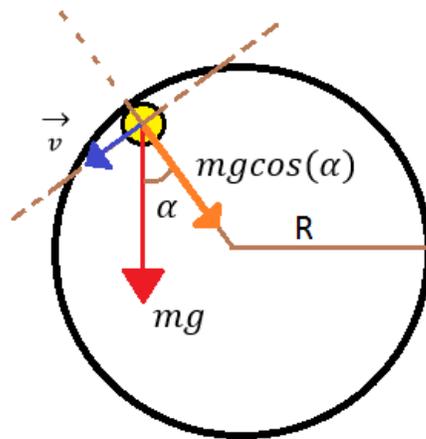
Cuerpos moledores: Son elementos que van en el interior del molino, estos pueden ser esferas (bolas) o barras hechas generalmente de acero (Figura 6), los cuales junto con el movimiento del mineral en el interior generan los choques y rozamiento necesario para la disminución del tamaño de partícula.

Figura 6. Elementos moledores



Velocidad crítica: Es la velocidad para la cual los cuerpos moledores se pegan en las paredes del molino y no se realiza la respectiva molienda, por lo cual se recomienda que la velocidad de trabajo debe estar entre un 70 y 80 % de la velocidad crítica.

Figura 7. Diagrama de cuerpo libre



La determinación de la velocidad crítica para el molino de bolas, de la Figura 7 se realiza mediante la expresión:

$$\sum F_r = m \frac{v^2}{R} = mg \cos(\alpha)$$

Donde $a_c = \frac{v^2}{R}$ (aceleración centripeta)

Sea $v = D\pi f_c$ donde D el diámetro del molino y f_c la frecuencia crítica.

Reemplazando y tomando valores de α pequeños el $\cos(\alpha) = 1$, despejando f_c llegamos a:

$$f_c = \sqrt{\frac{g}{2D\pi^2}}$$

Con $g = 9,8 \text{ m/s}^2$, encontramos que la frecuencia para el molino es:

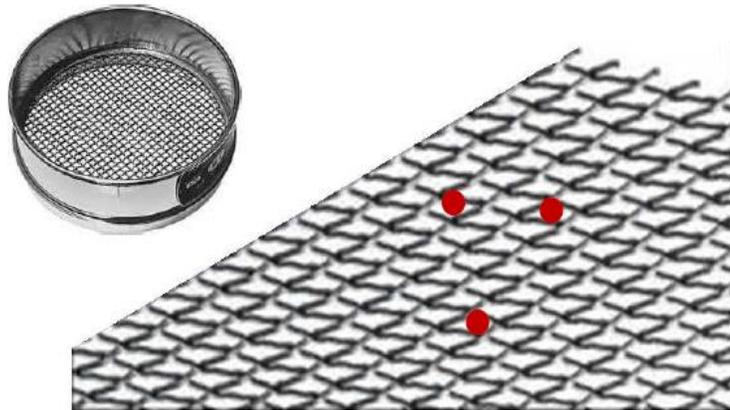
$$f_c = \frac{0,705}{\sqrt{D}} \quad (4)$$

2.4.3 Pasante de malla

Antes de entender que es el pasante de malla, primero debemos conocer que es una malla.

Una malla es un arreglo geométrico en dos dimensiones como se observa en la Figura 8, con un espaciamiento simétrico determinado, a la estructura fundamental que permite reconstruir la malla mediante repeticiones de ella se le llama apertura esta tiene una forma romboédrica, cada malla se caracteriza por tener un número que representa su apertura en unidades de longitud, los números de malla pueden ir desde el número 8 que es una apertura de 2,38 mm hasta un número 400 que representa una apertura de $38 \mu m$, es decir una malla con un número alto representa un tamaño de apertura pequeño.

Figura 8. Malla



El pasante de malla es un porcentaje que indica, cuánto del total de la masa seca de un mineral pasa por una malla con apertura determinada, por ejemplo un pasante del 45% en malla 325 (apertura= $43 \mu m$), significa que el 45 % de las partículas tienen un tamaño de partícula menor que 325 debido a que pasan por la apertura de la malla y el 55% de ella tiene un tamaño de partícula mayor y queda por encima de ella.

El pasante de malla se determina mediante la Ecuación 5.

$$\%P_{\text{-#malla}} = \left(\frac{m_{si} - m_{sf}}{m_{si}} \right) * 100 \quad (5)$$

Donde m_{si} representan la masa inicial seca antes de pasar por la malla, m_{sf} la masa seca que queda por encima de la malla y $\%P_{\#malla}$ es el pasante de la malla en un número de malla específico.

2.4.4 Porcentaje de sólidos

El porcentaje de sólidos (%S) hace referencia a la cantidad de mineral seco que se encuentra en la pulpa (mineral + agua), es un parámetro importante para tener una óptima molienda así como una buena flotación.

$$\%S = \frac{m_s}{m_p} \times 100 \quad (6)$$

En la Ecuación 6, el denominador es la masa de mineral seco y el numerador es la masa de la pulpa. La ecuación permite preparar un mineral en un porcentaje de sólidos deseados; el inconveniente es que no nos permite conocer el porcentaje de sólidos en un volumen de pulpa cualquiera. La Ecuación 7 cuya demostración se presenta en el Anexo 1 depende de la medición de la densidad de pulpa ρ_p y de la densidad de nuestro mineral ρ_s , parámetros que son más fáciles de medir en la práctica cuando se trabaja en el proceso a nivel industrial.

$$\%S = \frac{\rho_p - \rho_{agua}}{\rho_p} \frac{\rho_s}{\rho_s - \rho_{agua}} \times 100 \quad (7)$$

2.4.5 Densidad de pulpa

La densidad de pulpa es la cantidad de masa de pulpa entre el volumen de pulpa, también sirve para tener una idea de la cantidad de mineral que está presente, generalmente se expresa en unidades de kg por litro.

2.4.6 pH

Variable de suma importancia y esto se debe a que se ha demostrado que el pH influye para la flotación de ciertos sulfuros, como por ejemplo, a un pH alcalino entre 11 y 12 no flota la pirita a diferencia de su comportamiento en un pH ácido [1],

también el efecto del pH incide en la acción de ciertos reactivos como por ejemplo los colectores.

2.4.7 Reactivos de flotación

Los reactivos de flotación son una variable de mucha importancia, ya que dependiendo del mineral utilizado en la alimentación se debe escoger el número de reactivos (también cantidades y tipo); este procedimiento es conocido como “la fórmula de reactivos de flotación”.

Hay distintas clasificaciones para los reactivos utilizados en el proceso de flotación, para entender mejor el papel que desempeñan se clasifican en: Modificadores, colectores y espumantes

2.4.7.1 Modificadores

Son llamados así a los reactivos encargados de preparar el mineral y el medio en que estos se encuentran, generalmente se llaman así por que modifican la superficie de los minerales, limpiándolas de impurezas para la adsorción o desorción de los reactivos llamados colectores, se clasifican de la siguiente manera:

-Modificadores activadores: Estos reactivos limpian la superficie del mineral y permiten que se dé la adsorción del colector, ejemplo el sulfato de cobre.

- **Modificadores depresores:** No permiten la adsorción de los colectores, y son utilizados cuando se quiere hacer un proceso de flotación selectivo, donde se quiere hacer flotar a un determinado mineral y a otros no.

-Modificador de pH: Un modificador de pH como su nombre le indica cambia las propiedades del medio en que se da la flotación, y son utilizados debido a que hay una dependencia entre los reactivos llamados colectores y el pH, además se conoce que hay ciertos minerales que flotan a determinados valores de pH.

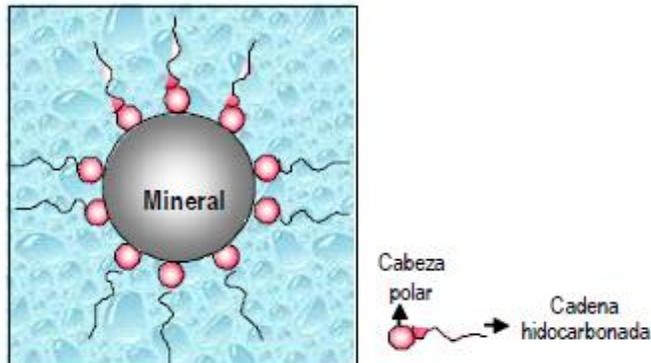
La dosificación de los reactivos modificadores puede variar desde los gramos a varios kilogramos por tonelada de mineral en la alimentación y los más utilizados

son la cal para medio alcalino, para el medio ácido se utiliza el ácido sulfúrico y clorhídrico.

2.4.7.2 Colectores

Un colector es el reactivo encargado de brindar las propiedades hidrofóbicas a los minerales para que puedan flotar; para esto, en su estructura química, posee una cadena de carbonos que brinda las características de no mojabilidad por el agua, pero para que este se adhiera al mineral tiene una parte iónica que puede ser catión o anión (donde los primeros son los más utilizados), esta se adhiere sobre la superficie del mineral; los colectores entonces son compuestos heteropolares, como se observa en la Figura 9. Tienen una parte polar y otra no polar.

Figura 9. Acción de un reactivo colector



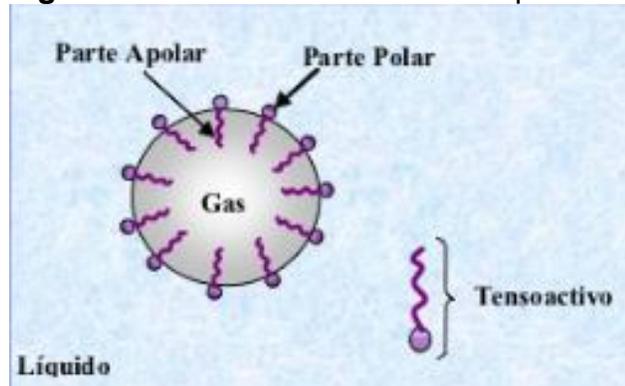
Dependiendo de los minerales que queremos hacer flotar se escogen los reactivos, estos se clasifican dependiendo de su estructura molecular en: Tiocarbonatos (Xantatos), Ditioposfatos (aerofloats), donde los primeros son los más utilizados porque que hacen flotar una gran cantidad de minerales a la vez como cobre, oro, plata, zinc entre otros, y los segundos son más selectivos y flotan unos cuantos minerales determinados.

La dosificación de los colectores generalmente varía en un rango entre 5 y 100 g/T.

2.4.7.3 Espumante

Un espumante como se muestra en la Figura 10, es un reactivo que cumple la función de mantener un tamaño adecuado de la burbuja, dar estabilidad a la espuma y disminuir la tensión superficial de la película de agua-espumante (Tensoactivo). El espumante tiene una estructura heteropolar similar a los colectores, pero se diferencia de este, debido a que se adhiere a la burbuja y tiene cadenas de carbonos más cortas.

Figura 10. Acción de un reactivo espumante



La dosificación de los espumantes varía entre 5 y 250 g/T.

Para determinar la fórmula de reactivos de flotación, debemos conocer características a priori de la composición mineralógica, tipos de sulfuros y cantidad que se requiere de estos, para así escoger de manera correcta los reactivos y los elementos valiosos a flotar.

El orden de adición de los reactivos al proceso de flotación se hace de la siguiente manera, primero modificador de pH, luego modificadores activadores y depresores, colectores (en caso de que se agreguen más) y el espumante.

2.5 ÍNDICES METALÚRGICOS

Los índices metalúrgicos sirven para conocer y evaluar la eficiencia de un proceso de flotación a partir de la realización de algunas medidas.

Los índices de flotación se pueden clasificar en dos grupos de la forma siguiente:

Índices que relacionan la calidad de la concentración: Están relacionados con la calidad de los productos del concentrado y colas de una manera global estos índices son: Recuperación, Razón de enriquecimiento y el índice de selectividad.

Índices que relacionan la capacidad del circuito: Sirven para el escalamiento, es decir para tener idea de las capacidades volumétricas a nivel industrial así como para la selección de equipos, estos son: Razón de concentración, Rendimiento de concentración y la eficiencia de separación.

Antes de conocer la definición de cada índice primero debemos conocer un dato para hacer los cálculos respectivos para cada índice y es el “tenor” el cual se describe a continuación.

2.5.1 Tenor

Uno de los datos más importantes es conocer la o las concentraciones del mineral valioso en la entrada del proceso, conocido como el “tenor” y se define como:

$$\text{tenor} = \frac{\text{masa de mineral valioso}}{\text{masa total}} = \left[\frac{g}{T} \right]$$

El tenor se expresa en gramos por tonelada como por ejemplo 10 g de oro por una tonelada de mineral (10 g/T), o también en porcentaje como 10% de cobre.

En un proceso de flotación hay tres tenores que lo caracterizan, estos son:

$$\begin{aligned} \text{tenor de cabeza} &\rightarrow a \\ \text{tenor de concentrado} &\rightarrow b \\ \text{tenor de colas} &\rightarrow c \end{aligned}$$

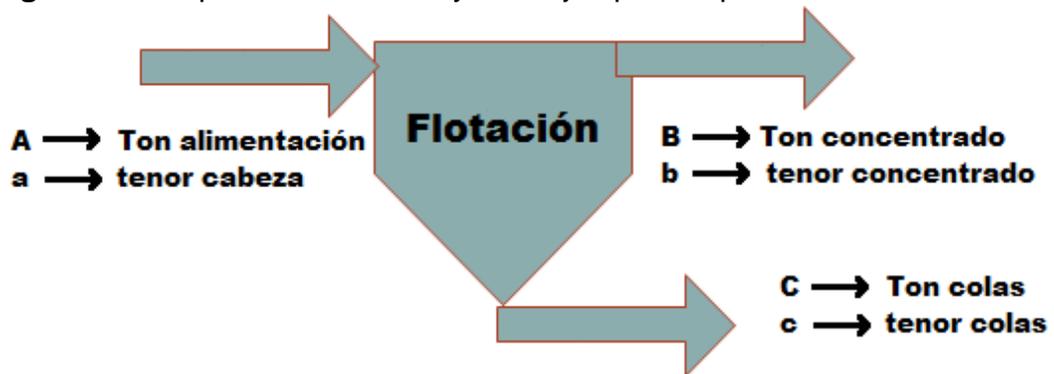
Donde $b > a > c$

Como ejemplo de cantidades que usualmente son observadas en los procesos de flotación. Tenemos una alimentación de 100 toneladas de mineral y que de ese total solo hay 800 gramos de mineral valioso es decir un tenor de cabeza en la alimentación de 8 g/T, entonces una buena flotación daría una salida en el concentrado de 20 toneladas de mineral y que de esos 750 gramos son de mineral

valioso, un tenor de concentrado de 37,5 g/T y en la salida de las colas habrían 80 toneladas y 50 gramos de mineral valioso lo que daría un tenor de colas de 0,63 g/T.

Para un entendimiento de los índices metalúrgicos y sus ecuaciones, a continuación en la Figura 11 se presentan un esquema con los tenores y tonelajes respectivos para cada punto.

Figura 11. Esquema de tenores y tonelajes para el proceso de flotación



2.5.2 Recuperación

Es un porcentaje que indica la cantidad de mineral valioso que se recuperó del total en el concentrado, se define así:

$$\%R = \frac{b B}{a A} \times 100 \quad (8)$$

Dónde: A y B son la cantidad de material en toneladas en la alimentación y concentrado.

La Ecuación 8 es útil cuando trabajamos con cantidades pequeñas de mineral, unos cuantos kg, pero cuando estamos en un proceso de flotación a escala industrial donde se trabajan en toneladas por hora, es imposible medir A y B. La Ecuación 9, es útil ya que depende sólo de la medición de los tenores del proceso (su demostración se presenta en el Anexo 2):

$$\%R = \frac{b(a-c)}{a(b-c)} \times 100 \quad (9)$$

Donde a, b y c son los tenores de cabeza, concentrado y colas de flotación respectivamente.

2.5.3 Razón de enriquecimiento

Se define como la relación entre el tenor del concentrado y el de la cabeza de la alimentación:

$$R_E = \frac{b}{a} \quad (10)$$

Entre más grande sea el tenor de concentrado (b) el índice será más grande y por lo se tendrá una mejor flotación.

2.5.4 Índice de selectividad

Sirve para hacer una comparación entre varios minerales y saber cual flota mejor, se define así:

$$I_s = \frac{a_1c_2}{a_2c_1} \quad (11)$$

Donde a_1c_1 y a_2c_2 son los tenores de alimentación y colas del primer y segundo mineral.

2.5.5 Razón de concentración

La razón de concentración mide que también concentra el proceso, es decir, si la cantidad de mineral en el concentrado B es menor que la cantidad de mineral en la alimentación A del proceso, mediante la siguiente expresión:

$$R_c = \frac{A}{B} \quad (12)$$

Dónde $A > B$

Reemplazando el inverso de la Ecuación 35 del Anexo 2, tenemos que:

$$R_c = \frac{(b - c)}{(a - c)} \quad (13)$$

Se busca que R_c sea grande.

2.5.6 Rendimiento de concentración

Es el inverso del índice de la razón de concentración y mide la concentración en masa con respecto a las toneladas de alimentación:

$$V = \frac{1}{R_c} = \frac{B}{A} = \frac{(a - c)}{(b - c)} \quad (14)$$

2.5.7 Eficiencia de separación

Evalúa la eficiencia del proceso de flotación y compara tanto el índice de porcentaje de recuperación como el índice de rendimiento del proceso de flotación, con características ideales, se relaciona así:

$$E = \frac{R - V}{1 - V_{ideal}} \quad (15)$$

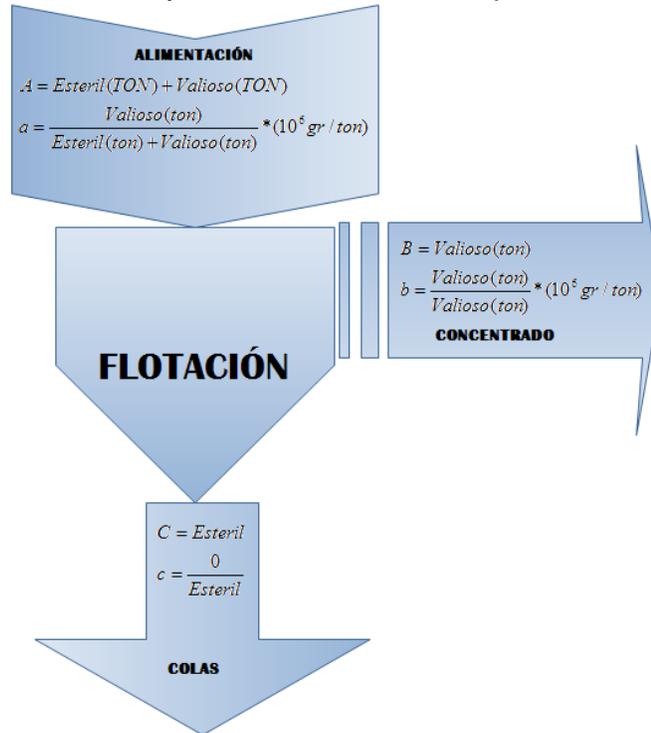
Donde $V_{ideal} = a$, reemplazando R de la Ecuación 9 y V de la Ecuación 14, tenemos que la eficiencia de separación es:

$$E = \frac{(a - c)(b - a)}{a(b - c)(1 - a)} \quad (16)$$

2.5.8 Índices metalúrgicos ideales

Los índices metalúrgicos ideales sirven como pauta de comparación en la evaluación de un proceso de flotación específico, en la Figura 12 se muestra el comportamiento ideal de un proceso de flotación.

Figura 12. Tenores y Masas Ideales de un proceso de Flotación



De acuerdo a la gráfica, en condiciones ideales, en el concentrado solo se obtiene el mineral valioso por tanto el tenor de concentrado b es igual a 10^6 g/ton mientras que en las colas del proceso el tenor es igual a 0 debido a que no debe haber mineral valioso.

En la Tabla 1 se resumen las fórmulas de los índices normales e ideales en tenores y masas de tonelaje

Tabla 1. Índices metalúrgicos

	Índice Metalúrgico	Normales		Ideales
		masas	tenores	
Índices de la calidad de concentración	Recuperación (%R)	$\frac{bB}{aA} \times 100$	$\frac{b(a-c)}{a(b-c)} \times 100$	1 ó 100
	Razón de enriquecimiento (R_E)	$\frac{b}{a}$	$\frac{b}{a}$	$\frac{10^6}{a}$
	Índice de selectividad (I_s)	$\frac{a_1c_2}{a_2c_1}$	$\frac{a_1c_2}{a_2c_1}$	$\rightarrow \infty$
Índices de la capacidad de concentración	Razón de concentración (R_c)	$\frac{A}{B}$	$\frac{(b-c)}{(a-c)}$	$\frac{10^6}{a}$
	Rendimiento de concentración (V)	$\frac{B}{A}$	$\frac{(a-c)}{(b-c)}$	$\frac{a}{10^6}$
	Eficiencia de separación (E)	$\frac{R-V}{1-V_{ideal}}$	$\frac{(a-c)(b-a)}{a(b-c)(1-a/10^6)}$	1

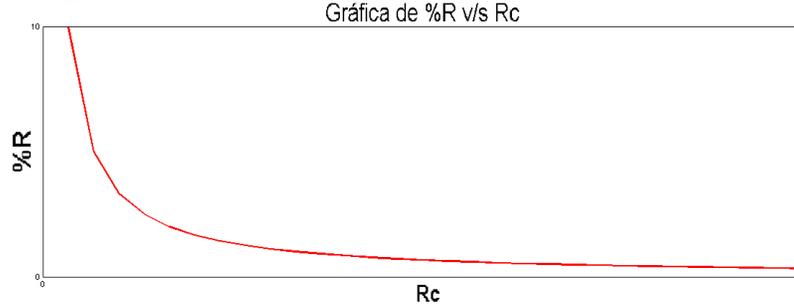
2.6 CIRCUITOS DE FLOTACIÓN

Un proceso óptimo de flotación, será el que concentre todo el mineral valioso en una cantidad de mineral mucho menor al tonelaje en la alimentación, por lo cual si relacionamos los índices de porcentaje de recuperación y la razón de concentración obtenemos:

$$R = \frac{b}{a} \frac{1}{R_c} \quad \text{ó} \quad R_c = \frac{b}{a} \frac{1}{R} \quad (17)$$

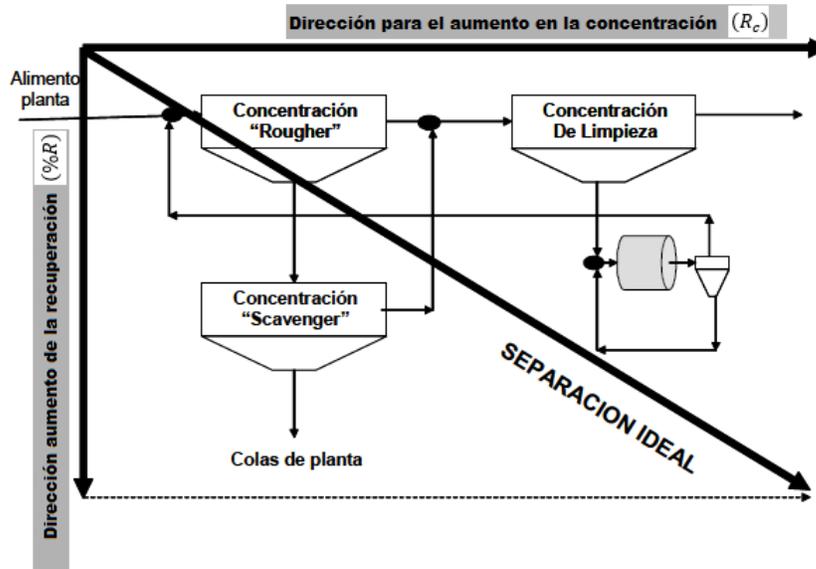
De la ecuación anterior vemos que los índices son inversamente proporcionales, si uno se hace mayor el otro decrece, como se observa en la Figura 13.

Figura 13. Gráfica de %R v/s R_c



Entonces no es posible tener ambos índices altos en una sola etapa del proceso, por eso se debe realizar en una serie de etapas, como se muestran en la Figura 14, donde en conjunto forman un circuito de flotación, en una etapa se favorece la recuperación y en otra la concentración, estas son llamadas: etapa rougher (desbastador), etapa scavenger (recuperador), etapa cleaner (limpieza) y etapa recleaner (relimpieza).

Figura 14. Circuito de Flotación



Como se observa de la Figura 14 en la dirección de las etapas rougher-scavenger se busca la mayor recuperación de mineral valioso, mientras que en la dirección

rougher-cleaner se busca la mayor concentración, la línea que va por el medio indica la mayor eficiencia y comportamiento ideal.

En conclusión, un proceso óptimo de flotación es aquel que tiene una razón de concentración y una recuperación alta de mineral valioso de una manera global.

Cabe mencionar, que un circuito de flotación no solo está constituido por esta serie de etapas, sino que hay otros elementos que componen el circuito completo, lo que hace que sea óptimo; por ejemplo, si hay realimentación en el circuito debe haber otros dispositivos que ayuden a recircular la pulpa, como las bombas, si hay etapas de remolienda entonces existen molinos, también encontramos los acondicionadores, que generalmente se encuentran al inicio de la etapa y ayudan a preparar la pulpa que va hacer flotada mediante la adición de reactivos.

2.7 DISEÑO DE EXPERIMENTOS FACTORIALES

Un diseño de experimentos factoriales es una herramienta matemática de la estadística, que a partir de la recolección de unos pocos datos, debido a la realización de pruebas sobre un fenómeno que deseamos investigar, ya sea un proceso industrial, la elaboración de un producto, un servicio, podemos encontrar las variables que tienen un efecto importante, para así corregirlo y mejorarlo. Tiene la ventaja que no es necesario conocer su modelo físico-matemático y podemos investigar un gran cantidad de variables.

Un experimento se puede ver como un sistema compuesto de varias entradas, llamadas variables independientes y una salida (o varias) llamada variable dependiente. El experimento generalmente tiene una función físico matemática que relaciona las variables, a veces determinar esta relación de manera específica es muy difícil en la práctica debido al gran número de variables que pueden haber o debido a la complejidad del modelo. La alternativa es hacer un análisis estadístico con base en un diseño de experimentos, aquí se observan los diferentes valores que toma la variable de respuesta cuando cambian las variables independientes, en esto se basa el diseño de experimentos factoriales.

Un diseño de experimentos factoriales se diferencia de la experimentación común. En esta última se toma una variable independiente a la vez, esta se cambia en un rango mientras las otras permanecen constantes; luego el procedimiento con todas las variables que se cree puedan afectar al proceso se desarrolla hasta obtener una conclusión de las variables que tienen un impacto importante sobre la respuesta. Lo

anterior no permitía ver si hay una dependencia entre estas variables, si estas interactuaban entre si y tenían un efecto sobre la variable de respuesta. El diseño factorial tiene la ventaja de tomar todas las variables de forma independiente ahora denominadas factores y hacerlos variar en un rango para luego medir el efecto individual, así como también el efecto de interacción entre factores, lo que permite conocer mejor el proceso y optimizarlo.

Un diseño factorial completo tiene los siguientes elementos:

- a) los niveles, que son los posibles valores que puede tener un factor
- b) grados de libertad del experimento, que son el número de efectos que se pueden estimar, así por ejemplo en un experimento factorial que se denota como $2^2 = 4$ la base indica el número de niveles que tiene cada factor en este caso es dos y el exponente indica el número de factores que se van a investigar (variables independientes) que también es dos, el resultado, es el número de corridas o pruebas a realizar, que para el ejemplo son 4 con una sola réplica, es decir que cada prueba sólo se realiza una vez con la combinación de los niveles para los dos factores, los grados de libertad se calculan como $(4 - 1) = 3$, es decir es posible determinar el efecto principal del factor A, B y la interacción AB.

Sin entrar en detalle a toda la explicación matemática debido a que no es el objetivo de estudio, se establece a continuación los elementos para la realización y el análisis de un diseño factorial con 2 niveles (nivel bajo-nivel alto) y con n factores (2^n):

- i. Determinación tanto de la variable (o variables) de respuesta así como el número de los factores y el valor alto y bajo que estos van a tener.
- ii. **aleatoriedad:** Un requisito fundamental para sacar conclusiones reales del experimento es que no haya un efecto de los errores sistemáticos que afecten la respuesta (errores humanos); para esto, se utiliza software como Statgraphics que aleatoriza el orden de las corridas de cada prueba del diseño factorial.
- iii. **Gráficos de verificación de la adecuación del modelo:** Son gráficos indispensables para corroborar que el experimento estuvo bien hecho, y que no hay influencia de los efectos en los errores sistemáticos, para esto se

hace el examen de los residuales (errores). Se deben cumplir con los siguientes supuestos:

-El error debe seguir una distribución normal con media cero y varianza δ^2 , para esto se debe hacer el gráfico de probabilidad normal para el error (supuesto de normalidad)

-No debe haber una tendencia en el residual entre cada corrida del experimento en el tiempo, debido a que significaría la aparición de un error sistemático, para comprobar, se grafica el residual en función del orden de las corridas (supuesto de aleatoriedad)

-Gráfico de los residuos en función de los valores ajustados (modelo), sirve para ver la variación de la variables de respuesta en el nivel alto y bajo para cada factor.

- iv. **Efectos importantes:** Después de ejecutar todas la pruebas del experimento en el orden establecido por la aleatorización, viene el análisis de las datos recolectados de la variables de respuesta, para ello existe el diagrama de Pareto que muestra los efectos de los factores y las interacciones entre ellos, lo que permite ver cuales efectos son los más importantes, También para un análisis más completo se hace la tabla de análisis de varianza (ANOVA), se utiliza un estadístico de prueba como la prueba P, que permite obtener de manera más fiable los efectos que sobresalen.
- v. **Gráfico de efectos principales e interacciones:** Cuando se determinan cuáles son los factores e interacciones más importantes, elaboramos un gráfico donde muestre cual es el valor del nivel que optimiza nuestra respuesta, así como también, si hay interacción, entonces debemos ver la dependencia y buscar la combinación necesaria entre los valores de los niveles de los factores, para tener la respuesta deseada.
- vi. **Modelo matemático del experimento:** Se hace una regresión matemática que explique en un alto porcentaje los datos del experimento, como variables dependientes los factores e interacciones importantes y la variable de respuesta en función de estos, Los factores que no tienen un efecto importante, son considerados como error, para ello se sigue un modelo lineal dado por la siguiente forma:

$$y = error + a(A) + b(B) + \dots + n(N) + ab(AB) + \dots + a(n-1)(a(N-1)) \\ + b(n-2)(N-2) + \dots +$$

vii. Grafica de superficie de respuesta y contorno: los gráficos de superficie de respuesta son gráficos en 3 dimensiones que se usan para analizar la interacción entre un par de factores y ver el camino para la optimización de la variable respuesta; de igual manera, mediante gráficos en dos dimensiones se muestran curvas de nivel con colores que indican la dirección, para hacer futuros experimentos que busquen un valor en la respuesta que queremos

viii. Optimización: Se busca que la variable de respuesta del experimento tenga un valor deseado ya sea máximo o mínimo, para esto, se escoge la mejor combinación entre los niveles de los factores en el experimento.

Nota: para realización del diseño factorial, así como también para la obtención y el análisis de diferentes graficas existe el software Statgraphics que se utilizó en el presente trabajo y que incluye las diferentes funciones.

2.7.1 Diseño factorial fraccionado

Un diseño factorial fraccionado es aquel en el cual no se hacen todas las corridas del experimento sino una fracción de ellas; esto se debe al gran número de factores que se pueden investigar; por ejemplo, tenemos un experimento en el cual hemos identificado 6 factores, un diseño factorial completo tendría $2^6 = 64$ corridas, por lo cual solo se hace una fracción de las corridas como por ejemplo, una fracción de un medio para este experimento sería $2^{6-1} = 32$ corridas una fracción de un cuarto sería $2^{6-2} = 16$ corridas.

En un experimento factorial fraccionado se consideran que los efectos de interacciones de orden 3 o superiores son pequeños (como suele pasar), entonces no hay necesidad de determinar estos efectos y gastar recursos en la realización de pruebas, esto ocasiona que se pierden grados de libertad, en nuestro ejemplo, en la fracción de un cuarto ($2^{6-2} = 16$ corridas) solo tenemos 15 (16-1) grados de libertad, lo cual quiere decir que de los 63 efectos estimados solo podemos estimar 15 es decir están sumados los efectos entre sí (aliados). El objetivo consiste en aliar

los efectos principales y los de interacciones de orden dos con los efectos de interacciones 3 o superiores, donde los últimos son despreciables.

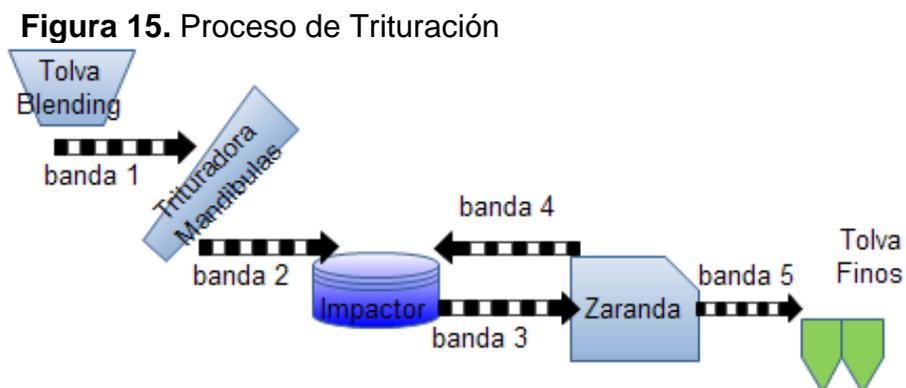
3. PROCESO DE FLOTACIÓN SOCIEDAD MINERA DEL SUR S.A.S

La empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S. tiene una planta semi-industrial para el procesamiento y recuperación de minerales ricos en oro. En su circuito, se realizan los siguientes procesos: trituración, molienda, flotación, lixiviación por cianuro y precipitación. En el Anexo 3 se presenta el diagrama de flujo de la planta de beneficio. A continuación, se hace una descripción breve de cada proceso y al final se expone el proceso de flotación con más detalle.

3.1 PROCESO DE TRITURACIÓN

Para realizar el proceso de trituración de la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S. se requiere de los elementos que se muestran en la Figura 15: Tolva de gruesos (Blending), Banda 1, Trituradora de mandíbulas, Banda 2, Impactor, Banda 3, Zaranda, Banda 4, Banda 5 y Tolva de finos.

El tamaño inicial del mineral que se almacena en la tolva de gruesos se encuentra en un rango de 20 cm a 50 cm y es el resultado de la utilización de explosivos. El producto final de este proceso presenta tamaños de mineral entre 7 mm y 15 mm. En este proceso se observa que hay una realimentación mediante la zaranda que es una malla con una apertura específica, la cual hace las veces de un filtro pasa bajas en el circuito.

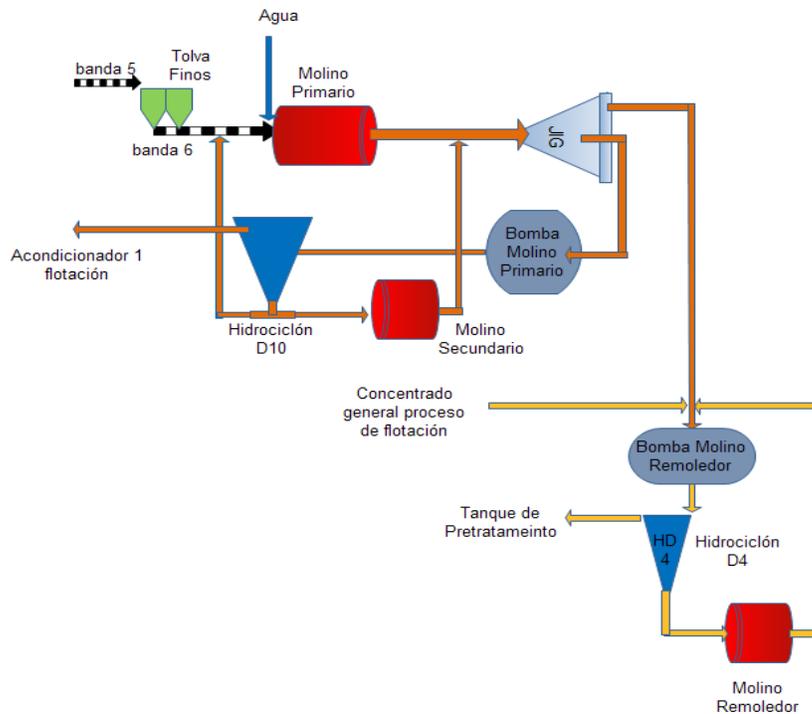


3.2 PROCESO DE MOLIENDA

Para realizar el proceso de molienda se requiere de los elementos que se muestran en la Figura 16: Tolva de finos, Banda 6, Molino primario, concentrador gravimétrico (Jig), Bomba del molino primario, Hidrociclón D10, Hidrociclón D4, Molino Secundario, Molino remecedor, Bomba molino remecedor.

El proceso de molienda se hace en húmedo con un porcentaje de sólidos entre el 60% y 70%. Hay dos etapas, la primera la componen el molino primario y el secundario que entregan tamaños de partícula menores a 75 μm con un pasante entre el 60% y 70% de malla número 200, las cuales son las condiciones del mineral para entrar al proceso de flotación. Para garantizar este resultado, se utiliza realimentación mediante el hidrociclón D10 que hace las veces de filtro. En este se tiene un clasificador gravimétrico que entrega dos productos, el producto más liviano o más fino es enviado a flotación y el producto más grueso y pesado es enviado a la etapa 2. Esta última etapa, la componen el molino remecedor y el hidrociclón D4 donde se entrega un producto final de tamaño de partícula de 45 μm con pasante cerca del 90% que es la condición para alimentar al proceso de lixiviación.

Figura 16. Proceso de Molienda

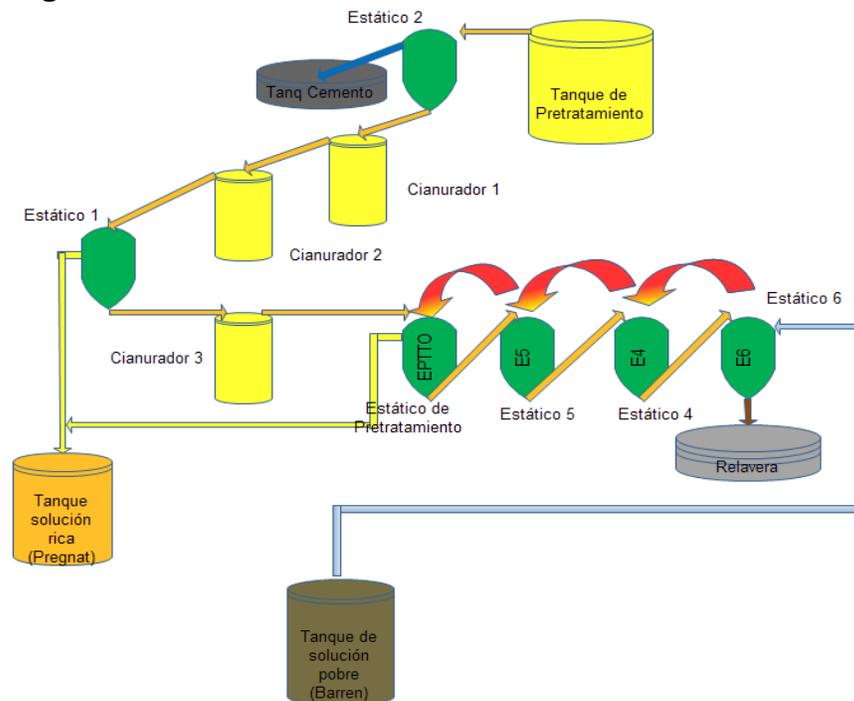


3.3 LIXIVIACIÓN POR CIANURO

El objetivo del proceso de lixiviación por cianuro es disolver el oro que se encuentra tanto en la pulpa del concentrado del proceso de flotación como en el producto grueso y pesado del mineral clasificado por jig. En este sentido, generalmente se trabaja con un porcentaje de sólidos entre 25% y 35% formando una solución de cianuro y oro. Para realizar dicho proceso se cuenta con los siguientes elementos: Tanque de pretratamiento, Estático 2, Cianurador 1, Cianurador 2, Estático 1, Cianurador 3, Estático de pretratamiento, Estático 5, Estático 4, Estático 6, Tanque de cementos, Tanque de solución pobre (Barren), Tanque de solución rica (Pregnat), lo anteriormente mencionado se presenta en la Figura 17.

Cabe mencionar que los estáticos, son elementos que se utilizan para recuperar la solución de cianuro-oro llamada solución rica (pregnant) mediante la decantación de la solución. Los cianuradores son elementos donde se agrega cianuro y se disuelve el oro, proceso que puede tardar cerca de 12 horas. El tanque de pretratamiento al inicio del proceso cumple la función de eliminar agentes consumidores de cianuro y establecer el pH por encima de 11.

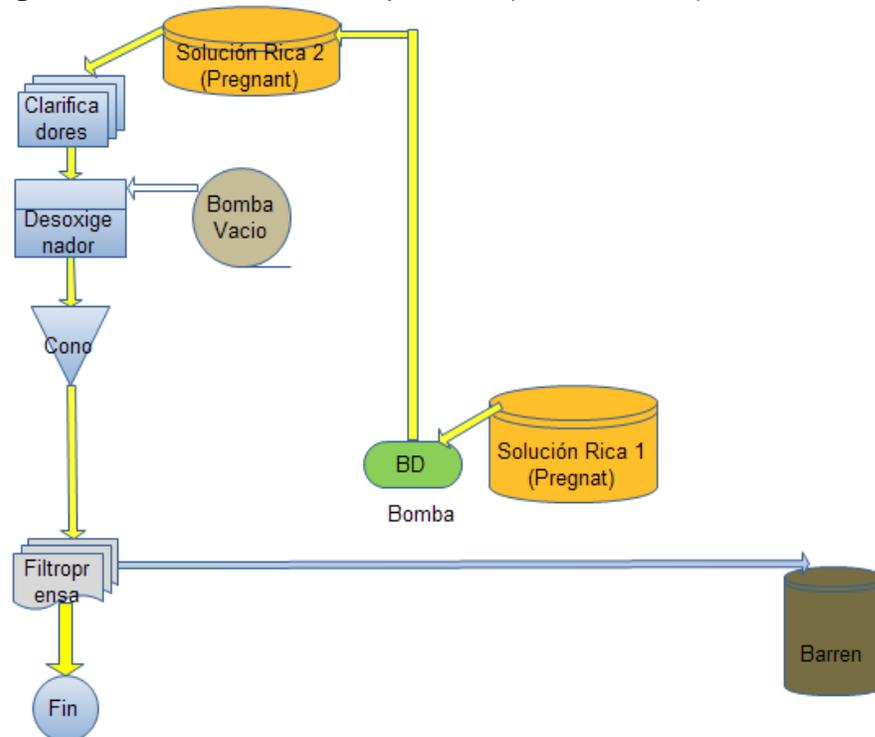
Figura 17. Proceso de lixiviación con cianuro



3.4 PRECIPITACIÓN CON ZINC

El proceso de precipitación (conocido como Merrill Crowe) tiene la función de precipitar el oro que se encuentra en la solución de cianuro. Para lograr este propósito, se utiliza el zinc como agente depresor y otros reactivos como: solución de cianuro fuerte y nitrato de plomo. El proceso se muestra en la Figura 18 y cuenta con los siguientes elementos: Tanque de solución de rica (Pregnat) 1, Tanque de solución rica (Pregnat) 2, Clarificadores, Desoxigenador, Filtroprensas, Tanque de solución pobre (Barren)

Figura 18. Proceso de Precipitación (Merrill Crowe)

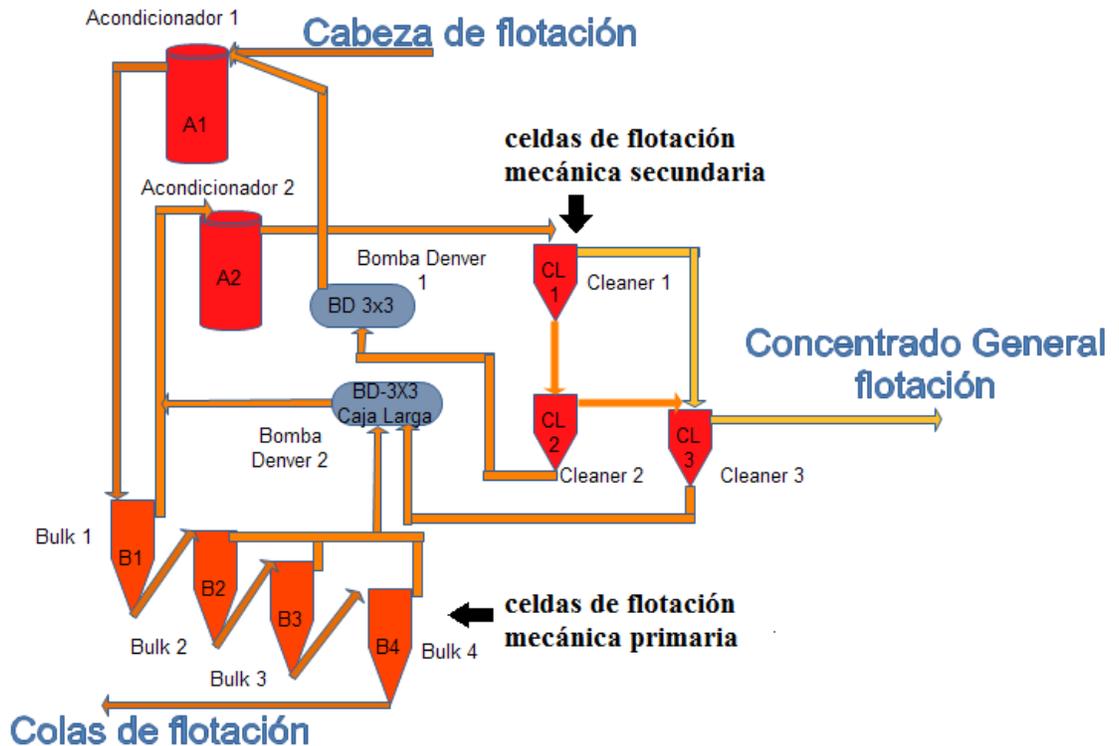


El sólido precipitado con zinc se recoge y almacena en canecas. Posteriormente, este se lleva para el proceso de fundición y obtención del oro.

3.5 PROCESO DE FLOTACIÓN

Dentro de la planta de procesamiento de la empresa Sociedad Minera del sur S.A.S. se utiliza el proceso de flotación que se describe en la Figura 19.

Figura 19. Proceso de Flotación



3.5.1 Componentes del proceso

Acondicionadores:

A1 (Bulk acondicionador): Tanque para el acondicionamiento de la pulpa proveniente del proceso de molienda primaria y el clasificador hidrociclón D10, que prepara el mineral con los reactivos necesarios para la flotación primaria. Se requiere un tiempo para que estos reactivos cumplan las funciones modificadoras, colectoras y de espumantes.

A2 (Cleaner acondicionador): Tanque con los minerales concentrados de la flotación primaria que alimenta la flotación secundaria.

Bulk (Flotación primaria): Celdas de flotación mecánicas, para la concentración de minerales ricos en oro, está compuesto por 4 bulks con iguales características geométricas y mecánicas (Figura 20).

Figura 20. Bulk



Cleaner (Flotación secundaria): Son 3 celdas de flotación mecánicas, para el lavado de los concentrados de la flotación primaria, son de menos capacidad que los bulks (Figura 21).

Figura 21. Cleaner



Bombas Denver: Las bombas Denver sirven para dar el flujo al proceso de flotación, es decir transportan las pulpas de concentrado y colas de flotación y dan realimentación en las distintas etapas del proceso. Hay dos bombas, la primera da una realimentación desde las colas del cleaner 2 hasta el acondicionador 1; es decir hasta la flotación primaria, la segunda es una realimentación de la flotación secundaria.

3.5.2 Descripción general del proceso

Flotación primaria

La alimentación para el circuito de flotación viene de la clasificación hecha por el hidrociclón D10 en su salida “over” (diez pulgadas de diámetro, HD10) llamada “cabeza de flotación”, que es llevada al acondicionador 1 (acondicionador bulk). Luego pasa a flotación primaria; es decir pasa al Bulk 1, donde se obtiene el primer concentrado valioso. El concentrado es llevado al acondicionador 2 (acondicionador cleaner). La cola del bulk 1 alimenta el bulk 2. Los concentrados obtenidos de los bulk 2,3 y 4 son llevados a la bomba 1 que se encarga de transportar los concentrados al acondicionador 2. Las colas del bulk 2 alimentar al bulk 3 y su vez la cola del bulk 3 alimenta al bulk 4. La cola de este último se desecha y se conoce como “cola final o relave”.

Flotación secundaria

El acondicionador 2 (acondicionador cleaner) alimenta al cleaner 1. La cola del cleaner 1 alimenta al cleaner 2. Los concentrados del cleaner 1 y 2 alimentan al cleaner 3. La cola del cleaner 2 es llevada a la bomba 2 que transporta el material al acondicionador 1 (acondicionador bulk). En el cleaner 3 se obtiene el concentrado final o llamado también “concentrado General”, que pasa a una nueva etapa de remolienda para pasar al siguiente proceso de lixiviación. La cola del cleaner 3 es llevada a la bomba 1 y esta de nuevo lo lleva al acondicionador 2, formando una realimentación en el circuito de la flotación secundaria.

3.5.3 Parámetros de operación

Alimentación

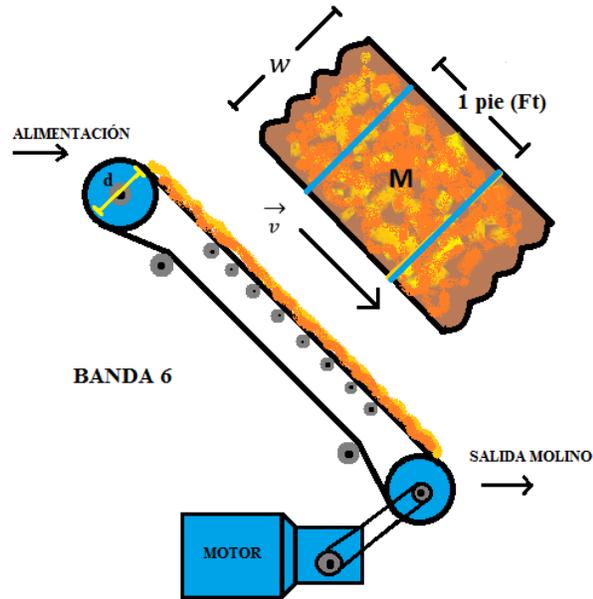
La alimentación del circuito de flotación depende del proceso de molienda, es decir de la cantidad de mineral con que trabaja el molino primario, así como también el trabajo hecho por los clasificadores (hidrociclón HD10 y el concentrador gravimétrico jig).

La capacidad de procesamiento máximo de la planta es de 300 T/día, es decir 12,5 T/hora, en la entrada del molino primario, por tanto, el proceso de flotación debe ser capaz de procesar como máximo un total de 12,5 toneladas por hora (sin tener en cuenta el jig)

El control del flujo de alimentación de toneladas de mineral por unidad de tiempo en la entrada del molino primario se hace de la siguiente manera:

- a) Se toma una cantidad de mineral en la banda 6 como se ve en la Figura 22.
- b) Se pesa la cantidad de mineral M (masa)
- c) Se calcula el pie de banda. $Ft = M / 1pie$
- d) Se mide la frecuencia de rotación de la banda en Hz.
- e) Se calcula el tonelaje de alimentación en un tiempo de 12 horas de operación con la Ecuación 18 (demostración en el Anexo 4) conocido el diámetro d que debe estar en unidades de pies.

Figura 22. Banda 6



$$T_H = (Ft).d.f.\pi.t.\frac{3600}{1000} = [Ton] \quad (18)$$

Nota: la medición del pie de banda y la frecuencia de la banda en Hz se hace cada 2 horas en la planta de beneficio.

Granulometría

Para el proceso de flotación se trabaja con un tamaño de partícula de 75 µm es decir malla -200 (la cantidad de mineral que pasa la malla) con un porcentaje en un rango de 55% - 75%.

Reactivos de flotación

En la Tabla 2 se describe el nombre de los reactivos, su efecto (colector, espumante o modificador), los lugares y la cantidad donde estos se adicionan en la planta de procesamiento.

Tabla 2. Fórmula de reactivos de flotación

Nombre del Reactivo	Tipo	Cantidad (g/T)	Lugar de adición
MX5160	Colector	26	Molino primario, bulk 1
Sulfato de cobre ($CuSO_4$)	Modificador	612	Molino primario
Xantato Amílico de Potasio	Colector	99,6	Molino primario, bulk 2
A65	espumante	80	Bulk 1
A404	Colector	62	Bulk 1

Preparación de reactivos

El sulfato de cobre se prepara al 18% de la forma siguiente:

$$\frac{150 \text{ kg de } CuSO_4}{800 \text{ l de agua}} = 0.1875 \frac{\text{kg}}{\text{l}} CuSO_4$$

El xantato Amílico de Potasio se prepara al 1% de la siguiente manera:

$$\frac{8 \text{ Kg xantato}}{800 \text{ l de agua}} = 0.01 \frac{\text{Kg}}{\text{l}} \text{ xantato}$$

pH

El valor de pH para la flotación de minerales está en un rango entre 7 y 8, es decir un medio neutro tanto para la flotación primaria como para la flotación secundaria o de limpieza. Por lo cual no es necesario hacer un control mediante la adicción de reactivos para la regulación del pH.

Presión de trabajo y velocidad de agitación

En la Tabla 3, se presentan los valores de la presión de trabajo y la velocidad de agitación con los que trabajan las celdas mecánicas de flotación.

Tabla 3. Presiones y velocidad de agitación

	Presión (psi)	Velocidad de agitación (rpm)
Flotación primaria (Bulk)	30	2000
Flotación secundaria (Cleaner)	15	3000

Porcentaje de sólidos

El porcentaje de sólidos que se trabaja en la flotación primaria es de cerca del 35%.

Densidad de pulpa

La densidad de pulpa para la flotación primaria es aproximadamente de 1300 g/l.

3.5.4 Características de la celda de flotación

Tanto para la flotación primaria como para la secundaria se usan celdas mecánicas de flotación de geometría cilíndrica, que tienen las características y capacidades volumétricas que se muestran en la Tabla 4 y 5.

Tabla 4. Celdas flotación primaria

Componentes	FLOTACION PRIMARIA	
	Celdas de flotación	Acondicionador
Número de componentes	4	1
Dimensiones [diámetro(m), altura(m)]	3x3	2x2
Volumen unitario [l]	21210	21210
Capacidad Volumétrica del circuito De Flotación Primaria [l]	84840	21210
Volumen total [l]	106050	

Tabla 5. Celdas flotación Secundaria

Componentes	FLOTACION SECUNDARIA	
	Celadas de flotación	Acondicionador
Número de componentes	3	1
Dimensiones[diámetro(m),altura(m)]	2x2	2x2
Volumen unitario [l]	6280	6280
Capacidad Volumétrica del circuito De Flotación Secundaria [l]	18850	6280
Volumen total [l]	25130	

3.5.5 Control del proceso de flotación

Para hacer evaluación y control del proceso de flotación y verificar si se cumple con el propósito de concentrar la mayor parte de mineral valioso en una cantidad de tonelaje pequeña con respecto al tonelaje de entrada, se llevan a cabo las pruebas que se muestran en la Tabla 6. Estas se hacen tanto en planta como en el laboratorio de la empresa.

Tabla 6. Medidas para el control de proceso de flotación

Lugar de las Pruebas	Tenor (g/T)	Densidad (g/l)	pH	Granulometría
Cabeza de flotación	X	X	X	X
Colas de flotación	X	X	X	
Concentrado general	X	X		

3.5.5.1 Pruebas de ensayo al fuego (Determinación del tenor)

La empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S., cuenta con un laboratorio dotado con el material necesario para la realización de la prueba de ensayo al fuego. El procedimiento está estandarizado para obtener los tenores en la cabeza, colas y concentrado, del proceso de flotación. A continuación se presenta una descripción de este.

- a) **Toma de muestras.** Se asigna un operario para recolectar las muestras de pulpa tanto de la cabeza, cola y concentrado del proceso de flotación. Estas muestras se almacenan en bolsas y se colectan cada dos horas durante un tiempo de 12 horas. Luego, se llevan al laboratorio y se rotulan: Cabeza de flotación, Colas de flotación y Concentrado general. (Figura 23).

Figura 23. Muestras del proceso de flotación



- b) **Secado.** El contenido de cada bolsa se deposita en bandejas metálicas rotuladas adecuadamente de acuerdo a lo descrito. Luego se introducen en un horno, por un tiempo aproximado de 3 horas a una temperatura aproximada de 200°C. (Figura 24).

Figura 24. Secado de muestras



- c) Homogenización.** La homogenización del mineral es un proceso que permite obtener una muestra representativa del total. Después del proceso de secado, se extiende la muestra sobre un plástico cuadrado o lona. Mediante el uso de un rodillo se hace la atrición del mineral (destruir los grumos). Luego, por medio del roleo (acción de mover el mineral) del mineral se hace la homogenización. Finalmente, se toma una cantidad representativa de cada muestra para la realización de las pruebas de laboratorio. (Figura 25)

Figura 25. Homogenización de las muestras



- d) Carga fundente.** Del proceso de homogenización, se toman las siguientes cantidades de masa de cada prueba:

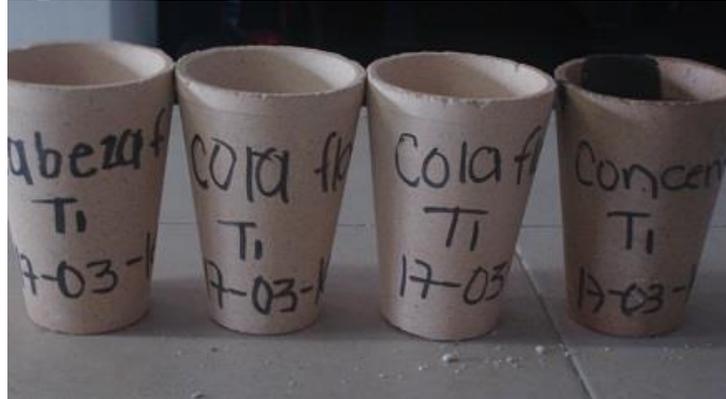
Cabeza de flotación: 25 g.

Colas de flotación: 25 g.

Concentrado General: 15 g.

La cantidad de masa obtenida se introduce en crisoles, los cuales son rotulados previamente para la identificación. A continuación, se adicionan los reactivos que conforman la carga fundente. (Figura 26)

Figura 26. Crisoles



- e) **Fundición.** Las muestra depositadas en los crisoles, se introducen en un horno de gas metano durante un tiempo aproximado de 2 horas con una temperatura variable y no controlada, alrededor de 1100 °C. De este proceso, se obtiene dos productos: el que corresponde al compuesto plomo-oro-plata y el otro llamado “escoria”. Esta última se retira mecánicamente mediante el uso de un martillo. (Figura 27).

Figura 27. Fundición



- f) **Copelación.** El compuesto de plomo-oro-plata se coloca en unos recipientes llamadas copelas, los cuales se precalientan en un horno eléctrico a una

determinada temperatura. Las copelas con el compuesto, se dejan en este horno por un tiempo de 3 horas aproximadamente. El propósito es lograr la evaporación del plomo y que quede un botón del compuesto oro-plata, llamada "dore". (Figura 28)

Figura 28. Muestras para copelación



g) Disolución de la plata. El botón de dore se deposita en un crisol de porcelana, el cual contiene ácido nítrico en una concentración 1:5 en agua. Se calienta el crisol a una temperatura determinada; utilizando una estufa, sin permitir que la mezcla entre en ebullición. Estas condiciones propician la dilución de la plata y la formación del nitrato de plata. Una vez terminado el procedimiento, se agregan gotas de ácido nítrico concentrado para garantizar la separación de la plata del oro. Posteriormente, se decanta la solución y se repite el procedimiento 3 veces. Por último, se obtiene un botón de oro (Figura 29) el cual se pesa en una balanza micro analítica (mg). Con este valor se determina el tenor de oro por medio de la siguiente fórmula:

$$\text{tenor} = \frac{\text{masa de mineral valioso}}{\text{masa total}} = \left[\frac{g}{T} \right]$$

Donde la masa total es la cantidad de mineral utilizado en el proceso de la carga fundente.

Figura 29. Botón de oro de 500 mg



3.5.5.2 Mediciones de densidad de pulpa

Las mediciones de densidad de pulpa se realizan en planta cada 2 horas. Para lograr este objetivo, se utiliza el siguiente procedimiento, el cual se implementa tanto para la cabeza, cola y concentrado del proceso

- a) Se toma un recipiente con una capacidad de un litro y se procede a llenarlo con la pulpa, este es el volumen de pulpa.
- b) Se pesa el recipiente en una balanza Mercy y se lee el valor de la densidad en gramos por litro, como se ve en la Figura 30.

Figura 30. Recipiente de un litro y balanza Mercy



3.5.5.3 Mediciones de pH

Aunque es una variable de alta importancia, no se lleva un control estricto en la medición de este parámetro. La razón es que se trabaja con agua que es previamente tratada y por lo cual se asume no se presentan grandes cambios alrededor del pH neutro.

3.5.5.4 Mediciones granulométricas

Las mediciones granulométricas se hacen buscando control sobre el tamaño de partícula del mineral, el cual, para alimentar al proceso de flotación debe tener un valor adecuado. Es necesario para tal fin, calcular el pasante de malla por medio de la Ecuación 5, expresada en peso seco de mineral. Sin embargo, aplicar esta relación en la planta de beneficio no es factible debido al elevado tiempo que requiere el proceso de secado. Por lo tanto, se debe obtener una expresión que se ajuste a estas condiciones, esta es la Ecuación 19, cuya demostración se presenta en el Anexo 5:

$$\%P_{-\#malla} = \left(\frac{\rho_{pi} - \rho_{pf}}{\rho_{pi} - \rho_{H_2O}} \right) * 100 \quad (19)$$

La ecuación anterior permite calcular el pasante de malla de una manera rápida y realizar control de la granulometría del mineral en tiempo real.

El procedimiento llevado a cabo es el siguiente:

- a. De la alimentación al proceso de flotación, se toma un volumen de pulpa de un litro. Con este dato, se calcula la densidad, (ρ_{pi}) .
- b. La pulpa en húmedo, se pasa por la malla # 200.
- c. La pulpa que no pasa por la malla, se deposita en el recipiente y se afora hasta lograr el volumen de un litro. Posteriormente, se determina su densidad, (ρ_{pf}) .
- d. Se calcula el pasante de malla con la Ecuación 19.

3.5.5.5 Balance de masa

Con la intención de evaluar el proceso de flotación; mediante los índices metalúrgicos razón de concentración y porcentaje de recuperación, en la empresa se realiza el procedimiento de balance de masa cada 12 horas. Para obtener estos parámetros, se utilizan las Ecuaciones 20, 21 y 22 cuya demostración se presenta en el Anexo 6.

$$A = T_H(1 - \%H) \frac{(t_{jig} - t_{in})}{(t_{jig} - a)} \quad (20)$$

$$B = T_H(1 - \%H) \frac{(t_{jig} - t_{in})(a - c)}{(t_{jig} - a)(b - c)} \quad (21)$$

$$C = T_H(1 - \%H) \frac{(t_{jig} - t_{in})(b - a)}{(t_{jig} - a)(b - c)} \quad (22)$$

Con las anteriores se calcula la masa en toneladas (tonelajes) para la cabeza, concentrado y cola respectivamente. Es imprescindible conocer: el tenor en la alimentación del molino (t_{in}), el tenor de concentración del jig (t_{jig}), tenor de cabeza (a), el tenor de concentrado general (b), el tenor de cola general (c), el porcentaje de humedad promedio ($\%H$) y el tonelaje de alimentación en el molino (T_H). Recordar que este último parámetro se calcula por la Ecuación 18.

Después de encontrar los tonelajes de A, B y C se pueden evaluar el proceso con los índices de porcentaje de recuperación y factor de concentración mediante las Ecuaciones 8, 9, 12 y 13.

3.5.6 Etapas del proceso de flotación

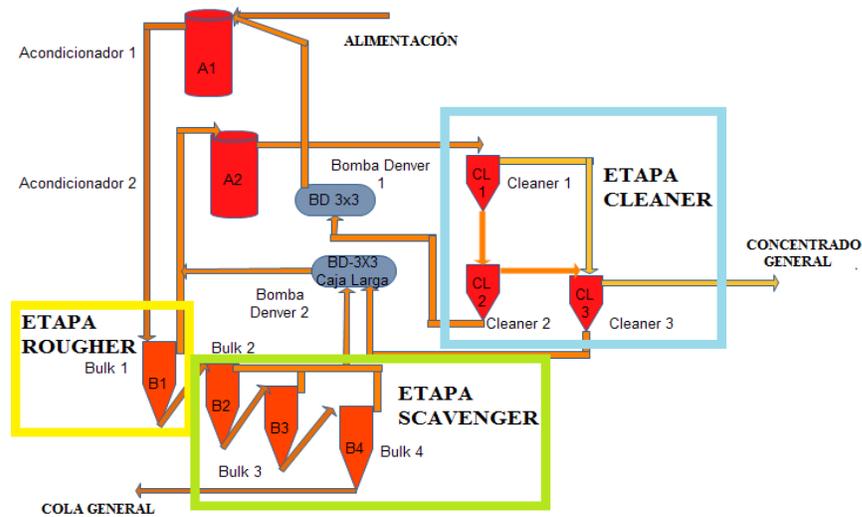
En el proceso de flotación de la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S. se pueden identificar las etapas que se muestran en la Figura 31 y se describen a continuación.

Etapas Rougher. Se refiere al proceso que se realiza en el bulk 1. Aquí se obtiene el concentrado más valioso. Luego, este pasa al circuito de limpieza y la cola pasa a la etapa scavenger.

Etapa Scavenger. En esta se busca obtener la mayor recuperación de minerales valiosos y obtener la cola final del proceso con el mínimo posible de mineral valioso. Está compuesta por los bulk 2, 3 y 4.

Etapa Cleaner. En esta etapa tiene como alimentación de mineral los concentrados de la etapa rougher y scavenger. El propósito es limpiar el concentrado, buscando aumentar el factor de concentración (incrementar el tenor). La componen 3 celdas cleaner

Figura 31. Etapas del circuito de flotación de la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S

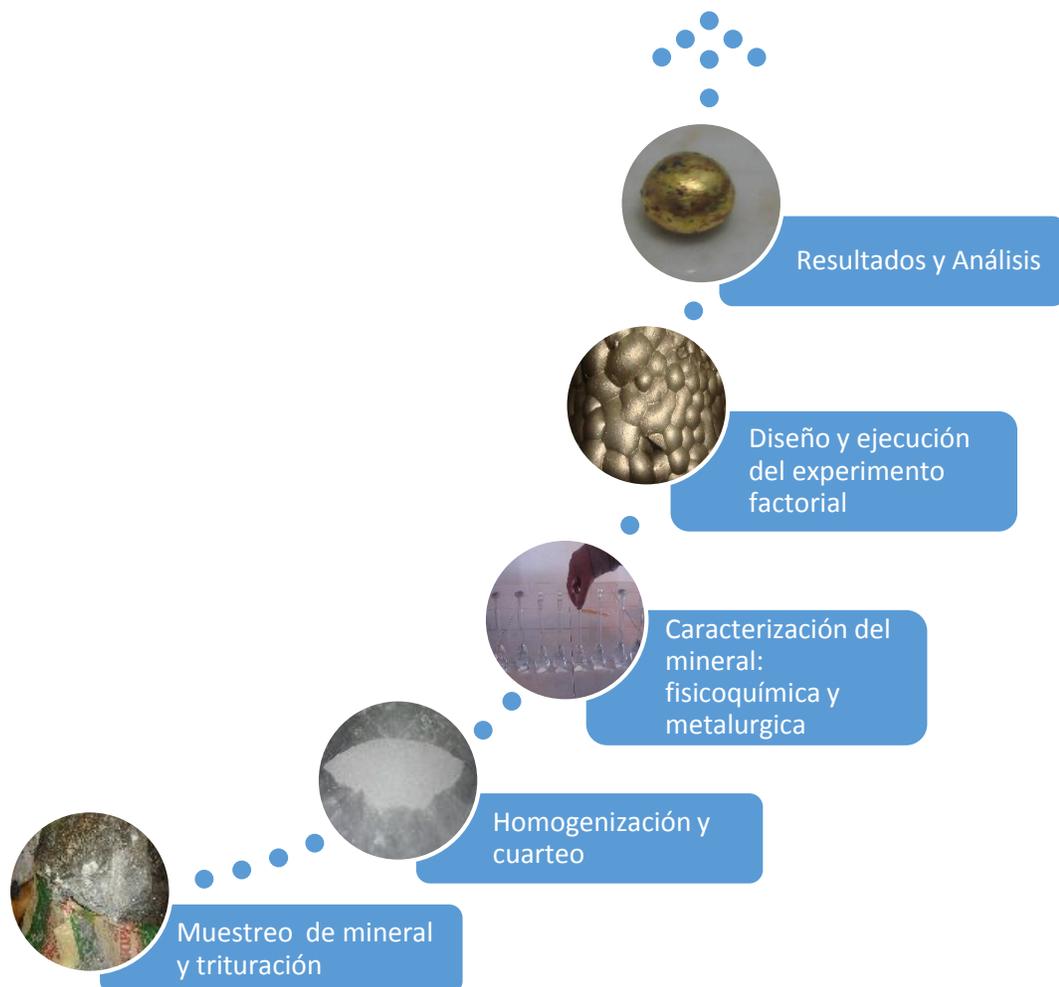


4. METODOLOGÍA

4.1 PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

El procedimiento experimental para la preparación del mineral y la realización de las pruebas de flotación se muestra en la Figura 32.

Figura 32. Metodología para las pruebas de flotación



4.1.1 Muestreo

El muestreo del mineral como se presenta en la Figura 33 para la realización de las pruebas de flotación, fue realizado directamente desde la mina conocida como “San Espejito” con el acompañamiento y asesoría del geólogo de la empresa. El mineral de esta mina es el que actualmente se procesa y se recupera en la planta de beneficio de la empresa. Este fue extraído de la veta sobre la guía principal, presentando un tamaño de roca entre 20 cm y 60 cm. Se recolectó aproximadamente 200 kg. Estos fueron almacenados en costales para el traslado hacia el laboratorio de metalurgia.

Figura 33. Muestreo



En la Figura 33(a), se observa una de las rocas de mineral de la mina “San espejito” con un masa aproximada de 40 kg. Figura 33(b) corresponde al total de las rocas del proceso de muestreo.

4.1.2 Preparación del mineral

Mediante el uso de una maceta (martillo), las muestras de mineral fueron sometidas a una primera reducción de tamaño, quedando en el rango entre 5 cm y 10 cm como se observa en la Figura 34 (a). El objetivo es lograr un tamaño adecuado para la utilización de la trituradora.

Figura 34. Trituración



(a)

(b)

Posteriormente, se utilizó una trituradora de mandíbulas a escala laboratorio, la cual se muestra en la Figura 35 y en la Figura 34(b). Una vez procesado el material, se utilizó una malla #10 (2 mm) para tamizar el producto y recolectar el pasante en bolsas plásticas. El mineral de tamaño superior a la malla #10 fue triturado nuevamente y filtrado por la malla. Después de repetir el procedimiento 3 veces, se logró obtener un 90% del total del mineral muestreado con un tamaño inferior a la malla #10. Este es el requisito para el siguiente proceso de molienda.

Figura 35. Trituradora de mandíbulas



4.1.3 Homogenización

Para preparar las muestras necesarias para el diseño experimental factorial, primero fue necesario hacer una homogenización de todo el material recolectado. La intención es garantizar que el mineral tenga las mismas características metalúrgicas y de granulometría para cada prueba de flotación. Entonces, para homogenizar el mineral se utilizó la técnica de roleo sobre una lona y también un cuarteador Jones como se muestra en la Figura 36.

Figura 36. Homogenización



En la Figura 36(a), se observa el producto del mineral del proceso de trituración sobre la lona. En la Figura 36(b) observamos el cuarteador Jones que se utilizó para la homogenización y preparación de muestras.

4.1.4 Descripción macroscópica de los minerales

Mediante la asesoría del área de geología de la empresa, se realizó la descripción macroscópica del mineral y se identificaron los posibles compuestos mineralógicos.

4.1.5 Caracterización fisicoquímica

Es necesario realizar la caracterización fisicoquímica del mineral, la cual está relacionada con características propias del mineral, por ejemplo: retención de

líquidos (% de humedad) y densidad que son de gran importancia para la preparación de la cantidad de muestra de mineral que se requiere para hacer una prueba de flotación. Esto permite conocer la masa de mineral seco y hacer cálculos de volumen de pulpa, densidad de pulpa y porcentaje de sólidos.

4.1.5.1 Densidad del mineral

Para la determinación de la densidad del mineral se siguió el procedimiento establecido en el laboratorio de la empresa:

- I. Se toma una muestra de 5 g de mineral seco (m_s) previamente homogenizado y secado en un horno.
- II. Un matraz de 50 ml, se afora con agua destilada y se pesa (m_1).
- III. Se vacía el matraz hasta la mitad y se agregan los 5 g de mineral seco. Se afora de nuevo con agua destilada y se pesa (m_2).

$$\rho_s = \frac{m_s}{v_s}$$

Donde v_s , se calcula por el volumen desplazado y se puede ver que es igual a:

$$v_s = \frac{m_1 - m_2 - m_s}{\rho_{H_2O}}$$

Sea $m_s = 5 \text{ g}$ y $\rho_{H_2O} = 1 \text{ g/cm}^3$, entonces:

$$\rho_s = \frac{5}{m_1 - m_2 - 5} \quad (23)$$

4.1.5.2 Retención de líquidos

Para saber la cantidad de líquidos que tiene un mineral, se calcula el porcentaje de humedad de la muestra. El procedimiento utilizado es:

- I. Se toma y pesa una muestra entre 150 g y 250 g previamente homogenizada (m_i).
- II. Se seca la muestra en un horno a una temperatura aproximada de 800 °C, por un tiempo de 90 minutos.
- III. Después del proceso de secado, se pesa la muestra (m_f).
- IV. Finalmente, se determina el porcentaje de humedad por medio de la Ecuación 24.

$$\%H = \frac{m_i - m_f}{m_i} \times 100 \quad (24)$$

4.1.6 Caracterización metalúrgica

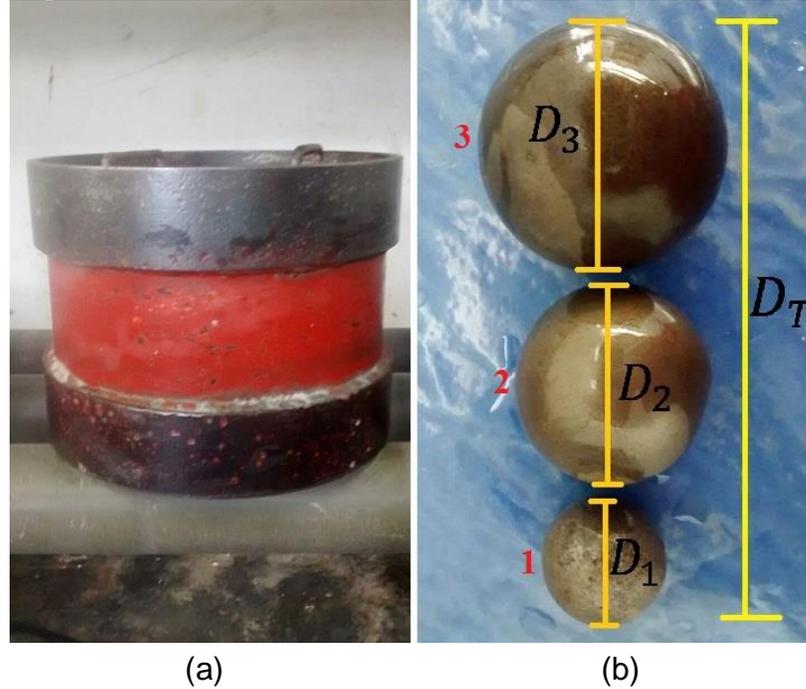
La caracterización metalúrgica se hace con el fin de conocer las propiedades: tamaño de partícula y cantidad de minerales valiosos.

4.1.6.1 Curva de moliendabilidad

La curva de moliendabilidad está relacionada con dos variables del proceso de flotación: la granulometría del mineral y el pasante de malla.

Para realizar las pruebas de moliendabilidad, la empresa tiene un molino de bolas en el laboratorio de metalurgia. Las características del mismo se pueden observar en la Figura 37 y la Tabla 7

Figura 37. Molino de bolas



En la Figura 37(a) se observa el molino en una foto de perfil y la Figura 37(b) las bolas del molino, donde se han resaltado el tipo de bolas 1,2 y 3 con sus diámetros , así como el diámetro equivalente total.

Tabla 7. Características del molino de bolas

Molino de bolas			
	Diámetro [cm]	Altura [cm]	Volumen [l]
Dimensiones	30	19,5	13,78

Tipos de bolas	1	2	3
Diámetro [cm]	2,54	3,81	5,08
Volumen [cm ³]	8,58	28,96	68,64
Masa [g]	80	300	500

A. Cálculo de la carga de bolas (cuerpos moledores)

Se debe determinar el número de bolas de cada tipo que deben ir dentro del molino para hacer la molienda del mineral. Para esto se utiliza la Ecuación 25 cuya demostración se presenta en el Anexo 7.

$$N_i = \frac{3D^2 h \alpha \varphi}{2D_T d_i^2} \quad (25)$$

Donde D (diámetro) y h (altura) corresponden al cuerpo del molino, α corresponde al porcentaje del volumen ocupado por las bolas del volumen total del molino. φ es el factor de empaquetamiento de las bolas. D_T es el diámetro total equivalente. d_i es el diámetro i de la bola 1, 2 ó 3 y N_i es el número de bolas que le corresponde a cada tipo de bola.

Reemplazando los valores de la Tabla 7 en la Ecuación 25, tomando un porcentaje de llenado $\alpha = 0.35$ y el factor de empaquetamiento $\varphi = 0,6$, se obtiene que el número de bolas para la carga del molino es: para el tipo de bola 1 es de 74 bolas, para el tipo 2 es de 33 bolas y para el tipo 3 es de 19 bolas.

B. Velocidad crítica del molino

Reemplazando D con el valor de la Tabla 7 en la Ecuación 4 tenemos:

$$f_c = 1,29 \text{ Hz } \text{ ó } 77,23 \text{ rev/min}$$

Tomando un 75% de la velocidad crítica.

$$f_t = (0,75) \times (1,29) = 0,97 \text{ Hz } \text{ ó } 57,92 \text{ rev/min}$$

C. Carga de la masa de mineral

De acuerdo al proceso de molienda realizado en la planta de beneficio de la empresa, se encuentra que el porcentaje de sólidos es 65% y se toma como parámetro para replicar en el laboratorio necesario para la realización de pruebas.

Se tiene que:

$$\%S = \frac{m_s}{m_s + m_{agua}} \times 100$$

Al reemplazar el porcentaje de sólidos y tomando una muestra de mineral de 2000 g en seco, se encuentra que la masa de agua es de 1076,92 g es decir aproximadamente 1 l de agua ($\rho_{H_2O} = 1g/cm^3$).

Con base en los cálculos de la carga de los elementos moledores, velocidad crítica y carga de mineral, se procede a realizar las pruebas de moliendabilidad siguiendo el siguiente procedimiento:

Procedimiento para la obtención de la curva de moliendabilidad

- I. Se muelen 6 muestras de 2000 g de mineral seco durante periodos de tiempo de 5, 10, 15, 20, 40 y 60 minutos respectivamente.
- II. Se secan las muestras después del proceso de molienda y homogenización.
- III. Se toman 100 g de cada muestra, los cuales se hacen pasar por mallas serie Tayler: 16, 20, 40, 50, 60, 100, 140, 200, 325 y 400. Se determina el pasante para cada malla.
- IV. Se realiza la gráfica de tiempo en función del porcentaje de pasante para cada malla.

Nota: también se debe hacer un análisis granulométrico en un tiempo $t=0$, para establecer las condiciones iniciales del proceso de molienda y así hacer una evaluación.

4.1.6.2 Cuantificación de tenores de oro de la cabeza de flotación

Con el objetivo de disminuir gastos en la realización de las pruebas de flotación debido a que pueden ser muchas, es indispensable la optimización de los recursos utilizados para este trabajo. En este sentido, no es necesario que para cada prueba se deba realizar el ensayo al fuego para determinar el tenor de la cabeza de

flotación. Entonces, después de una buena homogenización se determina el tenor de oro general.

Se toman 5 muestras homogenizadas y se realizan pruebas de ensayo al fuego para determinar el tenor promedio de la cabeza de flotación.

4.1.7 Preparación de reactivos

La mayoría de reactivos utilizados en el proceso de flotación como los colectores y espumantes, se suministran en estado puro y no es necesario su preparación en una concentración determinada ya que las empresas distribuidoras lo comercializan con base a la masa del reactivo. La adición en la planta de beneficio se hace en gramos de reactivo por tonelada de mineral por minuto. En el laboratorio, las cantidades de reactivos a utilizar son mucho menores que en planta y por lo tanto se utilizan jeringas para su adición. Para tal fin, se debe determinar la masa de una gota de reactivo.

4.1.7.1 Caracterización de la masa de cada gota de reactivo

Para la adición de los reactivos: MX7020 (colector promotor), A404 (colector débil) y A65 (espumante), se utilizan jeringas de 5 ml para cada uno. El procedimiento realizado es el siguiente:

- I. Se toma una jeringa de 5 ml y se llena del reactivo determinado.
- II. Se pesan 10 gotas de reactivo y se calcula la masa de una gota. (μ_r).
- III. Se repite el procedimiento anterior diez veces y se determina la masa promedio de una gota de reactivo. ($\overline{\mu_r}$).

4.1.7.2 Preparación del sulfato de cobre

El sulfato de cobre viene en estado sólido y se debe preparar en una solución al 15%, la cual es la concentración utilizada en la planta de beneficio. Se sigue el siguiente procedimiento:

- I. Se pesan 150 g de sulfato de cobre.
- II. En un balón de 1000 ml, se adiciona el sulfato y se afora con agua destilada hasta el nivel.

4.1.7.3 Adición de reactivos

Después de la preparación de reactivos viene la adición de estos. Para esto, se debe conocer la dosificación de gramos de reactivo por tonelada de mineral (D_R) a estudiar y la masa de mineral seco (m_s) a utilizar para cada prueba de flotación. Con base en lo anterior, se obtiene que la masa de reactivo es:

$$\text{Dosificación de reactivo} = D_R = \frac{\text{gr de reactivo}}{\text{toneladas de mineral}} = \frac{m_R}{m_s}$$

$$m_R = D_R \cdot m_s$$

Con base en el proceso de calibración de las jeringas, donde se obtiene la masa de una gota de reactivo, ahora se requiere calcular el número de gotas a adicionar para lograr una dosificación de reactivo específica. Esto es:

$$N_R = \frac{m_R}{\mu_r} = \frac{D_R \cdot m_s}{\mu_r} \quad (26)$$

Donde N_R es el número de gotas de reactivo y μ_r es la masa de una gota de reactivo

Para la adición del sulfato de cobre

$$\text{ml (sulfato de cobre)} = \frac{100}{C_{sul}} \cdot (m_s) \quad (27)$$

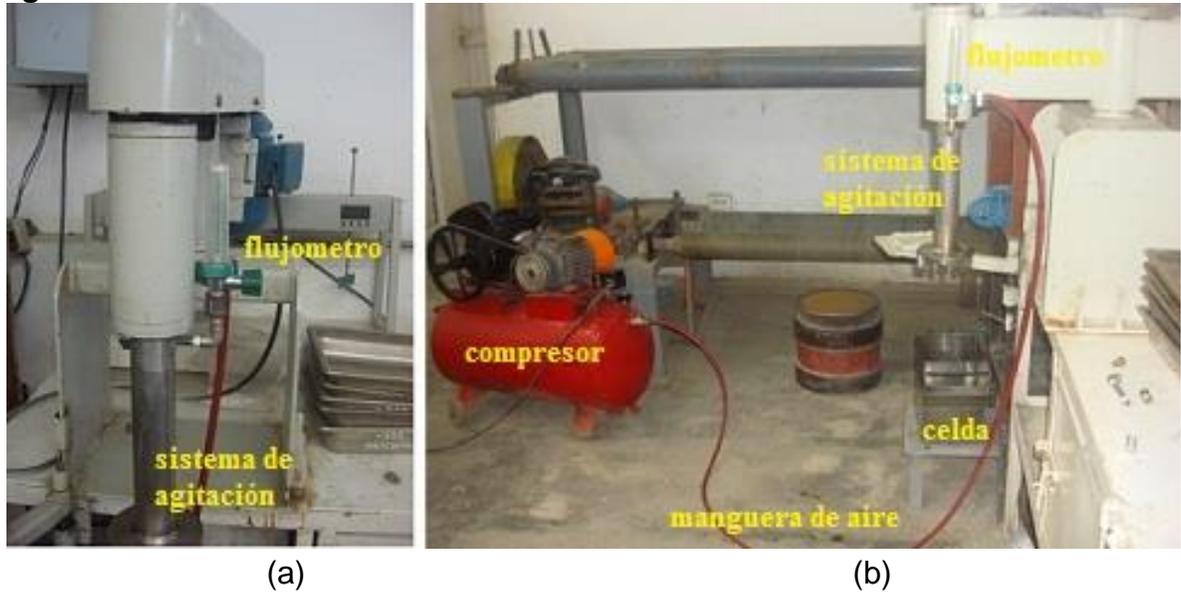
Donde C_{sul} es la concentración del sulfato de cobre, en este caso 15%.

Recordar que la masa seca (m_s) de mineral es de 2000 g para todas las pruebas de flotación.

4.1.8 Procedimiento experimental de las pruebas de flotación

La empresa cuenta en su laboratorio de metalurgia con una celda mecánica de flotación a escala tipo Denver con las características que se muestran en la Figura 38 y la Tabla 8

Figura 38. Celda de flotación Denver



En la Figura 38(a) se observa en una foto de perfil del sistema de agitación de la celda Denver. La Figura 38(b) muestra el equipo completo de flotación: el compresor, la manguera de aire, el flujometro y la celda de flotación.

Tabla 8. Características de la celda de flotación

Celda de flotación Denver			
Numero de celdas	1	2	3
Capacidad de celdas(l)	1,5	4	6
Entrada de aire	Autoaspirante		
Potencia del motor (hp)	1		

De acuerdo al proceso de flotación realizado en la planta, se adopta un porcentaje de sólidos de 35% como parámetro para las pruebas de flotación primaria.

Nota: El sistema de aireación de la celda es autoaspirante, es decir toma el aire del medio que lo rodea; pero en este caso se adaptó un compresor y un flujómetro como se observa en la Figura 38 para tener control de la cantidad de aire en l/min.

El procedimiento utilizado para las pruebas de flotación en el laboratorio, es el siguiente:

1) Molienda del mineral

Se procesa por molienda una muestra de 2000 g de mineral seco con un porcentaje de sólidos aproximado de 65%. El tiempo de molienda se determina por la curva de moliendabilidad con el propósito de obtener un pasante entre 60% y 70 % de malla #200. Estos son parámetros de operación de la planta industrial en esta etapa, se adicionan algunos reactivos modificadores, específicamente el regulador de pH y el activador (sulfato de cobre).

2) Acondicionamiento

Se prepara la pulpa con un porcentaje de sólidos aproximado de 35%. Se activa la celda de flotación con flujo de aire cerrado. Se mide el pH inicial (pH_i). Por cada periodo de un minuto transcurrido, se adicionan los reactivos en el siguiente orden: reguladores de pH, activador, colector y espumante. Por último, se mide de nuevo el pH (pH_f) y si es necesario se adiciona regulador de pH. El tiempo de acondicionamiento es 5 minutos.

3) Flotación

Después de terminar el tiempo de acondicionamiento se da paso al flujo de aire para la generación de las burbujas. Haciendo un paleteo (acción de retirar la espuma del concentrado de la celda de flotación a la bandeja, mediante un paleta de madera o plástico) constante, se recoge el concentrado en una bandeja que ha sido rotulada previamente. El tiempo de flotación es de 10 minutos. Después de transcurrido el tiempo de flotación se cierra la llave que da paso al flujo de aire en la celda y se recoge el mineral que no flotó (colas), el cual se queda en la celda. Este material se lleva a una bandeja para el secado.

4) Secado

Utilizando un horno, se secan las muestras durante un tiempo aproximado de 4 horas. Posteriormente, se determina la masa del concentrado y cola de flotación. Por último, se realiza la determinación del tenor mediante la técnica de ensayo al fuego.

El objetivo de este trabajo y de las pruebas propuestas es mejorar el proceso de flotación. Esto es, se busca recuperar la mayor cantidad de oro y además que esté concentrado en una pequeña masa comparada con la masa de alimentación. Por estas razones, se decide que para la evaluación de los resultados de cada prueba de flotación se utilizará dos índices metalúrgicos: el porcentaje de recuperación ($\%R$) y la razón de concentración (R_c), la intención es maximizar ambos índices al mismo tiempo.

4.1.9 Pruebas de exploración de las variables de flotación (Tamizaje)

A partir del diagnóstico del proceso de flotación que se realiza en la planta de beneficio; en la Tabla 2, se observa que la fórmula de reactivos de flotación está conformada por 5 sustancias: MX5160 (26 g/T), Sulfato de Cobre (612 g/T), Xantato (99,6 g/T), A65 (80 g/T) y A404 (62 g/T). Con esta combinación, se obtienen porcentajes de recuperación cercanos a 80% pero no constantes. Buscando disminuir gastos y mejorar el proceso de flotación, se decide cambiar la fórmula de reactivos; esto es, reemplazar el colector Xantato y el MX5160 por un nuevo reactivo que presenta propiedades colectoras y espumantes, el cual es llamado el MX7020. Al estudiar los parámetros ya mencionados y el efecto de este cambio, entre otras cosas, se espera disminuir la cantidad de espumante utilizado.

En la Tabla 9 se presentan los valores para los niveles alto y bajo de cada factor considerado en la nueva fórmula de reactivos, los cuales se establecen para el experimento factorial. Se debe resaltar que estos valores se escogieron con base en los resultados de las pruebas de flotación realizadas previamente. En estos, se obtuvo que para el nivel alto de los factores MX7020, A65, A404 y Sulfato de cobre se lograban porcentaje de recuperaciones superiores al 90% y razón de concentración mayor a 3,5. Por lo tanto, buscando un mejor beneficio económico se tomó un nivel bajo para los factores mencionados anteriormente buscando observar el comportamiento de los índices razón de concentración y porcentaje de

recuperación que estos sigan manteniéndose altos a la vez pero con menos cantidad de reactivo en gramos de este por tonelada de mineral.

Tabla 9. Dosificación de reactivos en valores nominales

Reactivo	Nivel(-)	Nivel(+)
MX7020 (g/T)	75	100
A65 (g/T)	17	30
Sulfato de cobre (g/T)	1000	1500
A404 (g/T)	11	11

Nota: Los niveles del reactivo A404 son iguales debido a que no es una variable a considerar en el diseño factorial.

Para la elección de los niveles alto y bajo de los factores: pH, velocidad de agitación y flujo volumétrico de aire, se realizaron pruebas exploratorias (Tamiz). Los resultados, establecen los valores de cada factor que permiten obtener los índices metalúrgicos mayores manteniendo las demás variables constantes.

- **Estudio de pH.** Se eligen 3 valores para el pH: 7 (neutro), 3 - 4 (ácido) y 10 (alcalino), Fórmula de reactivos Tabla 9 niveles altos, velocidad de agitación en 45 Hz y flujo de aire 9 l/min.
- **Estudio velocidad de agitación.** Se establecen dos valores de velocidad 40 Hz y 55 Hz. Fórmula de reactivos Tabla 9 niveles altos, flujo de aire en 9 l/min y pH neutro
- **Estudio del flujo volumétrico de aire.** Se utilizan dos valores 9 l/min y 14 l/min. Fórmula de reactivos Tabla 9 niveles altos, velocidad de agitación 45 Hz y pH neutro

4.1.10 Diseño factorial experimental fraccionado

Debido al número de variables que se deben considerar, un total de 6, para el estudio del proceso de flotación de minerales ricos en oro de la empresa Sociedad Minera del Sur S. A. S., no es factible hacer un diseño factorial completo. Es decir, se necesitaría un diseño de 2^6 con 64 pruebas y una sola réplica, lo que implicaría

una elevada cantidad de recursos. Por esta razón, se decide realizar un diseño factorial fraccionado 2_{IV}^{6-2} ; esto es, un total de 16 pruebas para una fracción de un cuarto del diseño original y de resolución cuatro. Este diseño permite tener 15 grados de libertad para determinar los 6 efectos individuales de los factores, así como también algunas de las interacciones de orden 2 entre factores. Además, se añaden 5 pruebas (puntos centrales) para determinar el grado del error (ver ejecuciones 7, 9, 13, 18 y 20 de la Tabla 10).

Para la aleatorización de las corridas en la realización de las pruebas del experimento, se utilizó el software *Statgraphics* 16.0 (versión de prueba). En la Tabla 10 se presenta el orden establecido.

Tabla 10. Corridas del experimento factorial fraccionado

Ejecución	A65	Sulfato de cobre	MX_7020	pH	Velocidad de agitación	Flujo de aire
	(g/T)	(g/T)	(g/T)		(Hz)	(l/min)
MET 1A	30	1500	75	-	-	+
MET 2B	17	1000	100	+	+	-
MET 3C	17	1500	100	-	-	-
MET 4D	17	1000	75	+	-	+
MET 5E	30	1500	100	+	+	+
MET 6F	30	1500	100	-	+	-
MET 7G	23,5	1250	87,5	≡	≡	≡
MET 8H	30	1000	75	-	+	-
MET 9I	23,5	1250	87,5	≡	≡	≡
MET 10J	30	1000	100	+	-	-
MET 11K	17	1000	100	-	+	+
MET 12L	17	1000	75	-	-	-
MET 13M	23,5	1250	87,5	≡	≡	≡
MET 14N	17	1500	75	-	+	+
MET 15O	17	1500	100	+	-	+
MET 16P	30	1500	75	+	-	-
MET 17Q	30	1000	75	+	+	+
MET 18R	23,5	1250	87,5	≡	≡	≡
MET 19S	17	1500	75	+	+	-
MET 20T	23,5	1250	87,5	≡	≡	≡
MET 21U	30	1000	100	-	-	+

- I. Los signos + y -, corresponden a los niveles alto y bajo respectivamente. El valor de cada nivel para cada factor se obtiene de los resultados de las pruebas de exploración para los factores: pH, flujo volumétrico de aire y velocidad de agitación. (tamizaje).
- II. Un punto central toma el valor medio entre el nivel alto y bajo para cada factor.

En la Tabla 11 se muestra la estructura de Alias, es decir cuáles son los efectos que se determinarán con el diseño factorial fraccionado que se escogió. Allí, se observa que se pueden determinar los efectos individuales de los factores, así como también la interacción de orden 2 entre factores. Esto último, siempre y cuando la suma de una interacción sea pequeña o despreciable.

Tabla 11. Estructura de alias

Numero de efectos	Efectos Estimados
1	A
2	B
3	C
4	D
5	E
6	F
7	AB+CE
8	AC+BE
9	AD+EF
10	AE+BC+DF
11	AF+DE
12	BD+CF
13	BF+CD

5. RESULTADOS Y ANÁLISIS

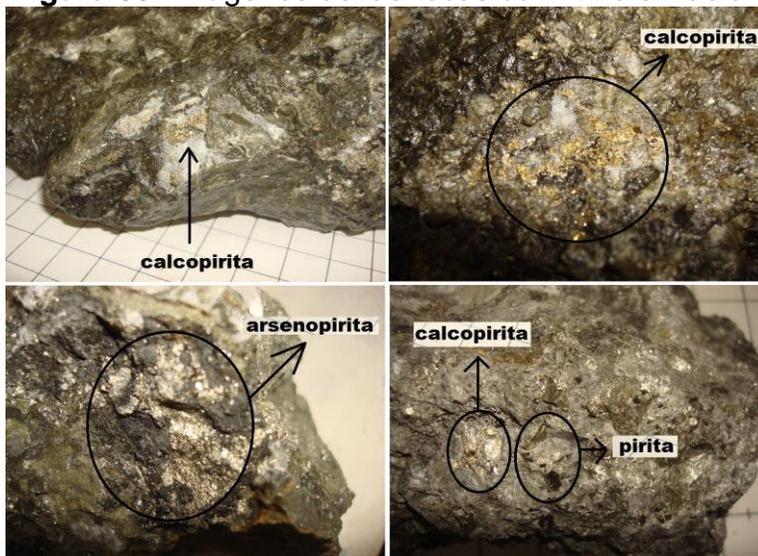
5.1 DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA DE LOS MINERALES

Con base en la asesoría de los profesionales del área de geología de la empresa; por medio de inspección visual, se identificaron los siguientes minerales (ver Figura 39):

- Pirita (hierro y azufre)
- Calcopirita (cobre, hierro y azufre)
- Arsenopirita (arsénico, hierro y azufre)
- Pirrotina (hierro y azufre)
- Oro electro (oro, plata)

Los anteriores minerales, generalmente se asocian con la presencia de elementos valiosos como oro y plata. También se observó la presencia de calcita y otros compuestos. Se debe resaltar que estos minerales tienen origen hidrotermal; es decir, que la mineralización se dio por la ascensión de agua caliente proveniente del interior de la tierra.

Figura 39. Imágenes de las rocas con mineralización



De acuerdo a estas observaciones, se puede intuir que el oro que se puede extraer, no se encuentra de forma libre sino que está asociado a los minerales ya mencionados. Estos minerales se consideran de tipo refractario, por lo cual es difícil recuperar el oro mediante el proceso de lixiviación por cianuro. Es decir, esto se debe a la presencia de agentes consumidores de cianuro en el mineral o que el oro se encuentra dentro de la matriz de los sulfuros. En este sentido, para la recuperación del oro, es necesario que el mineral se someta a un pretratamiento.

5.2 CARACTERIZACIÓN FÍSICOQUÍMICA

Para la determinación de la densidad de mineral y porcentaje de humedad, se siguió el procedimiento descrito en la metodología.

5.2.1 Porcentaje de humedad

Los resultados de la determinación del porcentaje de humedad se pueden ver en la Tabla 12. Al final de la misma, se presenta el valor promedio y la desviación estándar.

Tabla 12. Porcentaje de humedad

Muestra	$m_i(g)$	$m_f(g)$	%H
H1	175,786	173,648	1,56
H2	176,919	173,613	1,87
H3	174,933	170,343	2,62
H4	172,212	169,205	1,75
H5	169,216	166,186	1,79
H6	204,131	200,659	1,70
H7	188,341	185,713	1,40
H8	144,300	142,140	1,50
H9	182,463	178,200	2,34
H10	153,611	151,063	1,66
% Humedad Promedio	1,82±0,72		

5.2.2 Densidad del mineral

Los resultados de la valoración de la densidad del mineral se pueden ver en la Tabla 13. Igualmente, al final de la misma, se presenta el valor promedio y la desviación estándar.

Tabla 13. Densidad del mineral

Muestra	$m_1(g)$	$m_2(g)$	$m_s(g)$	$\rho_s(g/ml)$
H1	90,483	94,419	5,058	3,12
H2	89,339	92,694	5,034	3,00
H3	88,996	92,331	5,025	2,97
H4	89,312	92,480	5,050	3,32
H5	87,503	90,829	5,038	2,94
H6	90,911	94,261	5,045	2,98
H7	89,269	92,602	5,006	3,10
H8	89,161	92,533	5,026	3,04
H9	88,219	91,728	5,006	3,34
H10	87,141	90,468	5,002	2,99
Densidad promedio (g/ml) $3,08 \pm 0,27$				

Figura 40. Imágenes de la determinación densidad



En la Figura 40(a), se observan los matraces de 50 ml aforados con agua. En la Figura 40(b) se observan los mismos matraces pero con los 5 g de mineral para la determinación de la densidad.

5.3 CARACTERIZACIÓN METALÚRGICA

Con los resultados de la caracterización fisicoquímica se procede a preparar muestras para determinar la curva de moliendabilidad, la distribución granulométrica del oro así como también el tenor promedio de la cabeza de flotación.

De acuerdo a los datos establecidos: carga del mineral al molino 2000 g y porcentaje de humedad promedio de 0,0182, se determina que la masa de mineral con humedad (m_H) para cada prueba es de aproximadamente 2038 g ver Anexo 8. En este sentido, si se utiliza un volumen de agua de 1l se debe utilizar un porcentaje de sólidos de 65,86%.

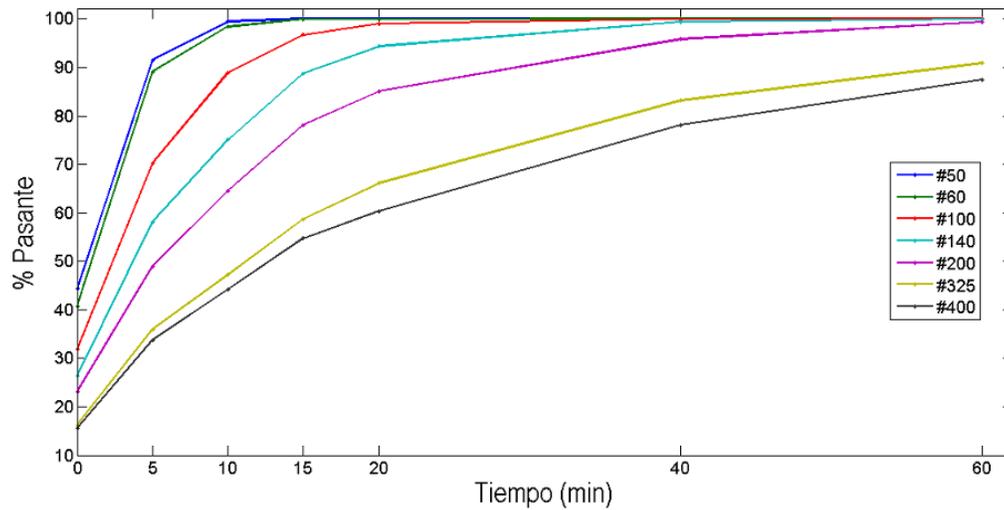
Un cálculo que se puede hacer con la densidad del mineral es determinar la densidad de pulpa en el molino. Para esto, se despeja ρ_p de la Ecuación 7 y se reemplazan: $\rho_s = 3,08 \text{ g/ml}$, el porcentaje de sólidos y $\rho_{agua} = 1 \text{ g/ml}$. La densidad de pulpa que se obtiene es de 1,80 g/ml (1800 g/litro). Este es un parámetro importante para el control del porcentaje de sólidos, en el proceso de molienda que se realiza en la planta industrial.

5.3.1 Curva de moliendabilidad

En la Figura 41 se observa la curva de moliendabilidad de nuestro mineral. En el eje de las abscisas se encuentra el tiempo de molienda para 0, 5, 10, 15, 20, 40 y 60 min y en el eje de ordenadas se encuentra el porcentaje de pasante de malla. Esto para las mallas número 50, 60, 100, 140, 200,325 y 400.

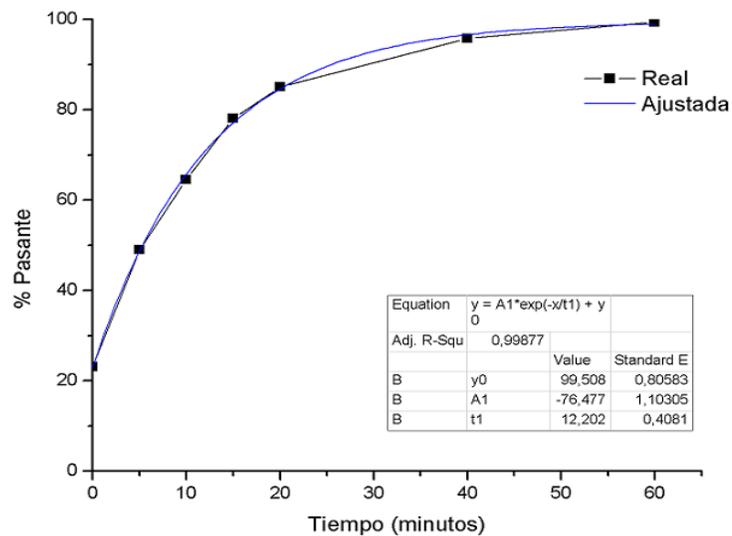
La curva de la Figura 41 es importante porque permite conocer el tiempo necesario de molienda para alcanzar un porcentaje de tamaño de partícula determinado para hacer una flotación. Del diagnóstico del proceso de flotación de la empresa se encontró que el pasante del mineral estaba entre un 60 y 70% de malla número 200 (75 μm), por lo cual esto es una de los parámetros para replicar y hacer nuestras pruebas de flotación.

Figura 41. Curva de moliendabilidad mineral "San Espejito "
CURVA DE MOLIENDABILIDAD



En la Figura 42 se observa las curva real y ajustada por el modelo exponencial para el pasante de malla número 200 y su respectiva ecuación de regresión. Como se observa que el comportamiento es el de una función exponencial y este se ajusta en un 99,877 % a los datos. Para un tiempo aproximado de 15 minutos de molienda se logra obtener un pasante de malla número 200 mayor a 60% que es la condición necesaria para replicar el proceso de la planta de beneficio y realizar las pruebas de flotación en el laboratorio.

Figura 42. Porcentaje de pasante malla # 200



5.3.2 Cuantificación de tenores de oro de la cabeza de flotación

En la Tabla 14 se muestran los tenores de oro de 5 muestras de la cabeza de las pruebas de flotación, así como también el tenor oro promedio.

Tabla 14. Tenores de cabeza de flotación

Código de muestra	Tenor de oro $[a]$ (g/T)
T1	9,6
T2	8,8
T3	7,8
T4	8,1
T5	7,5
Tenor promedio $\overline{[a]}$ (g/T)	8,4

Como se observa el tenor promedio de oro es de 8,4 g/T este es nuestro tenor general para el mineral de alimentación de nuestras pruebas de flotación es decir nuestra cabeza de flotación. Además se observa que la variación en los tenores de las cinco pruebas representativas no es grande lo cual significa que se logro una buena homogenización del mineral.

5.4 PREPARACIÓN DE REACTIVOS

Los resultados de la caracterización de la masa de cada gota para los reactivos utilizados en las pruebas de flotación se muestran en la Tabla 15, donde se tomaron un total de 100 gotas para cada reactivo.

Tabla 15. Obtención de la masa de una gota para los reactivos de flotación

	MX7020		A65		A404	
N° gotas	Masa de gotas [g]	μ_r [g]	Masa de gotas [g]	μ_r [g]	Masa de gotas [g]	μ_r [g]
10	0,1090	0,0109	0,1260	0,0126	0,1140	0,0114
20	0,2200	0,0110	0,2460	0,0123	0,2390	0,0119
30	0,3330	0,0111	0,3690	0,0123	0,3430	0,0114
40	0,4450	0,0111	0,4920	0,0123	0,4520	0,0113
50	0,5560	0,0111	0,6140	0,0123	0,5620	0,0112
60	0,6680	0,0111	0,7390	0,0123	0,6730	0,0112
70	0,7760	0,0111	0,8650	0,0124	0,7820	0,0112
80	0,8820	0,0110	0,9910	0,0124	0,8960	0,0112
90	0,9830	0,0109	1,1200	0,0124	1,0050	0,0112
100	1,0920	0,0109	1,2470	0,0125	1,1140	0,0111
$\bar{\mu}_r$ (promedio) [mg]	11.1 mg		12,4 mg		11,3 mg	

Con base en lo descrito en la metodología de trabajo, con los datos de la Tabla 15 y las Ecuaciones 26 y 27, se determinan las cantidades de reactivos (gotas y ml) que se requieren para la dosificación de cada prueba utilizando una muestra de 2000 gramos de mineral seco. En este sentido, en la Tabla 16 se presentan los resultados para: los valores nominales, el número de gotas de cada reactivo, el volumen de sulfato de cobre, así como también los valores reales. Estos resultados establecen los niveles alto y bajo para el experimento factorial.

Tabla 16. Reactivos de flotación, valores nominales y gotas

Reactivo	Niveles	Valores nominales (g/T)	N_R	Numero de gotas	Valores reales (g/T)
MX7020	(+)	100	19,09	19	98,96
	(-)	75	14,90	15	76,97
A65	(+)	30	4,83	5	30,99
	(-)	17	2,74	3	18,59
A404	=	11	2,12	2	11,29
Sulfato de Cobre (ml)	(+)	1500	19,33	19 ml	1499,3
	(-)	100	14,66	15 ml	974,6

Como ejemplo en la Tabla 16 para el nivel alto (+) del reactivo MX7020 tenemos un valor nominal de 100 g/T para un nivel industrial que corresponde a 19,09 gotas de reactivo a escala laboratorio, como no es posible medir esa cantidad de gotas se trabaja con 19 gotas reales y estas corresponderían a 98,96 g/T, este último valor se tendría en cuenta para el escalamiento al proceso industrial.

5.5 CÁLCULO DEL VOLUMEN NECESARIO PARA LA CELDA DE FLOTACIÓN

Con base en los datos de la densidad de mineral promedio $\rho_s = 3,08 \text{ g/ml}$ y el porcentaje de sólidos de 35%, se determina que la densidad de pulpa para el proceso de flotación es de 1,309 g/ml o 1309,52 g/litro. Este parámetro es importante para el control en la planta industrial del porcentaje de sólidos en el proceso de flotación primaria.

Utilizando la Ecuación 6 del marco teórico para el cálculo del porcentaje de sólidos podemos determinar el volumen de pulpa, reemplazando la masa de pulpa por su densidad y volumen.

De acuerdo a los resultados obtenidos, se determina que el volumen de pulpa debe ser:

$$v_p = 4365,38 \text{ ml} \approx 4,365 \text{ l}$$

Por lo tanto, se establece que las pruebas de flotación se realizarán en la celda número dos de la máquina de flotación Denver, la cual tiene un volumen de 4 l.

5.6 PRUEBAS DE FLOTACIÓN EXPLORATORIAS

Por medio de pruebas de flotación exploratorias, se establecieron los niveles altos y bajo para el experimento factorial fraccionado de los factores: pH, velocidad de agitación y flujo volumétrico de aire. La fórmula de reactivos de flotación se mantuvieron constantes en los siguientes valores: MX7020 100 g/T, Sulfato de cobre 1500 g/T, A65 30 g/T y A404 11 g/T. Los resultados se muestran en las Tablas 18, 19 y 20. La evaluación del efecto de estos factores, se determinó por medio de los índices metalúrgicos: razón de concentración (Rc) y porcentaje de recuperación (%R).

5.6.1 Estudio del pH

En los datos presentados en la Tabla 17, se aprecian algunas diferencias en la razón de concentración obtenida para los diferentes valores de pH. El valor más alto se logra utilizando pH neutro. Respecto al porcentaje de recuperación, el efecto del pH es más notorio. Utilizando pH ácido o neutro, el porcentaje de recuperación es superior a 95% y muy similar; en contraste, con pH alcalino la recuperación es inferior al 50%.

Tabla 17. Resultado variación del pH

	pH ácido = 3		pH neutro = 7		pH alcalino = 11	
	Tenor [g/T]	Masa [g]	Tenor [g/T]	Masa [g]	Tenor [g/T]	Masa [g]
Concentrado	19,33	615	33,3	460	10	535
Cola	0,4	1355	0,4	1415	4	1430
Razón de concentración (R_c)						
	3,20		4,08		3,67	
Recuperación (%R)						
	95,64		96,44		48,33	

Este resultado se debe posiblemente a que, en el mineral utilizado, la mayor parte del oro que se puede extraer está asociado a sulfuros, en especial pirita. Respecto de este último, se debe recordar que este mineral flota a pH ácido y neutro, pero no a pH alcalino [7]. En particular, se debe destacar el alto porcentaje de recuperación obtenido con estos valores de pH.

Por lo tanto, con base en estos resultados, se establece que los valores del factor pH sean: nivel bajo 7 y nivel alto 8.

5.6.2 Estudio de la velocidad de agitación

Tabla 18. Variación de la velocidad de agitación

	V ₁ =40 Hz		V ₂ =55 Hz	
	Tenor [g/T]	Masa [g]	Tenor [g/T]	Masa [g]
Concentrado	6,67	545	22	695
Cola	0,4	1435	0,4	1265
Razón de concentración (R_c)	3,63		2,82	
Recuperación (% R)	86,36		96,80	

De los resultados de la Tabla 18 se observa que el valor más alto en la razón de concentración se logra para una velocidad más baja, caso contrario para el porcentaje de recuperación que es más alto para una velocidad mayor. Para la escogencia en los niveles alto y bajo para la velocidad de agitación se decide tomar 40 Hz y 50 Hz pensando en tener una razón de concentración más alta así como la recuperación de oro.

La explicación de los resultados está en que a una velocidad de agitación mayor el mineral valioso que se encuentra en la pulpa está más tiempo suspendido por lo tanto tiene mayor probabilidad la unión partícula burbuja, pero también el material estéril puede ascender a la vez hacia el concentrado y por eso el índice de concentración es bajo es decir no hay mucha selectividad en el proceso, de igual forma se explica para la velocidad de agitación menor [12].

5.6.3 Estudio del flujo volumétrico de aire

Tabla 19. Variación del flujo volumétrico de aire

	Q ₁ =9 l/min		Q ₂ =14 l/min	
	Tenor [g/T]	Masa [g]	Tenor [g/T]	Masa [g]
Concentrado	21,33	740	18,66	705
Cola	0,4	1220	0,4	1250
Razón de concentración (R_c)	2,65		2,77	
Recuperación (% R)	97,00		96,34	

Según los resultados de la Tabla 19 para el flujo de aire en la celda, se observa que al variar el factor en un rango amplio no hay una diferencia significativa para la concentración del mineral y solo es un tanto alta para un flujo mayor de aire, de forma similar no hay diferencias considerables en la recuperación del mineral y es un poco alta para un flujo de aire menor. Se decide tomar valores de 8 y 12 l/min para el nivel bajo y alto respectivamente buscando mejorar el índice de razón de concentración.

Se podría pensar que el flujo volumétrico de aire no tiene un efecto importante sobre la respuesta en los índices, pero si comparamos los valores con los datos de las Tablas 17 y 18 vemos que si hay diferencias, lo que indica una dependencia.

5.7 RESULTADOS Y ANÁLISIS DEL EXPERIMENTO FACTORIAL FRACCIONADO

En la Tabla 20 se presentan los valores para los niveles alto y bajo de los factores experimentales y los valores que toman los puntos centrales en el diseño del experimento factorial fraccionado establecido.

Tabla 20. Niveles de los factores

Factor	Nivel (-)	Nivel (+)	Punto central
A65 [g/T]	17	30	23,5
Sulfato de cobre [g/T]	1000	1500	1250
MX7020 [g/T]	75	100	87,5
pH	7	8	7,5
Velocidad de agitación [Hz]	40	50	45
Flujo de aire [l/min]	8	12	10

5.7.1 Resultados índice razón de concentración (R_c)

En la Tabla 21 se muestran los valores para la razón de concentración, los cuales son los resultados de las 21 pruebas del experimento factorial fraccionado. Los resultados resaltados son los puntos centrales del experimento.

Tabla 21. Resultados índice razón de concentración

Prueba	Cola [g]	Concentrado [g]	Total [g]	(R_c)
MET 1A	1265	710	1975	2,7817
MET 2B	1120	865	1985	2,2948
MET 3C	1310	655	1965	3,0000
MET 4D	1250	740	1990	2,6892
MET 5E	1000	955	1955	2,0471
MET 6F	1220	765	1985	2,5948
MET 7G	1130	825	1955	2,3697
MET 8H	1295	685	1980	2,8905
MET 9I	1170	800	1970	2,4625
MET 10J	1160	790	1950	2,4684
MET 11K	1155	750	1905	2,5400
MET 12L	1415	555	1970	3,5495
MET 13M	1180	795	1975	2,4843
MET 14N	1135	855	1990	2,3275
MET 15O	1135	830	1965	2,3675
MET 16P	1325	660	1985	3,0076
MET 17Q	980	995	1975	1,9849
MET 18R	1290	705	1995	2,8298
MET 19S	1115	860	1975	2,2965
MET 20T	1105	875	1980	2,2629
MET 21U	1205	775	1980	2,5548

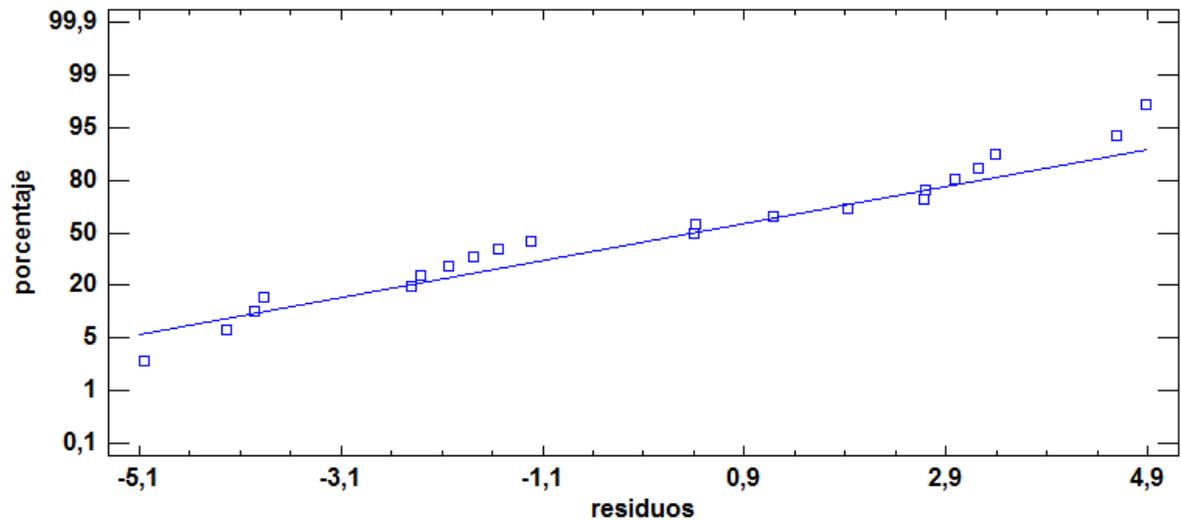
Revisando los resultados correspondientes a la razón de concentración de la Tabla 21, se observa que los resultados para los puntos centrales son similares a excepción de la ejecución MET18R. También, se destaca que la razón de concentración más alta es 3,5 la cual corresponde a la ejecución MET12L. Esta última, es la combinación de valores en el nivel bajo para todos los factores (Tabla 10).

Validación de supuestos

En la siguiente gráfica se muestra la validación de los supuestos

a) Supuesto de normalidad

Figura 43. Supuesto de normalidad para la razón de concentración

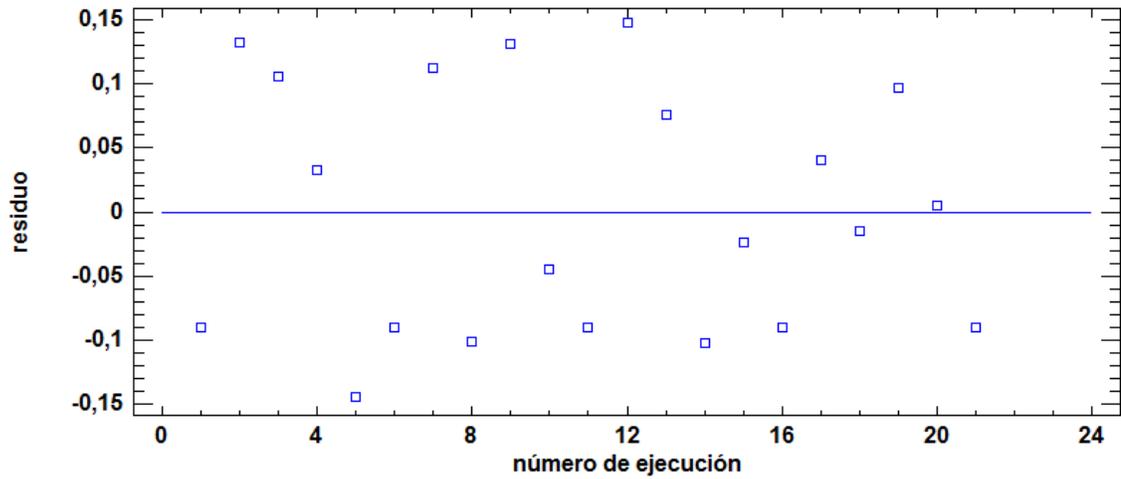


La Figura 43 muestra que los puntos residuales siguen la línea recta es decir hay una distribución normal aproximada con media cero validando el supuesto de normalidad para el error.

b) Aleatoriedad

En la Figura 44, se observa el efecto del orden de la ejecución para las 21 pruebas del experimento factorial fraccionado sobre los residuos. Allí, se identifica que no hay tendencia o patrón que indique la presencia de error sistemático, por lo cual se da validez al supuesto de aleatoriedad.

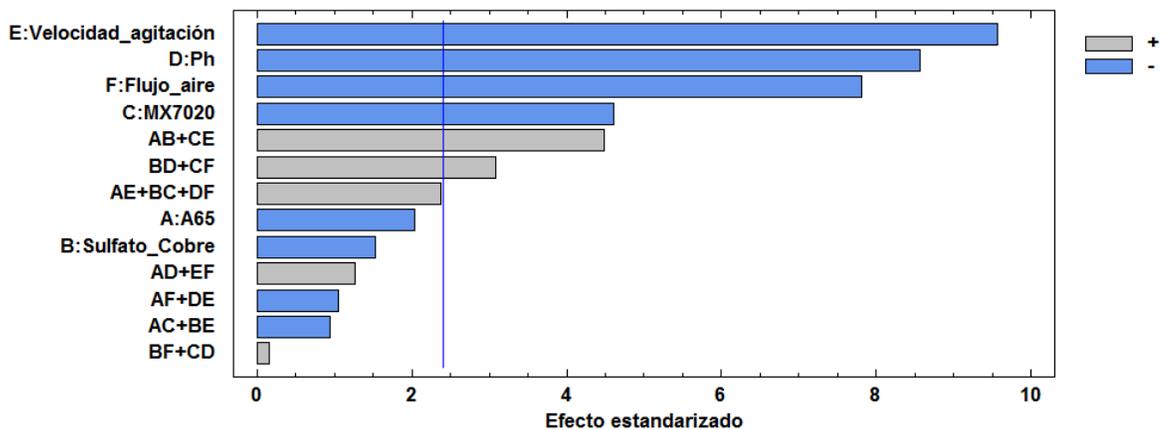
Figura 44. Supuesto de aleatoriedad para la razón de concentración



Factores y Efectos principales

En la Figura 45 se muestra el diagrama de Pareto, para la estimación de los efectos de los factores principales así como también las interacciones de orden dos para los efectos estimables con el diseño factorial fraccionado.

Figura 45. Diagrama de Pareto para la razón de concentración



Las barras azules indican un efecto negativo sobre la variable de respuesta es decir sobre la Razón de concentración (R_c) y las barras grises un efecto positivo. Como

se observa en la gráfica, los factores a la derecha de la línea vertical azul tienen un efecto importante sobre la respuesta, es decir, son los factores que inciden sustancialmente sobre el índice metalúrgico. En este sentido, los efectos de los factores e interacciones que están a la izquierda de la línea, se califican como insignificantes y serán considerados como errores, razones por las cuales no se tendrán en cuenta para el análisis.

Los efectos principales más importantes para la variable de respuesta Razón de concentración corresponden a los factores: velocidad de agitación, flujo de aire, pH y al colector MX7020. En este sentido, se identifica que estos efectos se relacionan con las condiciones hidrodinámicas de la celda que permiten la unión partícula-burbuja; esto es, la aireación y la velocidad de agitación. En complemento, se deben considerar también las condiciones fisicoquímicas, especialmente el pH el cual ofrece las características necesarias en el medio circundante para la flotación y por último el MX7020. Respecto de este último, se asocia con la capacidad que tiene de ser colector promotor, es decir que tiene características de colector y espumante, lo cual está relacionada con las condiciones cinéticas.

Los efectos más importantes de interacción de orden dos son: AB+CE y BD+CF, pero debido a que los efectos individuales de los factores A, B y D son pequeños entonces se puede inferir que las interacciones AB y BD son despreciables y solo tienen importancia los efectos de CE (MX7020-Velocidad de agitación) y CF (MX7020-Flujo de aire).

Análisis de Varianza (ANOVA)

Tabla 22. Análisis de Varianza para Factor de concentración

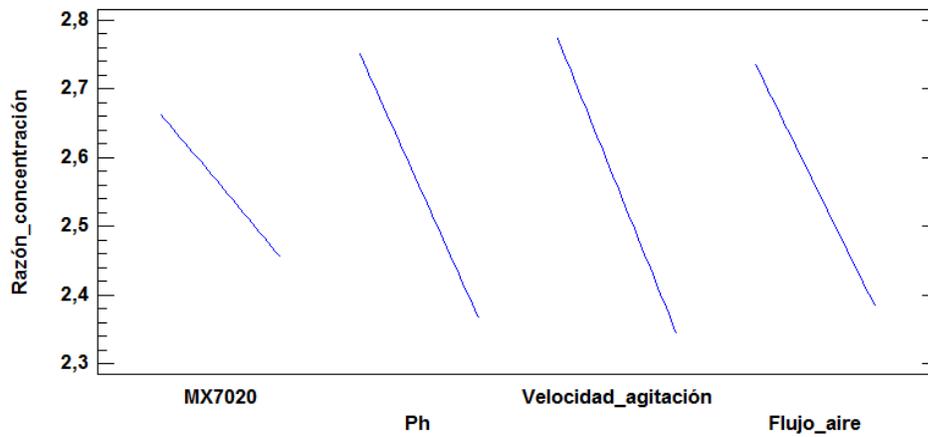
Fuente	Suma de Cuadrados	Gl	Cuadrado Medio	Razón-F	Valor-P
A:A65	0,0337824	1	0,0337824	4,17	0,0804
B:Sulfato_Cobre	0,018865	1	0,018865	2,33	0,1708
C:MX7020	0,172225	1	0,172225	21,26	0,0025
D:Ph	0,593978	1	0,593978	73,33	0,0001
E:Velocidad_agitación	0,740718	1	0,740718	91,45	0,0000
F:Flujo_aire	0,493296	1	0,493296	60,90	0,0001
AB+CE	0,162933	1	0,162933	20,12	0,0028
AC+BE	0,00719104	1	0,00719104	0,89	0,3775
AD+EF	0,0129504	1	0,0129504	1,60	0,2465
AE+BC+DF	0,0453903	1	0,0453903	5,60	0,0498
AF+DE	0,0088454	1	0,0088454	1,09	0,3308
BD+CF	0,0773118	1	0,0773118	9,54	0,0176
BF+CD	0,00021904	1	0,00021904	0,03	0,8740
Error total	0,0567002	7	0,00810003		
Total (corr.)	2,42441	20			

R-cuadrada = 97,6613 por ciento
R-cuadrada (ajustada por g.l.) = 93,3179 por ciento
Error estándar del est. = 0,0900002
Error absoluto medio = 0,0429478
Estadístico Durbin-Watson = 2,12454 (P=0,5408)
Autocorrelación residual de Lag 1 = -0,205733

Como se observa de la Tabla 22 para el análisis de varianza para el índice Razón de concentración vemos que corrobora los efectos de los factores del diagrama de Pareto, además también muestra como estos se ajustan a los datos de las pruebas con un R-cuadrado de 92,41% y con un R-cuadrado ajustada de 89,16 %.

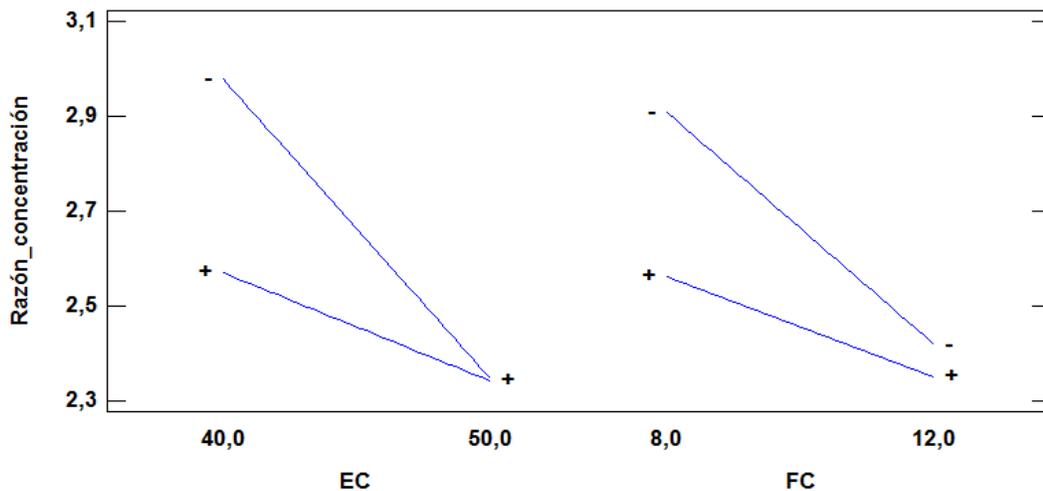
En la Figura 46, vemos como afectan los efectos principales al factor de concentración, todos los factores tienen una pendiente negativa, es decir que al tomar el nivel bajo del factor, tenemos una razón de concentración más alta.

Figura 46. Efectos de factores principales



En la Figura 47 vemos la interacción entre los factores MX7020-Velocidad de agitación y MX7020-Flujo de aire, en ambas situaciones, para tener un valor de respuesta mayor los factores deben estar en un nivel bajo.

Figura 47. Efectos de interacción entre factores



Ecuación de regresión para la Razón de Concentración (R_C)

En la Ecuación 28 se muestra el modelo lineal de regresión con los efectos principales e interacciones importantes para nuestro índice.

$$R_C = cte + c(C) + d(D) + e(E) + f(F) + ce(CE) + cf(CF)$$

Tabla 23. Coef de regresión para Factor de concentración

Factor	Coeficiente	Estimado
	Cte	19,8195
C:MX_7020	c	-0,679762
D:Ph	d	-0,38535
E:Velocidad de agitación	e	-0,214584
F: Flujo de aire	f	-0,383222
CE	ce	0,0100912
CF	cf	0,0173781

$$\begin{aligned} R_C = & 19,8195 - 0,679762(C) - 0,38535(D) \\ & - 0,214584(E) - 0,383222(F) \quad (28) \\ & + 0,0100912(CE) + 0,0173781(CF) \end{aligned}$$

La Ecuación 28 resume el comportamiento de la concentración de mineral valioso en un modelo lineal con sus respectivos coeficientes para los factores importantes individuales y las dos interacciones. Aunque los coeficientes de las interacciones no son grandes en comparación con los individuales tanto la ANOVA como el diagrama de Pareto muestran que estos si tienen un efecto en el índice razón de concentración.

Optimización de la Razón de concentración

A partir del análisis factorial realizado en el software Statgraphics versión de prueba, se establecieron los valores que optimizarán la variable de respuesta, para la combinación de los diferentes niveles para cada factor; estos valores se muestran en la Tabla 24.

Tabla 24. Valores óptimos de los factores para la razón de concentración

Factor	Bajo	Alto	Optimo
A65 [g//T]	17,0	30,0	17,0
Sulfato de cobre [g//T]	1000,0	1500,0	1000,0
MX_7020 [g//T]	75,0	100,0	75,0
Ph	7,0	8,0	7,0
Velocidad de agitación [Hz]	40,0	50,0	40,0
Flujo de aire [l/min]	8,0	12,0	8,0

El valor óptimo esperado de índice razón de concentración es $R_c = 3,41659$

5.7.2 Resultados índice Porcentaje de Recuperación (%*R*)

En la Tabla 25 se muestran los resultados del porcentaje de recuperación de oro obtenido para cada una de las 21 pruebas del experimento factorial fraccionado. Los resultados resaltados son los puntos centrales del experimento.

Tabla 25. Resultados índice porcentaje de recuperación

Prueba	Tenor Cola [g/t]	Tenor Concentrado [g/t]	(%R)
MET 1A	2	10,66	74,9470
MET 2B	0,4	12,6	96,0518
MET 3C	0,4	10,66	93,0192
MET 4D	0,4-0,4	0,66-12	94,6695
MET 5E	5,2-0,4	8,6-10,6	76,6043
MET 6F	0,4-0,4	7,3-11,33	93,5940
MET 7G	0,4	14,6	96,3831
MET 8H	0,4	14,66	95,0947
MET 9I	0,4	14,6	96,1475
MET 10J	0,4-0,4	6-9,33	92,8870
MET 11K	0,4	15,33	96,1370
MET 12L	0,4	15,33	93,7625
MET 13M	0,4	16,6	96,5469
MET 14N	0,4	12,6	95,9562
MET 15O	0,4	16	96,6943
MET 16P	0,4	18,6	95,8613
MET 17Q	0,4	10	96,2096
MET 18R	0,8	16	91,6179
MET 19S	0,4	16	96,8605
MET 20T	0,4	22	97,7554
MET 21U	0,8	10,66	89,5507

Los resultados anteriores muestran tendencias en tenores de las colas a 0,4 g/T sin tener en cuenta que todas las corridas son diferentes, además, esto ocasiona que los porcentajes de recuperación sean superiores en su mayoría al 90%; en cuanto a los tenores de concentrados se observa que difieren muy poco entre si y podrían estar dentro del margen de error de la prueba de ensayo al fuego.

El porcentaje de recuperación más alto de oro es 97,76 %, que corresponde a la prueba MET20T que es un punto central del experimento factorial, es decir los puntos centrales del experimento muestran mejores recuperaciones de oro.

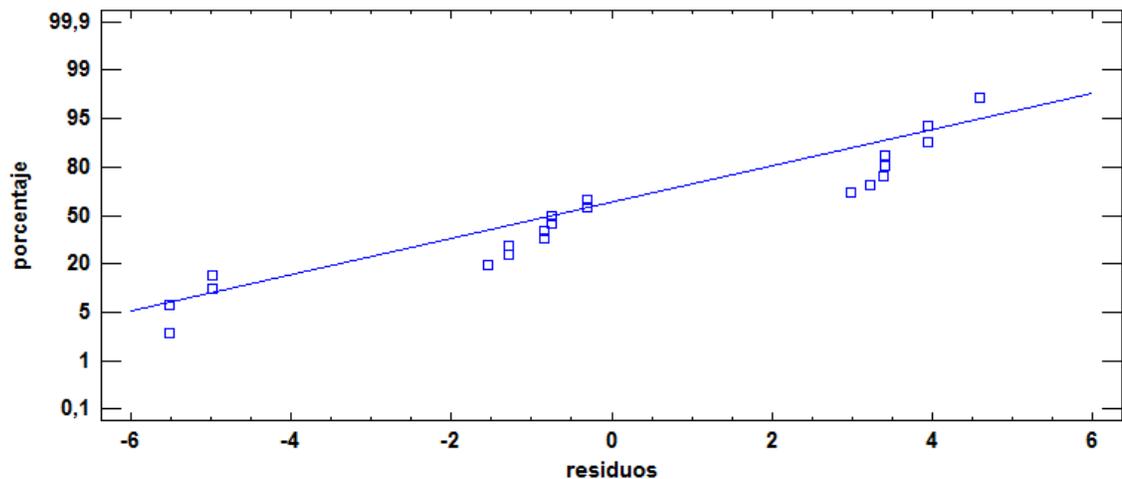
En los puntos centrales que se muestra en color en la Tabla 26 vemos que difieren muy poco entre sí a excepción de la ejecución MET18R.

Validación de supuestos

En la siguiente gráfica se muestra la validación de los supuestos

a) Supuesto de normalidad

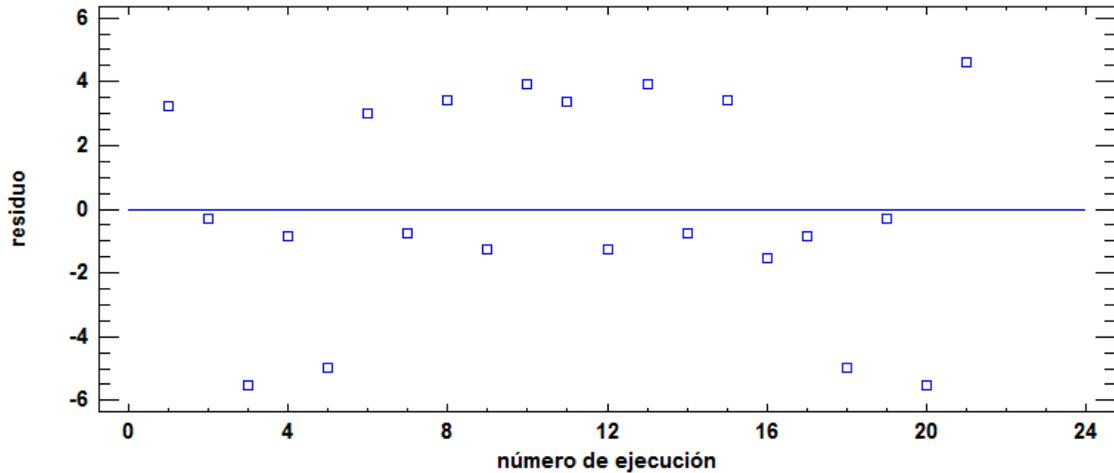
Figura 48. Supuesto de normalidad para el porcentaje de recuperación



En la Figura 48 se observa que aunque los puntos no se alejan de una recta, no se distribuyen uniformemente, lo cual indica una cierta tendencia en la aparición de un error sistemático que puede ser un mal procedimiento en la realización de la prueba o un error en la obtención del índice, es decir, en la cuantificación de los tenores de oro del mineral.

b) Aleatoriedad

Figura 49. Supuesto de aleatoriedad para el porcentaje de recuperación

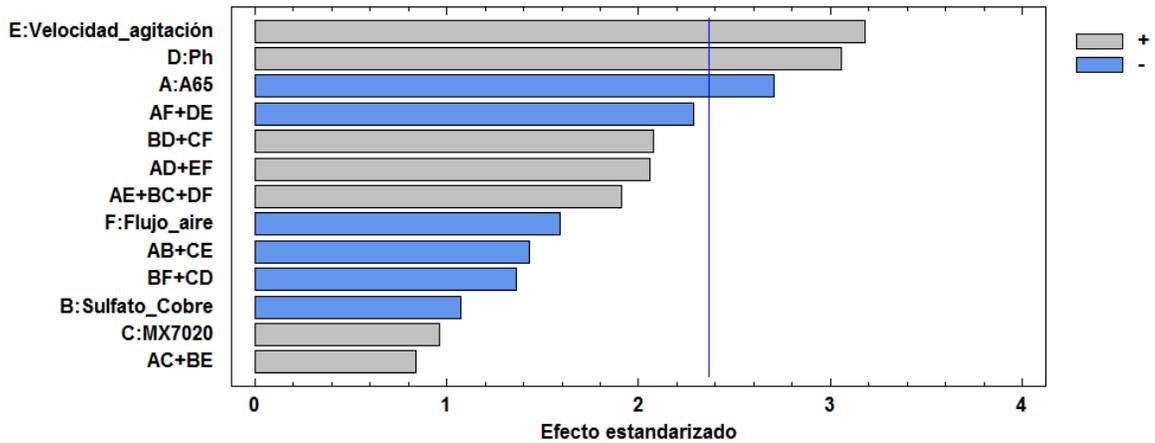


En la Figura 49 vemos que el supuesto de aleatoriedad se satisface, no hay una tendencia marcada en los puntos por lo cual no se cometió un error en las pruebas de flotación.

Factores y efectos principales

En la Figura 50 se muestra el diagrama de Pareto para el porcentaje de recuperación, donde se observa que los factores: velocidad de agitación, pH y el reactivo espumante, tienen un efecto principal importante mientras que no hay un efecto de interacción de orden dos.

Figura 50. Diagrama de Pareto para el porcentaje de recuperación



Análisis de varianza (ANOVA)

En la Tabla 26 se observa el análisis de varianza para el porcentaje de recuperación de oro, aquí se muestran los efectos principales de los factores así como también el de sus interacciones, como se había visto del diagrama de Pareto sólo los factores velocidad de agitación, pH y el espumante A65 tenían un efecto importante que se corrobora en la tabla. También se observa que no hay mucha diferencia entre los efectos, por lo cual se obtiene un estadístico R del 85% y un R-cuadrado ajustado de 65%, es decir que la dependencia del porcentaje de recuperación daría porcentajes aún menores sólo por los 3 factores importantes y no explica en un alto porcentaje los datos de las pruebas y por tanto el modelo de regresión lineal no es satisfactorio para un análisis consecutivo.

Tabla 26. ANOVA para el porcentaje de recuperación

Fuente	Suma de Cuadrados	Gl	Cuadrado Medio	Razón-F	Valor-P
A:A65	53,2674	1	53,2674	6,61	0,0331
B:Sulfato_Cobre	8,43525	1	8,43525	1,05	0,3362
C:MX7020	6,74129	1	6,74129	0,84	0,3872
D:Ph	68,0567	1	68,0567	8,44	0,0197
E:Velocidad_agitación	73,6387	1	73,6387	9,14	0,0165
F:Flujo_aire	18,3629	1	18,3629	2,28	0,1696
AB	14,8923	1	14,8923	1,85	0,2111
AC	5,15108	1	5,15108	0,64	0,4471
AD	30,792	1	30,792	3,82	0,0864
AE	26,5359	1	26,5359	3,29	0,1072
AF	38,0282	1	38,0282	4,72	0,0616
BD	31,5075	1	31,5075	3,91	0,0834
Error total	64,4834	8	8,06042		
Total (corr.)	439,893	20			

R-cuadrada = 85,3411 por ciento

R-cuadrada (ajustada por g.l.) = 63,3528 por ciento.

Error estándar del est. = 2,69947

Error absoluto medio = 1,35231

Estadístico Durbin-Watson = 2,78002 (P=0,9333)

Autocorrelación residual de Lag 1 = -0,438619

Al realizar la comparación entre los resultados obtenidos en el ANOVA para la razón de concentración y el porcentaje de recuperación, se puede fácilmente observar que para esta última variable, el resultado se puede considerar como no satisfactorio. Principalmente se concluye que con este análisis de varianza no es conveniente seguir con el análisis de los gráficos de efectos principales ni la optimización de la variable ya que no hay unas bases estadísticas confiables que permitan obtener resultados reproducibles a nivel práctico.

Una posible explicación de por qué no se obtuvieron efectos bien marcados para el índice del porcentaje de recuperación, es que los resultados de tenores de colas y concentrados no muestran diferencias significativas. Estas últimas, pueden estar dentro del error del método del ensayo al fuego que se utiliza en el laboratorio para la obtención del tenor. Otras posibles explicaciones pueden ser: a) no se

consideraron otros factores que afectan esta variable tales como el porcentaje de sólidos o la granulometría en el pasante de malla y b) la elección de los niveles alto y bajo no fue tan amplia como para obtener diferencias más apreciables.

6. CONCLUSIONES

Se realizó el diagnóstico del proceso de flotación efectuado en la planta de beneficio de la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S. Con base en los resultados, se establecieron la metodología y los parámetros de trabajo para replicar las pruebas de laboratorio, utilizando un diseño de experimentos fraccionado.

Se determinaron los controles que el proceso de flotación necesita: el tonelaje de entrada por hora con el pie de banda, la densidad de pulpa y el pasante de malla. Además, se estableció que cada 12 horas se deben determinar los tenores de cabeza, concentrado y cola general para hacer el balance de masa y evaluar el proceso mediante los índices razón de concentración y porcentaje de recuperación de oro.

Se hizo el muestreo, recolección, homogenización y preparación de las muestras del mineral de la mina de trabajo "San Espejito". Se replicó el proceso de trituración utilizando los equipos del laboratorio de metalurgia de la empresa.

Se determinaron el porcentaje de humedad en $1,82 \pm 0,72$ % y la densidad promedio del mineral en $3,08 \pm 0,27$ g/ml. Con esta información y un porcentaje de sólidos en molienda del 65% se obtuvo una densidad de pulpa de 1800 g/l. Para el proceso de flotación con un porcentaje de sólido de 35%, la densidad de pulpa fue 1300 g/l. A partir de la curva de moliendabilidad del mineral, con un tiempo de 15 min se consiguió un pasante de malla en número 200 superior al 60%. El tenor de oro promedio de la cabeza de flotación se determinó en 8,3 g/T.

De los resultados del experimento factorial se observó, que la razón de concentración más alta es de 3,5 y se obtuvo con los niveles bajos para todos los factores y para el porcentaje de recuperación de oro se obtuvo el mayor valor en aproximadamente 96% que correspondía a los puntos centrales.

Se debe destacar que el uso de la nueva fórmula de reactivos con el MX7020 en el proceso de flotación, presentó altos porcentajes de recuperación superiores al 90% y aceptables concentraciones que varían en un rango entre 2 y 3,5, disminuyendo la cantidad de reactivos y dosificación de espumante utilizado; esto conlleva a tener reducciones cercanas al 8% en gastos de reactivos.

Se determinaron con base en la información obtenida del diseño factorial fraccionado para el proceso de flotación, resultados cercanos a 3 para el índice Razón de concentración. En este sentido, se destaca el efecto principal de 4 factores: velocidad de agitación, flujo volumétrico de aire, ph, colector MX7020 y el efecto de dos interacciones: velocidad de agitación-MX7020 y flujo de aire-MX7020.

Para el índice de Porcentaje de recuperación de oro los resultados mostraron que en general se obtuvieron altos porcentajes superiores al 90 % que indican un proceso de flotación con alto rendimiento en la recuperación de oro. Además, los efectos más importantes para este proceso corresponden a la velocidad de agitación, el pH y la cantidad de espumante A-65, aunque estos factores no explican un modelo lineal.

7. RECOMENDACIONES

Con base al trabajo de grado desarrollado y la experiencia propia alcanzada del proceso de pasantía, se hacen las siguientes recomendaciones para trabajos futuros tanto en la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S. como en la academia.

Con base al diagnóstico del proceso de flotación se ha identificado que es necesario tener un control adecuado de la adición de reactivos al proceso, mediante la determinación de la concentración hora (g/T.h) de estos, en un periodo de 12 horas.

Se hace necesario conocer un balance de productividad del proceso de flotación así como los demás procesos, en donde se calcule el costo/beneficio de estos.

También se ha identificado la necesidad de hacer estudios de laboratorio del mineral de trabajo para conocer de manera explícita a qué tipo de minerales (sulfuros) está asociado el oro. Entre otros datos, se requiere evaluar la cantidad, el tamaño y la concentración de estos minerales en el material de mina.

Se deben diseñar y construir celdas de flotación a escala de laboratorio que repliquen las celdas del proceso industrial para tener mayor reproducibilidad de los resultados. Esto permitiría, entre otros aspectos, evaluar nuevos diseños, diferentes geometrías, sistema de agitación y aireación, los cuales se implementarían en las celdas de flotación.

De acuerdo a los resultados obtenidos en tenores para las diferentes pruebas del diseño experimental, se evidenció que se hace necesario evaluar el procedimiento de la prueba de ensayo al fuego. En este orden de ideas, es indispensable determinar el error que presentan los resultados de esta prueba, con el propósito de hacer una evaluación precisa del proceso.

La nueva fórmula de reactivos de flotación, que involucra un colector promotor, el MX7020, presentó buenos resultados en cuanto a la razón de concentración y porcentaje de recuperación. En complemento, se disminuyó la cantidad de espumante necesario para la flotación, lo que lleva a la reducción en gastos cercanos al 8%, por lo cual es una buena alternativa para evaluar el proceso a escala industrial o para posibles investigaciones para la concentración de minerales asociados al oro.

Es importante resaltar que utilizar un diseño factorial para el montaje y optimización de procesos de concentración de minerales, en el caso particular del proceso de flotación, permite obtener e identificar con mayor exactitud los efectos de diferentes variables a considerar en este proceso. En este sentido, es una alternativa completa para utilizar en futuras investigaciones y trabajos.

8. BIBLIOGRAFÍA

- [1] Alexander Sutulov. *Flotación de minerales*, Instituto de investigaciones tecnológicas. Concepción 1963, p.13-268.
- [2] Cañola Gomez Carlos Andres. (2015). Caracterización mineralógica y mineralogía de procesos aplicada a la mina de veta “la esperanza”, ubicada en la vereda Cedeño parte alta del municipio de Támesis (Tesis de pregrado), Universidad de Antioquia. Medellín, Colombia.
- [3] Chavarriaga Mira Jheison Andres, Giraldo Restrepo Juan David. (2014). Estudio estadístico de la lixiviación con cianuro como proceso alternativo a la amalgamación y valoración del ambiente laboral de una muestra de entables y compras de oro del municipio de Remedios (Tesis de pregrado). Medellín, Colombia.
- [4] Chavez Tovar Jose. (2015). Diagnóstico de los procesos metalúrgicos de beneficio de minerales complejos de oro y plata, realizados en el programa minero de la empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S. en el municipio de Buenos Aires, en el departamento del Cauca (Tesis de pregrado), Popayán, Colombia.
- [5] S.Frish, A. Timoreva, “Fenomenos moleculares en los líquidos” En S.Frish, A. Timoreva. Curso de Fisica general 1.Ed Mir 1968, p. 348-379.
- [6] Dunne, R. (2016). *Flotation of Gold and Gold-Bearing Ores. Gold Ore Processing*. Elsevier B.V. <https://doi.org/10.1016/B978-0-444-63658-4.00020-7> (Dunne, 2016).
- [7] Yalcin, E., & Kelebek, S. (2011). Flotation kinetics of a pyritic gold ore. *International Journal of Mineral Processing*, 98(1–2), 48–54. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2010.10.005>.(Yalcin & Kelebek, 2011).
- [8] Douglas C. Montgomery. Diseño y Análisis de experimentos. Universidad Estatal de Arizona. Limusa 2004.

- [9] Rabieh, A., Albijanic, B., & Eksteen, J. J. (2016). A review of the effects of grinding media and chemical conditions on the flotation of pyrite in refractory gold operations. *Minerals Engineering*, 94, 21–28. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.04.012>. (Rabieh, Albijanic, & Eksteen, 2016).
- [10] O'Connor, C. T., & Dunne, R. C. (1994). The flotation of gold bearing ores - A review. *Minerals Engineering*, 7(7), 839–849. [https://doi.org/10.1016/0892-6875\(94\)90128-7](https://doi.org/10.1016/0892-6875(94)90128-7). (O'Connor & Dunne, 1994).
- [11] Newcombe, B., Bradshaw, D., & Wightman, E. (2013). The hydrodynamics of an operating flash flotation cell. *Minerals Engineering*, 41, 86–96. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.11.007>. (Newcombe, Bradshaw, & Wightman, 2013).
- [12] Forrest, K., Yan, D., & Dunne, R. (2001). Optimization of gold recovery by selective gold flotation for copper-gold-pyrite ores. *Minerals Engineering*, 14(2), 227–241. [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(00\)00178-3](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(00)00178-3). (Forrest, Yan, & Dunne, 2001).
- [13] Erika Gloria Méndez Muñoz, flotación selectiva de enargita desde un concentrado final de sulfuros de cobre de collahuasi. Santiago de Chile.2009.
- [14] Sanchez Luis. Diseño y optimización experimental del proceso de flotación de un mineral aurífero. 2012
- [15] Carro Paz Roberto, Daniel Gonzales Gomez. Control estadístico de Procesos. Fac de Ciencia Económicas y Sociales. 2011.
- [16] Castro Chamorro Jorge Andres. Optimización del proceso de flotación de concentrado de zinc en la compañía minera Yauliyacu S.A mediante diseños experimentales. Lima Perú 2005.
- [17] Orozco Lopez Yasna Romina. Estudio del efecto del tipo y concentración de espumante en la selectividad del proceso de flotación a escala laboratorio. Santiago de Chile. 2012.
- [18] Falcó Rojas Arturo Ruiz-, Control estadístico de procesos. Apuntes de clase. Madrid 2006.

- [19] Concha, J., & Wasmund, E. (2015). Flotación de Finos y Gruesos Aplicada a la Recuperación de Minerales de Cobre. Retrieved from <https://www.eriezflotation.com/pdfs/Flotación de Finos y Gruesos Aplicada a Sulfuros de Cobre.pdf>. (Concha & Wasmund, 2015).
- [20] M.Bosse , V. Conejeros y M. Rivas. Optimización del Uso del NaSH en la Flotación de Minerales de Cobre. Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad Católica del Norte, Antofagasta.
- [21] M. Bustamante Rúa, Ana Cecilia Gaviria Cartagena, Oscar Jaime Restrepo Baena. Concentración de Minerales. Instituto de Mineraes Cimex. 2008.
- [22] Robert O.Kuehl. Diseño de experimentos. University of Arizona.2° ed.
- [23] Fuerstenau Maurice C,Jameson Graeme. Froth Flotation A Century of Innovation, Society for mining Metallurgy and Exploration. 2009
- [24] Gianna Vallebuona, Claudio Varas y Aldo Casali. Efectos de las variables relacionadas con el aire sobre la constante cinética de flotación. Departamento de Ingeniería de Minas. Chile 2002.
- [25] Vidal Sixto Aramburú Rojas, Pablo Antonio Núñez Jara, Ángel Azañero Ortiz, Sósimo Fernández Salinas, Pedro Gagliuffi Espinoza, Pilar Angélica Avilés Mera, Elvis Portocarrero Albildo, Holgel Acosta Cabezas. Recuperación de oro y plata de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo. *Instituto de Investigaciones FIGMMG*. Vol. 10, N° 19, 28-37 (2007).
- [26] Enrique Yacuzzi, Fernando Martín, Hugo Marcelo Quiñones, Matías Julián Popovsky. El diseño experimental y los métodos de Taguchi: conceptos y aplicaciones en la industria farmacéutica. 2008
- [27] A.j. Teague , J.s.j. Van Deventer, c. Swaminathan, A conceptual model for gold flotation. *Minerals Engineering*, Vol. 12, No. 9, pp. 1001-1019, 1999

ANEXOS

ANEXO 1 FORMULA DE PORCENTAJE DE SOLIDOS

El porcentaje de solidos de acuerdo a la Ecuación 6 es:

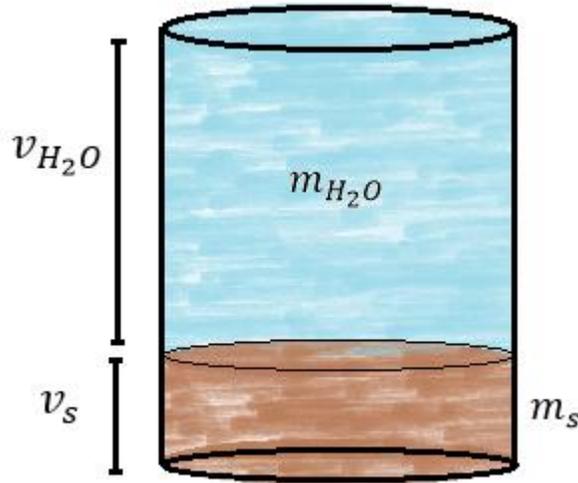
$$\%S = \frac{m_s}{m_p} \times 100$$

Observemos la Figura 51 tenemos un volumen de pulpa cualquiera con una masa determinada, por lo cual:

$$m_p = m_s + m_{H_2O} \quad (29)$$

$$v_p = v_s + v_{H_2O} \quad (30)$$

Figura 51. Volumen y masa de pulpa



De la Ecuación 29 despejamos la masa de mineral seca:

$$m_s = m_p - m_{H_2O}$$

Reemplazando la masa de pulpa y la masa de agua por su respectivo volumen y densidad:

$$m_s = (\rho_p)(v_p) - (\rho_{H_2O})(v_{H_2O})$$

De la Ecuación 30 despejamos el volumen de agua y lo reemplazamos

$$m_s = (\rho_p)(v_p) - (\rho_{H_2O})(v_p - v_s)$$

Ahora reemplazamos el volumen de mineral por su densidad y masa ($v_s = m_s/\rho_s$) y despejamos la masa de mineral:

$$m_s = v_p \left(\frac{\rho_p - \rho_{H_2O}}{1 - \frac{\rho_{H_2O}}{\rho_s}} \right) \quad (31)$$

Cambiando el volumen de pulpa por su masa y densidad, entonces podemos llegar a:

$$\frac{m_s}{m_p} = \frac{\rho_s}{\rho_s - \rho_{H_2O}} \left(\frac{\rho_p - \rho_{H_2O}}{\rho_p} \right) \quad (32)$$

Reemplazando la Ecuación 32 en la Ecuación 6:

$$\%S = \frac{\rho_p - \rho_{agua}}{\rho_p} \frac{\rho_s}{\rho_s - \rho_{agua}} \times 100$$

Nota: Para determinar la densidad del mineral, debemos primero secar la muestra, luego pesamos y por ultimo dividimos entre el volumen que desplace en una cantidad específica de agua.

ANEXO 2 PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN (%R)

El porcentaje de Recuperación de acuerdo a la Ecuación 8 se define como:

$$\%R = \frac{b B}{a A} \times 100$$

Sea:

Toneladas alimentación = toneladas concentrado + toneladas colas

$$A = B + C \quad (33)$$

(gr) mineral valioso alimentación

= (gr) mineral valiosos concentrado + (gr) mineral valioso colas

$$Aa = Bb + Cc \quad (34)$$

Dónde: a, b y c los tenores de alimentación, concentrado y colas en g/T.

Despejando C de la Ecuación 33 y reemplazando en la Ecuación 34, llegamos a la Ecuación 35:

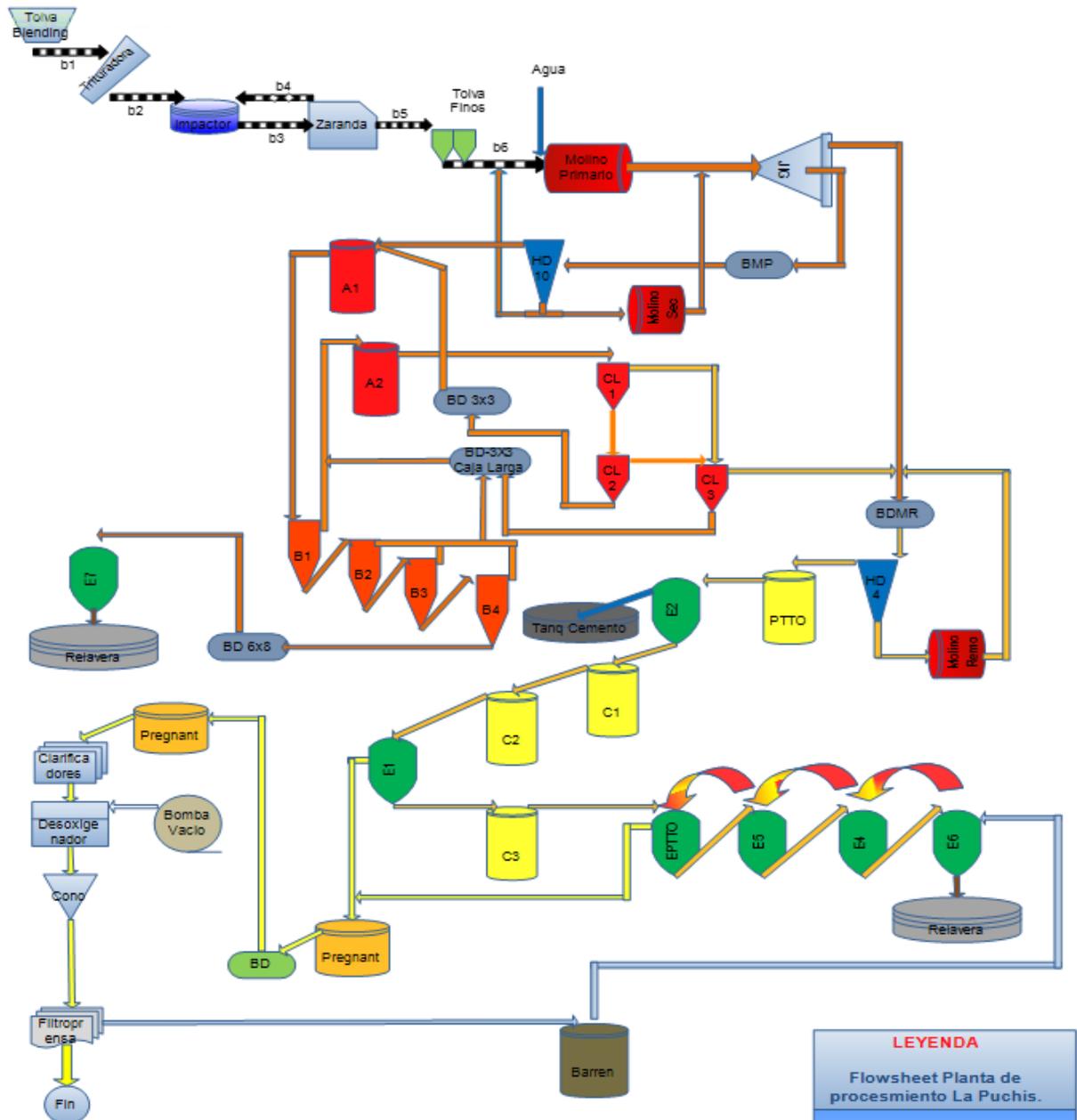
$$\frac{B}{A} = \frac{(a - c)}{(b - c)} \quad (35)$$

Por último reemplazamos la Ecuación 35 en la Ecuación 8, y llegamos a:

$$\%R = \frac{b (a - c)}{a (b - c)} \times 100$$

La ecuación anterior depende solo de la medición de los tenores.

ANEXO 3 DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA DE BENEFICIO SOCIEDAD MINERA DEL SUR S.A.S



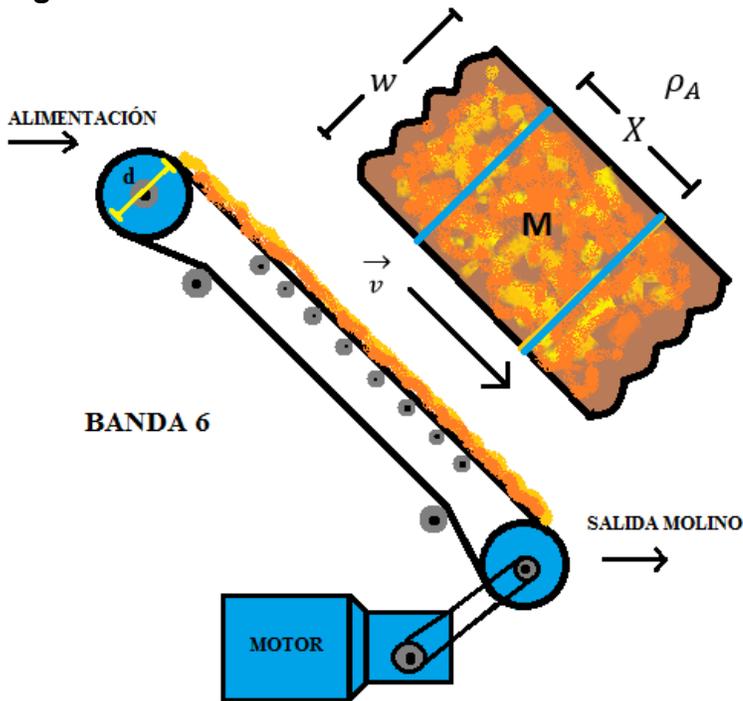
Diseño:
Anderson Avelro Quemag
Jaime Andres Daza
Alexander Samboni
UNIVERSIDAD DEL CAUCA

LEYENDA	
Flowsheet Planta de procesamiento La Puchis.	
	b: banda
	BD: bomba dervier
	HD: hidrociclón
	A: acondicionador
	B: bulk
	CL: cleaner (cobres)
	C: cianurador
	E: estatico

ANEXO 4 MEDICIÓN DEL TONELAJE DE ALIMENTACIÓN EN LA ENTRADA DEL MOLINO PRIMARIO

La alimentación es llevada a través de la banda 6, tomando una cantidad de mineral en un área determinada como se muestra en la Figura 52, definimos la densidad superficial (ρ_A) como:

Figura 52. Banda 6



$$\rho_A = \frac{\text{cantidad de mineral}}{\text{area ocupada por el mineral en la banda}} = \frac{m_H}{A}$$

Tomando un elemento pequeño de área tenemos:

$$\frac{dm_H}{dA} = \rho_A \rightarrow dm_H = \rho_A dA$$

Pero $dA = w \cdot dx$ donde w es el ancho de la banda.

$$dm_H = \rho_A \cdot w \cdot dx \quad (36)$$

Dividiendo entre un tiempo determinado (dt) la Ecuación 36:

$$\text{flujo de mineral} = \dot{Q}_m = \frac{dm_H}{dt} = \frac{\rho_A \cdot w \cdot dx}{dt} = \rho_A \cdot w \cdot v_x \quad (37)$$

Donde v_x , es la velocidad lineal de la banda y \dot{Q}_m es la cantidad de mineral por unidad de tiempo ($Kg/segundo$).

Ahora $v_x = r \cdot \omega$ donde ω , es velocidad angular de la banda.

$$\omega = 2\pi f$$

Donde f es la frecuencia de rotación en Hz.

$$v_x = r \cdot 2\pi f$$

Reemplazando $r = \frac{d}{2}$ donde d es el diámetro como se observa en la Figura 47.

Llegamos a:

$$v_x = d\pi f$$

Reemplazando v_x en la Ecuación 37:

$$\dot{Q}_m = \rho_A \cdot w \cdot d \cdot \pi \cdot f$$

Consideremos la densidad superficial (ρ_A) como una constante (varía muy poco) entonces:

$$\rho_A = \frac{M}{A} = \frac{M}{Xw}$$

Reemplazando

$$\dot{Q}_m = \frac{M \cdot w \cdot d \cdot \pi \cdot f}{Xw} = \frac{M \cdot d \cdot \pi \cdot f}{X}$$

Definimos un pie de banda (kg/pie) como $Ft = \frac{M}{x}$ donde x es igual a un pie.

$$Q_m = (Ft)d.\pi.f.\frac{3600}{1000} = \left[\frac{Ton}{hora} \right]$$

Si evaluamos en un tiempo trabajo t cualquiera:

$$T_H = (Ft).d.f.\pi.t.\frac{3600}{1000} = [Ton]$$

Nota: el subíndice de T_H significa que son toneladas de mineral con humedad.

ANEXO 5 FORMULA DEL PASANTE DE MALLA

Tenemos de la Ecuación 5 para el pasante de malla es igual a:

$$\%P_{\#malla} = \left(\frac{m_{si} - m_{sf}}{m_{si}} \right) * 100$$

En la Ecuación 31 del Anexo 1 habíamos obtenido la masa de mineral seco contenido en un volumen de pulpa cualquiera, por lo cual:

$$m_{si} = v_p \left(\frac{\rho_{pi} - \rho_{H_2O}}{1 - \frac{\rho_{H_2O}}{\rho_s}} \right) \text{ y } m_{sf} = v_p \left(\frac{\rho_{pf} - \rho_{H_2O}}{1 - \frac{\rho_{H_2O}}{\rho_s}} \right)$$

Reemplazando las expresiones anteriores en la Ecuación 5 obtenemos:

$$\%P_{\#malla} = \left(\frac{\rho_{pi} - \rho_{pf}}{\rho_{pi} - \rho_{H_2O}} \right) * 100$$

Donde ρ_{pi} y ρ_{pf} , son las densidades de pulpa antes y después de pasar por una determinada malla.

ANEXO 6 FORMULAS PARA EL BALANCE DE MASA DEL PROCESO DE FLOTACIÓN

Tenemos que la cantidad de mineral seco en toneladas en la alimentación del molino primario va a ser igual a:

$$T_{in} = T_H(1 - \%H)$$

Donde %H, es porcentaje de humedad promedio del mineral y T_H la cantidad de mineral húmedo en toneladas (determinada por la Ecuación 18).

Por lo cual el mineral valioso o la cantidad de oro total es:

$$m_{Au} = t_{in}T_{in}$$

Donde t_{in} , es el tenor de entrada en el molino primario.

Después de la molienda primaria del mineral llega al jig o clasificador gravimétrico que tiene como salida dos productos una como ya conocemos hacia el clasificador hidrociclón HD10 que luego va al proceso de flotación y el otro producto hacia el otro hidrociclón HD4 que luego pasa al proceso de lixiviación, por lo cual tenemos que:

$$\text{Tonelaje total de mineral} \quad T_{in} = A + T_{lix} \quad (38)$$

Donde A y T_{lix} , los tonelajes para el proceso de flotación y lixiviación respectivamente.

$$\text{cantidad de oro total} \quad t_{in}T_{in} = aA + t_{gij}T_{lix} \quad (39)$$

Donde a y t_{gij} , son los tenores de la cabeza de flotación y tenor del producto de jig.

Resolviendo para A y T_{lix} de las Ecuaciones 38 y 39 llegamos a:

$$T_{lix} = T_{in} \frac{(t_{in} - a)}{(t_{jig} - a)} \quad (40)$$

Y

$$A = T_{in} \frac{(t_{jig} - t_{in})}{(t_{jig} - a)} \quad (41)$$

Conociendo el tonelaje de alimentación T_{in} y los tenores de la cabeza de flotación, tenor de entrada y el tenor del producto del concentrado del jig, podemos determinar la cantidad de mineral en la entrada del proceso de flotación.

Haciendo un proceso matemático similar para la determinar la cantidad de mineral del proceso de flotación en las colas y concentrado generales, tenemos que

$$\begin{aligned} & \text{Tonelaje total del proceso de flotación} \\ & A = B + C \end{aligned} \quad (42)$$

$$\begin{aligned} & \text{Cantidad de oro total del proceso de flotación} \\ & aA = bB = cC \end{aligned} \quad (43)$$

Resolviendo para B y C

$$B = A \frac{(a - c)}{(b - c)}$$

$$C = A \frac{(b - a)}{(b - c)}$$

Reemplazando la Ecuación 41 en las ecuaciones anteriores obtenemos:

$$B = T_H(1 - \%H) \frac{(t_{jig} - t_{in})(a - c)}{(t_{jig} - a)(b - c)}$$

$$C = T_H(1 - \%H) \frac{(t_{jig} - t_{in})(b - a)}{(t_{jig} - a)(b - c)}$$

Donde se ha cambiado T_{in} por $T_{in} = T_H(1 - \%H)$.

ANEXO 7 FORMULA PARA LA CARGA DE ELEMENTOS MOLEDORES EN EL MOLINO

Los elementos demolidores (bolas) ocupan un porcentaje del volumen total del molino y determinarlos de una manera adecuada es importante para una buena molienda del mineral.

El volumen total ocupado por las bolas en el molino está definido como:

$$V_{BT} = (V_m)x(\alpha)x(\varphi)$$

Donde α es el porcentaje de llenado con respecto al volumen del molino (V_m) y φ es un factor de empaquetamiento.

Definamos el diámetro total como:

$$D_T = d_1 + d_2 + d_3$$

Donde d_1 , d_2 y d_3 el diámetro de la bola 1, 2 y 3 respectivamente.

Ahora el porcentaje relativo de cada bola, va ser igual a:

$$r_i = \frac{d_i}{D_T}$$

Donde d_i es el diámetro de la bola i .

Entonces el volumen total ocupado para cada tipo de bola es:

$$V_{B_i} = (r_i)x(V_{BT})$$

Donde V_{BT} es el volumen total ocupado por todas las bolas.

Por ultimo debemos determinar el número de bolas para cada tipo de ellas, de acuerdo a:

$$N_i = \frac{V_{Bi}}{V_{bi}} = \frac{(r_i)x(V_{BT})}{V_{bi}}$$

Donde V_{bi} es el volumen individual de la bola i .

Reemplazando y simplificando para N_i llegamos a:

$$N_i = \frac{3D^2 h \alpha \varphi}{2D_T d_i^2}$$

Donde D diámetro del molino y h la altura del molino.

ANEXO 8 CÁLCULO DE LA MASA CON HUMEDAD PARA CADA PRUEBA DE FLOTACIÓN

Tenemos:

$$m_H = m_s + m_{h_2o} = (\text{masa seca} + \text{masa de agua})$$

$$m_{liquidos} = (\%H)m_H = (\% \text{ de humedad}). (\text{masa humedad})$$

De las ecuaciones anteriores llegamos a:

$$m_H = \frac{m_s}{(1 - \%H)}$$

Donde m_H es la muestra de mineral con líquidos (no seca) y $\%H$ el porcentaje de humedad ($\%H/100$).