



UNIVERSIDAD DEL AZUAY
FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA
ESCUELA DE MINAS

**“Flotación Rougher de un Mineral Aurífero Complejo
asociado a Sulfuros Polimetálicos”**

Trabajo de Graduación Previo a la obtención del Título de:

INGENIERO DE MINAS

Nombre del Autor:

CRISTHIAN JOSUE COBOS GRANDA

Nombre del director:

FERNANDO TULIO VALENCIA GUARICELA

CUENCA, ECUADOR

2018

DEDICATORIA

Con mucho cariño a mi padre Tanner Galindo Cobos Maldonado y a mi madre Grace Alexandra Granda Ocampo, por haberme regalado la mejor herencia “la educación”.

A mis hermanos Kevin, Kelly y Dayana con quienes he compartido memorias de la infancia y sueños de adultos.

AGRADECIMIENTO

A Dios, mis padres, hermanos y amigos que me brindaron su apoyo incondicional en la culminación de este trabajo.

A todo el personal educativo de la Universidad del Azuay, donde adquirí conocimiento y destreza en el área profesional.

A los maestros que me guiaron en la formación a lo largo de la vida universitaria, en especial a: Fernando Valencia, Gil Álvarez y Juan Calderón que me ayudaron en la trayectoria y culminación de este proyecto.

A la Universidad Nacional de Colombia “Sede Medellín”, donde acrecenté mis conocimientos metalúrgicos y culturales.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE ANEXOS	x
RESUMEN	xii
ABSTRACT	xiii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I: DESCRIPCIÓN GENERAL PREVIO AL PROCESO DE FLOTACIÓN	3
1.1. Planteamiento del problema	3
1.2. Marco teórico y estado del arte	3
1.2.1. Concentración de Minerales.....	3
1.2.1.1. Concentración Gravimétrica.....	4
1.2.1.2. Concentración por Flotación	4
1.2.1.3. Concentración Centrifuga.....	4
1.2.1.4. Métodos de Separación	5
1.2.1.5. Clasificación de Concentradores de acuerdo con las propiedades físicas de los minerales	6
1.2.1.6. Tensión Superficial	8

1.2.2.	Índices Metalúrgicos	9
1.2.2.1.	Relación de Calidad.....	11
1.2.2.2.	Recuperación (R).....	11
1.2.2.3.	Razón de Enriquecimiento (<i>RE</i>).....	12
1.2.2.4.	Índice de Selectividad (I.S.)	13
1.2.2.5.	Relación de Capacidad	13
1.2.2.6.	Relación entre la recuperación (R) y la Razón de enriquecimiento (R.E.)	15
1.2.3.	Índices Metalúrgicos Ideales.....	16
1.2.4.	Objetivo de las etapas de Concentración	17
1.2.5.	Fundamentos de la Flotación	18
1.2.5.1.	Hidrofobicidad Nativa, inherente o natural.	19
1.2.5.2.	Hidrofobización Inducida.....	19
1.2.5.3.	Estudio de la afinidad de fases.	20
1.2.5.4.	Ángulo de Contacto.....	20
1.2.5.5.	Potencial Zeta	22
1.2.5.6.	Fuerza intermolecular y enlaces comunes.....	23
1.2.5.7.	Adsorción	24
1.2.5.8.	Coalescencia.....	24
1.2.5.9.	Emulsificación.....	25
1.2.5.10.	Ascenso capilar.....	25
1.2.6.	Flotación Rougher.....	25
1.2.6.1.	Superficie de sólidos en Flotación.....	26
1.2.6.2.	Propiedades Hidrofóbicas e Hidrofílicas.	26
1.2.6.3.	Mecanismos de Flotación de partículas de Oro.....	26

1.3.	Celdas de Flotación tipo Denver D12	26
1.4.	Aireación en la Flotación.....	29
1.5.	Propiedades del Agua	29
1.6.	Tiempos de Flotación.....	30
1.6.1.	Tiempo de Acondicionamiento.....	30
1.6.2.	Tiempo de Retención	30
1.7.	Metodología aplicada a la Flotación Rougher.....	31
1.7.1.	Reactivos.....	31
1.7.1.1.	Colectores.....	31
1.7.1.2.	Selección del Espumante.....	32
1.7.2.	Granulometría	33

CAPÍTULO II: PARÁMETROS TÉCNICOS DE ACUERDO CON LAS CARACTERÍSTICAS DE LA MENA.....34

2.1.	Caracterización de la mena.....	34
2.1.1.	Ensayo al Fuego	34
2.1.2.	Análisis Químico Mineralógico	35
2.1.3.	Minerales relevantes contenidos en la Mena	35
2.1.3.1.	Esfalerita.....	36
2.1.3.2.	Marmatita	37
2.1.4.	Cuarteo de la Muestras.....	38
2.2.	Parámetros técnicos.....	38
2.2.1.	Reactivos químicos dispuestos para la Flotación de Oro	39
2.2.2.	Colectores.....	39
2.2.3.	Modificadores	41

2.2.3.1.	Regulador de pH.....	41
2.2.3.2.	Activantes	42
2.2.3.3.	Depresantes	42
2.2.4.	Espumantes	42
2.2.6.	Tratamientos y pretratamientos aplicados a la mena	45
2.3.	Densidad de la pulpa en los ensayos	47
2.4.	Interpretación de Parámetros.....	48
 CAPÍTULO III: ENSAYOS DE LABORATORIO Y RESULTADOS EXPERIMENTALES		50
3.1.	Caracterización de los ensayos.....	50
3.2.	Pruebas de Laboratorio.....	52
3.2.1.	Procedimiento	52
3.3.	Resultados Experimentales.....	55
3.3.1.	Respuesta de recuperación	55
3.4.	Análisis de Resultados.....	56
3.5.	Discusión de Resultados.....	60
 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		62
REFERENCIAS		64
BIBLIOGRAFÍA		66
ANEXOS		70

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1. Diseño Teórico de un Concentrador con dos productos.....	10
Figura 1.2. Relación de Recuperación frente a la Razón de Enriquecimiento.....	16
Figura 1.3. Esquema de adhesión selectiva.....	19
Figura 1.4. Ángulo de Contacto.....	20
Figura 1.5. Superficie mojable por el agua, hidrofílica.....	21
Figura 1.6. Superficie mojable por aceite, hidrofóbica.....	21
Figura 1.7. Fenómenos de Adsorción.....	244
Figura 1.8. Descripción de una celda de flotación tipo Denver.....	27
Figura 1.9. Descripción de una celda Denver a nivel de laboratorio.....	28
Figura 1.10. Celdas tipo Denver – Laboratorio CIMEX.....	28
Figura 2.1. Muestra de Esfalerita.....	36
Figura 2.2. Muestra de Marmatita.....	37
Figura 2.3. Tolva Cuarteadora.....	38
Figura 2.4. Reactivos químicos dispuestos para la flotación de oro.....	60
Figura 2.5. Espumación resultante del uso de AEROFROTH 65.....	43
Figura 2.5. Espumación resultante del uso de MIBC.....	44
Figura 2.7. Ángulo de Contacto frente al Xantato Amflico de Potasio (PAX).....	165
Figura 2.8. Ángulo de Contacto frente al Xantato Allylthionocarbamate con una composición de Isobutanul 78-83-1 y Butanul, sec 78-92-2.....	45
Figura 2.9. Trituración previa, tamaño de grano oscila entre 2-3 cm de diametro.....	46
Figura 2.10. Características de un Molino de Bolas.....	47
Figura 3.1. Peso de la muestra (300 gr).....	52
Figura 3.2. Dosificación de los espumantes.....	53

Figura 3.3. Velocidad de 1200 revoluciones por minuto (RPM).....	53
Figura 3.4. Espumación en el proceso de flotación.	54
Figura 3.5. Modelo de Recuperación de mineral de oro en el concentrado, obtenidas del análisis de datos en Excel.....	60
Figura 3.6. Modelo de Recuperación de mineral de Oro en comparación de las pruebas, obtenidas del análisis de datos en Excel.	61

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1. Índices de Concentración Ideales.....	17
Tabla 2.1. Resultados del Ensayo al Fuego.	17
Tabla 2.2. Resultados del Análisis Químico.	56
Tabla 2.3. Descripción del Xantato Amílico Potásico (PAX).	40
Tabla 3.1. Diferenciación de reactivos para la flotación por colores aleatorios.	50
Tabla 3.2. Descripción de las pruebas frente a cada reactivo químico, con apreciación en diferencia de colores.	51
Tabla 3.3. Resumen de resultados por cada flotación.	56
Tabla 3.4. Pesos y resultados de tenores con relación a cada una de las pruebas a nivel de Laboratorio.	56

ÍNDICE DE ANEXOS

ANEXO 1: Descripción de los ensayos realizados en Laboratorio.....	70
Anexo 1.1. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector Allylthionocarbamate.....	70
Anexo 1.2. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector Allylthionocarbamate, con variación de modificadores.	711
Anexo 1.3. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector Allylthionocarbamate, con variación de modificadores.	72
Anexo 1.4. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector PAX.....	73
Anexo 1.5. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector PAX, con variación de modificadores.	74
Anexo 1.6. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector PAX, con variación de modificadores.	75
Anexo 1.7. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector Allylthionocarbamate, con variación de espumante y modificadores.	76
Anexo 1.8. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector PAX, con variación de espumante y modificadores.	77
 ANEXO 2: Tablas de resultados basados en los Índices Metalúrgicos.....	 78
Anexo 2.1. Resultados de acuerdo con los índices metalúrgicos y su recuperación de Oro	78
Anexo 2.2. Resultados de acuerdo con los índices metalúrgicos y su recuperación de Plata.	79

ANEXO 3. Tabla de Resultados de Recuperación (%) según las variantes en los reactivos.....	80
Anexo 3.1. Recuperación de Oro y Plata aplicando variaciones en los reactivos.	80
ANEXO 4: Comparación de Resultados de Recuperación (%) con variantes en el uso de Colectores, Modificadores y Espumantes	81
Anexo 4.1. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Zinc y Sulfato de Cobre.....	81
Anexo 4.2. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Cobre.....	81
Anexo 4.3. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Zinc.....	82
Anexo 4.4. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Zinc y Sulfato de Cobre.....	82
Anexo 4.5. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Cobre	83
Anexo 4.6. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Zinc	83
Anexo 4.7. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Cobre y MIBC.	75
Anexo 4.8. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Cobre y MIBC.	84

FLOTACIÓN ROUGHER DE UN MINERAL AURÍFERO COMPLEJO ASOCIADO A SULFUROS POLIMETÁLICOS

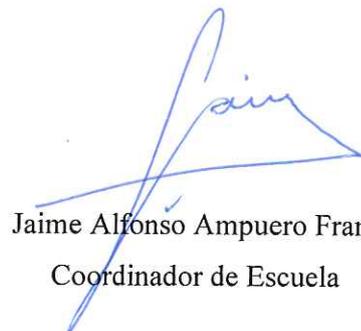
RESUMEN

La flotación es un proceso muy utilizado en minería para la concentración de minerales. Esta investigación comprende la hidrofobización selectiva que permite flotar un grupo de minerales, teniendo en cuenta la afinidad o no, con el agua que se confiere a través del uso de ciertos reactivos, permitiendo una buena recuperación a partir de la selección de colectores como Xantatos (PAX y Allylthionocarmabamate), modificadores activantes (Cu SO_4) y depresantes (Zn SO_4), y, espumantes (MIBC y AEROFROTH 65) con un pH de 7-9 controlado con Ca CO_3 . Se realizaron 8 ensayos experimentales con el estudio y aplicación de parámetros técnicos en flotación Rougher para recuperaciones no menores a 30 g/t.

Palabras clave: concentración de minerales, hidrofobización selectiva, colectores, activantes, depresantes, flotación Rougher.



Fernando Tulio Valencia Guaricela
Director del Trabajo de Titulación



Jaime Alfonso Ampuero Franco
Coordinador de Escuela

**ROUGHER FLOTATION OF A COMPLEX AURIFEROUS MINERAL
ASSOCIATED WITH POLYMETHALIC SULFURS**

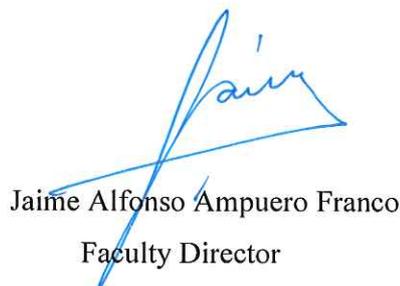
ABSTRACT

Flotation is a process widely used in mining for the concentration of minerals. This investigation included the selective hydrophobicization that allowed floating a group of minerals taking into account their affinity or not with water. This was conferred through the use of certain reagents that allowed a good recovery from the selection of collectors such as Xantates (PAX and Allyl Thionocarbamate), activating modifiers (Cu SO_4), depressants (Zn SO_4) and foaming agents (MIBC and AEROFROTH 65) with a pH from 7 to 9 controlled with Ca CO_3 . Eight experimental tests were performed with the study and application of technical parameters in Rougher flotation for recovery not lower than 30 g/t.

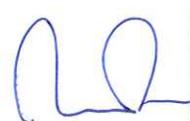
Keywords: mineral concentration, selective hydrophobization, collectors, activators, depressants, rougher flotation.



Fernando Tulio Valencia Guaricela
Degree Work Director



Jaime Alfonso Ampuero Franco
Faculty Director



Translated by
Ing. Paul Arpi

Cobos Granda Cristhian Josue

Trabajo de Titulación

Ing. Fernando Tulio Valencia Guaricela

Mayo, 2018

FLOTACIÓN ROUGHER DE UN MINERAL AURÍFERO COMPLEJO ASOCIADO A SULFUROS POLIMETÁLICOS

INTRODUCCIÓN

En la actualidad Ecuador cuenta con menas complejas auríferas que no son aprovechadas al máximo. Este proyecto lleva consigo la aplicación de un método enfocado a la obtención del mineral, pues al pasar de los años se ha buscado desarrollar procesos que optimicen los resultados del beneficio que se procura lograr y responder a favor de parámetros técnicos y estándares ambientales.

Como lo indica Jiménez y Prieto (2001), el motivo principal es la búsqueda de métodos para implementar un proceso que garantice resultados positivos, partiendo de la obtención a nivel de laboratorio, resultados que demuestren un apropiado aprovechamiento de los minerales valiosos contenidos en una mena, así como determinar el grado de recuperación que tendrá la aplicación de esta técnica.

La formación de un yacimiento es el umbral para diversos compuestos que conforman la mineralización natural. Entre los metales preciosos se destacan: oro, plata, platino, iridio, etc.; y, Marsden y House (1993) señalan que el material que tendrá mayor cantidad de oro es inerte a presión y temperatura ambiente, por lo tanto, son muy pocos los compuestos naturales de este metal cercanos a la superficie. Estos elementos también se conocen como metales nobles.

En la flotación se aprovechan las diferentes características físicas y químicas de la superficie de los minerales frente a un proceso de separación, pues cada mineral contiene propiedades naturales y otras que deben ser inducidas artificialmente añadiendo reactivos (colectores y modificadores), de acuerdo a la selectividad del proceso y las variaciones de pH de la pulpa. El proceso de flotación se realiza en celdas, inyectando aire para llevar a las partículas hidrófobas a la superficie, donde flotan en forma de espuma.

Existen diferentes tipos de celdas de flotación usadas en la actualidad, en las que se combina la agitación de la pulpa y su aireamiento. En varios casos, la flotación ha sido probada para separar el oro libre de concentrados de sulfuros, reemplazando la amalgamación. Esto funciona solamente para un tamaño limitado de granos, debido a que el oro más grueso, por su masa, no flota tan fácilmente. También es difícil hacer flotar las partículas ultrafinas (Álvarez, 2015).

La investigación pretende la determinación de una combinación de reactivos químicos adecuados para establecer una flotación Rougher o de desbaste con recuperaciones considerables para la mena polimetálica.

Con la determinación de los tratamientos y pretratamientos adecuados para la recuperación de oro, se establecerán los parámetros en el proceso de flotación de acuerdo con la hidrofobicidad de las partículas y la determinación de reactivos apropiados que serán aplicados en la Flotación Rougher conforme a las propiedades que presenta la mena.

CAPÍTULO I

DESCRIPCIÓN GENERAL PREVIO AL PROCESO DE FLOTACIÓN

1.1. Planteamiento del problema

Los minerales auríferos provenientes de filones generalmente están asociados a sulfuros metálicos tales como pirita, calcopirita, pirrotina y en algunos casos esfalerita y marmatita. Sin embargo, la flotación de sulfuros de zinc (esfalerita y marmatita) son complicadas y de baja recuperación, por lo tanto, el oro asociado a estas menas tiene serios problemas de recuperación en circuitos de flotación de minerales convencionales, partiendo de la existencia de estas asociaciones polimetálicas que afectan directamente a las leyes de concentración final (Bustamante, 2008).

Añadiendo que la hidrofobicidad de menas sulfuradas está asociada a los potenciales electroquímicos y dado que el zinc posee uno de los potenciales de óxido-reducción más bajo; según Abarca (2011), esto afecta al proceso de flotación e interfiriendo negativamente con el rendimiento económico.

1.2. Marco teórico y estado del arte

1.2.1. Concentración de Minerales

Según Oswaldo Bustamante (2008), se entiende por “concentración de minerales”, a una manipulación en donde se eleva el valor del tenor (porcentualmente) de una mena, mediante el uso de equipos de separación sólido-sólido dando como resultado una separación de dos o más especies mineralógicas, de acuerdo con el interés económico y generar un estándar altamente acumulado.

La concentración de minerales comprende todos los procesos necesarios para cambiar un mineral ordinario a uno comercial y el éxito depende del porcentaje de recuperación (Möeller, 2002).

A continuación, se explicará los tipos de concentración.

1.2.1.1. Concentración Gravimétrica

La concentración gravimétrica convencional es uno de los procedimientos más simples y económicos comparándolos con otros, realizados después de extraído el mineral de interior mina y permite recuperar valores en un rango bastante amplio, donde las partículas de mineral son separadas de acuerdo con su diferencia de densidad con base en movimientos rítmicos verticales, en varias etapas de selección de tamaño con ayuda de agua en cantidades abundantes (Villas-Böas y Sánchez, 2006).

1.2.1.2. Concentración por Flotación

Es un proceso físico y químico, en donde se aprovecha la humedad de la superficie de los minerales, estado que es inducido artificialmente. El material que va a ser ingresado a este proceso, se lo denomina pulpa, que es una mezcla solido-líquido con un porcentaje de solido de alrededor del 30% y el 70% es líquido, en donde se establecerán los minerales hidrofóbicos e hidrofílicos y con la ayuda de reactivos de acuerdo al mineral de interés mediante celdas de flotación (Möeller, 2002).

1.2.1.3. Concentración Centrifuga

Al igual que la concentración gravimétrica, todos los fenómenos y fuerzas actúan en la concentración centrifuga, pues al momento de sedimentar partículas finas, es necesario vencer la resistencia del fluido (Villas-Böas y Sánchez, 2006).

De acuerdo al principio de la centrifugación, se pueden clasificar en los siguientes grupos:

- Centrífugas de lecho sedimentado (centrífuga china)
- Centrífugas de lecho fluidizado (Knelson, Falcon y otros)
- Centrífugas de lecho fluidizado pulsante (Jig Kelsey, concentrador MGS)

1.2.1.4. Métodos de Separación

- a. De acuerdo con las propiedades físicas o volumétricas de las sustancias minerales.

La maquinaria usada para este tipo de separación se caracteriza por los variados tamaños de partículas y mecanismos diferenciales; como la concentración gravimétrica que se da por una diferencia de sólidos, concentración magnética por diferencia de movimientos en un campo magnético y la concentración eléctrica por diferencias de conductividad eléctrica de quedarse o no adherido a una placa metálica (Bustamante et al., 2008).

- b. De acuerdo con las propiedades fisicoquímicas de superficie.

Según Bustamante (2008), la existencia o no de adsorción de agua en la superficie del sólido dependiendo del mineral, es decir, los que adsorben agua (hidrofílicos) y los que no (hidrofóbicos).

Es decir, para que se produzca una separación adecuada, debe existir entre los minerales a separar al menos una propiedad que tenga valores relativamente diferentes, tales como gravedad específica, susceptibilidad magnética, conductividad eléctrica o una respuesta fisicoquímica superficial bien diferente (Abarca, 2011).

1.2.1.5. Clasificación de Concentradores de acuerdo con las propiedades físicas de los minerales

Describiremos a grandes rasgos los procesos de concentración más empleados en la actualidad, según las propiedades físicas de los componentes de los minerales en que se basan y algunos ejemplos.

a. Peso Específico

Es la relación que existe entre el peso de un volumen determinado de una sustancia y de igual volumen de agua.

De acuerdo al peso específico, se da la concentración gravimétrica o separación por peso, tiene lugar como etapa de pre concentración en combinación con otras técnicas de concentración o como único método, en jigs, mesas vibratorias, separadores por medios densos, conos o espirales, concentradores centrífugos tipo Knelson o Falcon, etc. (Castro y García, 2000).

b. Susceptibilidad magnética

Es la separación de minerales Paramagnéticos y altamente magnéticos (o ferromagnéticos), de minerales diamagnéticos (ganga y/o minerales débilmente magnéticos), mediante electroimanes. Los tipos de separadores electromagnéticos comúnmente empleados son: separadores secos, de mediana o alta intensidad; y separadores húmedos de mediana o alta intensidad (Ruiz y Guillén, 2010).

Los separadores secos constan normalmente de un tambor, poleas o de una faja que transportan el mineral por concentrar. El movimiento del tambor, de la polea o de la faja origina una fuerza centrífuga y gravitacional que se opone a la fuerza magnética de

modo que las partículas descargadas siguen diferentes trayectorias, según si son magnéticas o no magnéticas (Castro y García, 2000).

Los separadores húmedos de mediana intensidad usan tambores, en que las corrientes de agua sirven para desviar las partículas paramagnéticas y diamagnéticas mientras que los separadores húmedos de alta intensidad constan de anillos o tambores con una matriz formada por bolas o barras de acero, que rotan alrededor de un eje vertical, en un campo magnético variable de varios pares de polos electromagnéticos. Por el arrastre de la pulpa, Castro y García (2000), dice que se lava las partículas electromagnéticas en los sectores imantados (en la dirección de un par de polos), y luego los magnéticos, en los sectores no imantados (entre pares de polos). Los separadores magnéticos, de diversos tipos, se aplican en la concentración de taconitas (minerales finos de hierro), arenas negras (lavaderos), Wolframita y su separación de casiterita (Sn), separación de magnetita o fosfato de calcio u otros minerales no metálicos, etc.

Un caso especial de concentración magnética es la eliminación de pedazos de hierro o acero (normalmente provenientes de herramientas rotas o perdidas de la mina), en la carga de mineral que alimenta las chancadoras secundarias y/o terciarias de una planta de chancado. Esta operación de protección es de fundamental importancia para evitar los daños resultantes cuando dichos restos entran a las máquinas mencionadas (Centro de Investigación Minera y Metalúrgica, 1978).

c. Conductividad eléctrica

Es la disposición con la que cada mineral cuenta para que una corriente de conducción fluya a través de este. Los separadores electrostáticos, de alta tensión, aprovechan las diferencias de conductividad eléctrica de las especies mineralógicas presentes, para separar las partículas, en forma parecida a la descrita en el párrafo anterior, referente a la separación electromagnética (Ruiz & Guillén, 2010).

Este proceso se utiliza en la concentración de ilmenita, rutilo, zircón, monacita (y óxido de tierras raras) arenas negras, apatita, asbesto, hematita, etc., frecuentemente en combinación con separación electromagnética (Castro & García, 2000).

d. Color

Un método muy antiguo de concentración de mineral grueso (o, más precisamente, preconcentración), todavía empleado en la actualidad, es la selección manual por color, llamado localmente "pallaqueo". Cabe mencionar que concentración por separadores de color no se han desarrollado en la actualidad, solo se puede separar de manera visual.

Este método es aplicable como medio de pre concentración de minerales, cuando existe una diferencia notoria de color entre ganga y mena útil, y esta última se presenta en partículas discretas de unos tamaños no muy finos y no diseminados (Castro & García, 2000).

1.2.1.6. Tensión Superficial

Es la propiedad de un líquido a la cantidad de energía necesaria para aumentar su superficie por unidad de área, causada por los defectos de las fuerzas intermoleculares que existen en la interfase (cohesión: líquido-líquido, adhesión: líquido-sólido), en otras palabras, es la propiedad de las partículas minerales en pulpa acuosa de volverse hidrófilas e hidrófobos, en presencia de mínimas concentraciones de ciertos compuestos orgánicos, que constituye la base del proceso de concentración (Álvarez, 2015).

Como se verá más adelante, ésta consiste en enriquecer la mena útil en una espuma, formada por la inyección y dispersión de aire en una pulpa acuosa de mineral, se adhiere en forma de finas burbujas a las partículas de mena previamente activadas por una película monomolecular del reactivo orgánico, por lo que llega a "flotar" en la espuma, mientras que la ganga no flota y se elimina como "relave".

A diferencia de los procesos citados con anterioridad, la flotación no requiere de partículas gruesas, es decir, tienen que ser clasificadas previamente y esta propiedad se presta con mayor eficiencia que las otras, proporcionando un mejor resultado al proceso de flotación (Rodríguez y Marín, 1999).

1.2.2. Índices Metalúrgicos

Como menciona Oswaldo Bustamante (2008), la estimación técnica de los métodos de concentración de minerales o sólidos particulados se realiza a través de índices mineralúrgicos, los cuales son números adimensionales que precisan la eficacia de la separación verificada en una o varias etapas de concentración, además de proporcionar indagación para el escalamiento en el dimensionamiento de equipos y/o plantas de concentración.

Ahora bien, basándonos en los métodos metalúrgicos para obtener un cálculo de índices correcto, es necesario que éstos se encuentren respaldados por un balance de masa en el proceso de separación, caso contrario, pueden generar números absurdos o incoherentes que desvíen el análisis de los circuitos de concentración (Yin, 2016).

El balance general debe darse de acuerdo a elemento valioso tanto en la cabeza, el concentrado y el relave.

- Cabeza (F): Mineral que proviene directamente de la mina que alimenta a la planta de tratamiento, basado en un elemento de interés.
- Concentrado (C): Producto final valioso económico obtenido del tratamiento con ley enriquecida luego de haber pasado por su respectivo proceso.
- Relave (R): Es el material inerte económicamente o también llamado colas.

Nótese que el balance de masa en estado estacionario de un concentrador debe ser de la siguiente manera:

$$\text{Mineral de interés (Entradas)} = \text{Mineral de interés (Salidas)}$$

En otras palabras, el mineral que alimenta la concentración debe ser igual a la suma del concentrado y las colas.

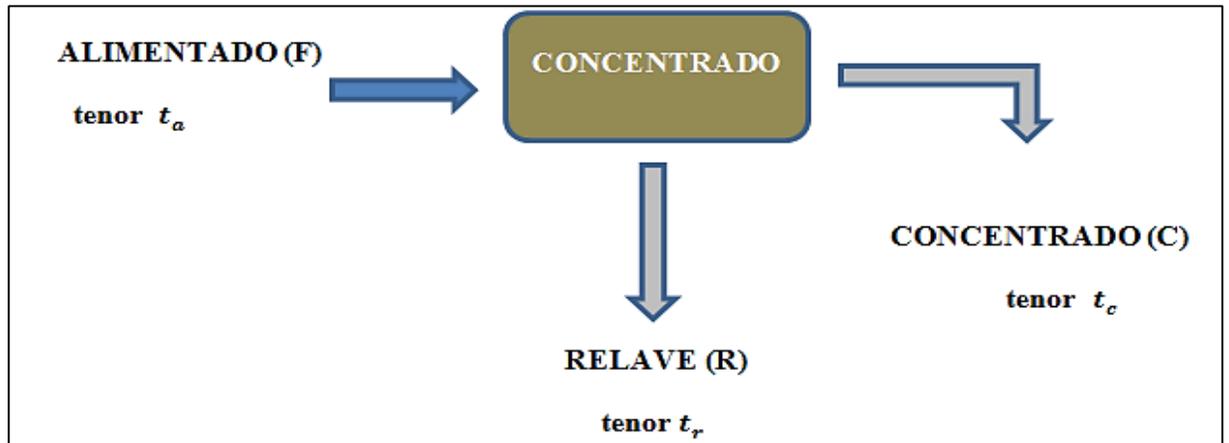


Figura 1.1. Diseño Teórico de un Concentrador con dos productos.

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

$$F * t_a = C * t_c + T * t_r \quad (\text{Yin, 2016}) \quad (1.1)$$

Dónde:

F = Masa de alimentación en gr.

t_a = Tenor de concentrado en el alimento

C = Masa del concentrado de interés en gr.

t_c = Tenor de concentrado

T = Masa de relaves en gr.

t_r = Tenor de concentrado en relaves

La figura 1.1 pauta que el resultado del alimento (entradas), es igual a la suma del concentrado y las colas, multiplicados por sus tenores respectivamente.

Una vez entendido el balance de masa dentro de un concentrador en estado estacionario, procederé a la clasificación de los índices metalúrgicos, ya que estos se dan por una relación de concentración de calidad y otra por relación de capacidad del circuito de concentración, descritos a continuación (Bustamante et al., 2008).

1.2.2.1. Relación de Calidad

Se relacionan con la calidad del producto final, es decir, funcionan como indicativos para tener un control de eficacia en general o por fases, de acuerdo con la necesidad del proceso (Bustamante, 2008).

1.2.2.2. Recuperación (R)

Es la parte del valor útil de mineral obtenido en el concentrado, esto es, relación que existe en una operación de concentración entre el peso del mineral de interés que hay en el concentrado con respecto a la cantidad de ese mismo mineral que hay en la alimentación, o que ingreso a la operación (Sutulov, 1963).

$$R = \frac{\text{Peso del mineral de interés en concentrado}}{\text{Peso del mineral de interés en alimento}} \quad (\text{Sutulov, 1963})$$

$$R = \frac{C * t_c}{F * t_a} \quad (1.2)$$

Dónde:

R = Recuperación

C = Masa del concentrado de interés en gr.

tc = Tenor de concentrado

F = Masa de alimentación en gr.

t_a = Tenor de concentrado en el alimento

El resultado de la recuperación nos dará una idea del porcentaje rescatado de la corriente del concentrado y el restante sale del circuito por la corriente de las colas. En muchas ocasiones la ecuación 1.2 no se cumple a nivel práctico y según Abarca (2011), esta fórmula se modifica a conveniencia de la planta de concentración.

1.2.2.3. Razón de Enriquecimiento (R_E)

Es la relación existente entre el tenor del mineral útil en el concentrado, con respecto al tenor del mismo mineral en la alimentación (Castro, 2002).

$$R_E = \frac{t_c}{t_a} \quad (1.3)$$

Dónde:

R_E = Razón de enriquecimiento

t_c = Tenor de concentrado

t_a = Tenor de concentrado en el alimento

Según Bustamante (2008), mientras el resultado de la razón de enriquecimiento sea mayor a la unidad, mejor será la concentración.

1.2.2.4. Índice de Selectividad (I.S.)

La concentración mineral se basa en la disociación de especies de acuerdo a las características y rendimiento económico, ahora bien, partiendo desde este concepto se puede aludir a un índice de selectividad de acuerdo al proceso, ofreciendo como resultado una comparación de la calidad de separación entre dos especies (X) y (Y) (Taborda et al., 2007).

$$I.S. = \frac{t_a(X) * t_t(Y)}{t_a(Y) * t_t(X)} \quad (\text{Bustamante, 2008}) \quad (1.4)$$

Dónde:

$t_a(X)$ = Tenor del componente de (X) en la alimentación de la operación

$t_a(Y)$ = Tenor del componente (Y) en la alimentación de la operación

$t_t(Y)$ = Tenor del componente (Y) en el relave

$t_t(X)$ = Tenor del componente (X) en el relave

1.2.2.5. Relación de Capacidad

Existen índices que relacionan la capacidad de los equipos con la producción y proporcionan la información para su escalamiento, selección y dimensionamiento, que a continuación, se describirán.

a. Razón de Concentración (RC)

Abarca (2011), menciona que es la razón entre la masa de alimentación y la masa del concentrado, es decir, es el flujo másico de sólidos en la alimentación “F” con respecto al flujo de sólidos en el concentrado, en otras palabras, expresa la cantidad de toneladas de cabeza son necesarias para obtener una tonelada de concentrado.

$$RC = \frac{F}{C} \quad (\text{Abarca, 2011}) \quad (1.5)$$

Dónde:

RC = Es la razón de concentración

F = Flujo másico de sólidos en la alimentación

C = Flujo másico de sólidos en el concentrado

b. Rendimiento de Concentración (V)

El rendimiento de concentración es el inverso de la razón de concentración (RC) y se precisa como la relación entre el flujo másico en el concentrado respecto al flujo másico de sólidos en la alimentación.

$$V = \frac{C}{F} = \frac{1}{RC} \quad (\text{Bustamante, 2008}) \quad (1.6)$$

Dónde:

V = Rendimiento de concentración

C = Flujo másico de sólidos en el concentrado

F = Flujo másico de sólidos en la alimentación

RC = Razón de concentración

c. Eficiencia de la Separación (E)

Es la relación que existe entre el inverso de la diferencia entre la recuperación y el rendimiento de la concentración y la unidad con el rendimiento ideal de la

concentración, es decir, es un índice que acuerda a la información obtenida en los anteriores numerales (Chuck et al., 1999), y, se puntualiza con la siguiente formula:

$$E = \frac{R-V}{1-V_{ideal}} \quad (\text{Chuck et al., 1999}) \quad (1.7)$$

Dónde:

E = Eficiencia de la separación

R = Recuperación

V = Rendimiento de la concentración

V_{ideal} = Rendimiento ideal de la concentración

1.2.2.6. Relación entre la recuperación (R) y la Razón de enriquecimiento (R.E.)

En la siguiente grafica se podrá observar un ejemplo de concentración muy común, en donde la relación entre la recuperación y la razón de enriquecimiento es opuesta.

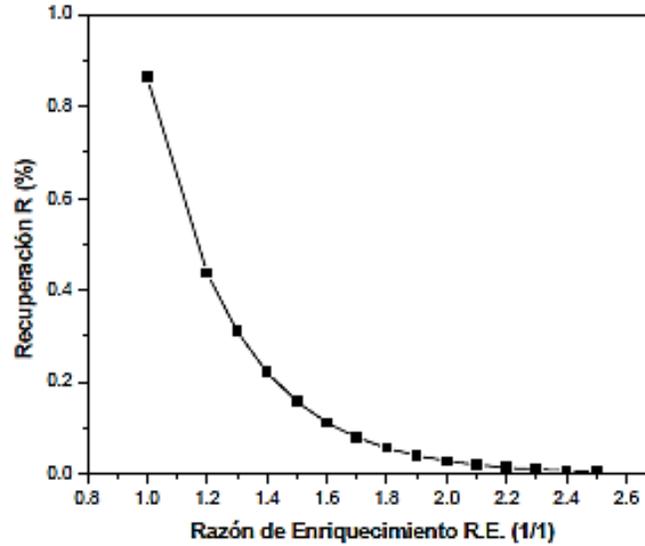


Figura 1.2. Relación de Recuperación frente a la Razón de Enriquecimiento.

Fuente: (Bustamante, 1994)

Esto quiere decir que, mientras los valores metalúrgicos son altos y de acuerdo al ejemplo típico de la figura 1.2 el factor de recuperación será mayor si la razón de enriquecimiento es baja, y viceversa. (Bustamante et al., 2008).

1.2.3. Índices Metalúrgicos Ideales

Para que existan estos índices metalúrgicos, es necesario que la separación cumpla dos condiciones fundamentales en la concentración; que el tenor de mineral de interés en las colas sea cero y que no haya presencia de material estéril en el concentrado; esto es:

$$t_t = 0$$

$$t_a = 1.0$$

Tabla 1.1. Índices de Concentración Ideales.

Índice Metalúrgico	Término del Índice Idealmente	Índices en términos de Tenores
Recuperación R	$R_{IDEAL} = 1.0$	$R = \left[\frac{t_a - t_t}{t_c - t_t} \right] \frac{t_c}{t_a}$
Razón de Enriquecimiento R_E	$R_{E-IDEAL} = 1/t_a$	$R_E = \frac{t_c}{t_a}$
Índice de Selectividad $I.S.$	$I.S._{IDEAL} \rightarrow \infty$	$I.S. = \frac{t_a(A) * t_b(B)}{t_b(A) * t_a(B)}$
Razón de Concentración RC	$RC_{IDEAL} = 1/t_a$	$RC = \frac{t_c - t_t}{t_a - t_t}$
Rendimiento V	$V = t_a$	$V = \frac{t_a - t_t}{t_c - t_t}$
Eficiencia de Separación E	$E = 1.0$	$E = \frac{(t_a - t_t) (t_c - t_a)}{t_a (t_c - t_t) (1 - t_a)}$

Fuente: Bustamante et al., 2008

Nótese, en caso de que no se cumplan las dos condiciones, la concentración deja de ser ideal.

1.2.4. Objetivo de las etapas de Concentración

En esta tesis nos centraremos en la etapa de desbaste, es decir, flotación Rougher y por lo tanto el objetivo de esta etapa es eliminar partículas mixtas al máximo y obtener un concentrado enriquecido en Au y como mineral secundario Ag.

Las variables que más influyen en nuestros resultados son la recuperación y el rendimiento, como ya analizamos anteriormente y suelen designarse como circuitos o etapas de recuperación (Burt, 1984), ya que la aplicación de los índices se basa en las diferencias de las propiedades de cada proceso y el fin de separar minerales valiosos de los estériles, es de obtener la parte valiosa que pueda ser comercializada.

1.2.5. Fundamentos de la Flotación

La flotación es un proceso fisicoquímico de separación de partículas finas en suspensión en un medio acuoso, donde las partículas seleccionadas se fijan en burbujas de aire y se elevan para formar una espuma (Pérez, 2010), es decir, consiste en separar partículas “hidrófobas” (repelentes o sin afinidad química con el agua) de partícula “hidrofílicas” (afines químicamente con el agua), asistida con inyección de burbujas de aire (Bustamante et al., 2008).

Según Mendieta y Vizhñay (1998), es un proceso de separación de minerales, basándose en que uno de ellos sobrenada en la superficie de un líquido, por medio de burbujas y en base a sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas.

Este proceso es uno de los más importantes para la recuperación de oro y metales valiosos, pues, separa partículas de interés contenidas en una mena debido a la acción de las burbujas en las pulpas; es decir, la flotación cumple con la función de separar distintos tipos de minerales, mediante la adhesión selectiva de burbujas de aire en las partículas minerales.

El proceso de flotación se basa en los siguientes principios básicos:

1. Mineral hidrofóbico, el cual repele y desplaza agua de la superficie de sus partículas, por consiguiente, permite una acción directa de las burbujas de aire que se unen a la partícula (Abarca, 2011).
2. Las burbujas de aire juegan un papel esencial, pues las partículas pueden mantenerse suspendidas en la superficie con la formación de una espuma estable (Abarca, 2011).

El cumplimiento de estos principios básicos se basará en los reactivos químicos que se agreguen y su correcta proporcionalidad de acuerdo a la necesidad del proceso.

A continuación, se detallarán los agentes necesarios para la flotación:

- Colectores,
- Activadores,
- Depresores, y,
- Modificadores.

Dentro del proceso de flotación, sólo las partículas minerales hidrofóbicas se adhieren a las burbujas, en tanto que las hidrofílicas no se adhieren (ganga). Existen 2 tipos de hidrofobización, una especie con hidrofobicidad nativa y otra con hidrofobicidad inducida (Mendieta & Vizhñay, 1998).

1.2.5.1. Hidrofobicidad Nativa, inherente o natural.

En la naturaleza encontramos ciertos minerales que contienen hidrofobicidad natural o también llamada inherente. Por ejemplo, talco, azufre, grafito, molibdenita.

El resto de las especies son hidrofílicas, por lo que no son seleccionables mediante una corriente de burbujas (Abarca, 2011).

1.2.5.2. Hidrofobización Inducida

La acción de los reactivos colectores modifica las propiedades superficiales; generando una transición selectiva, inducida por colectores (Sutulov, 1963).

Hidrofílica - Hidrofóbica

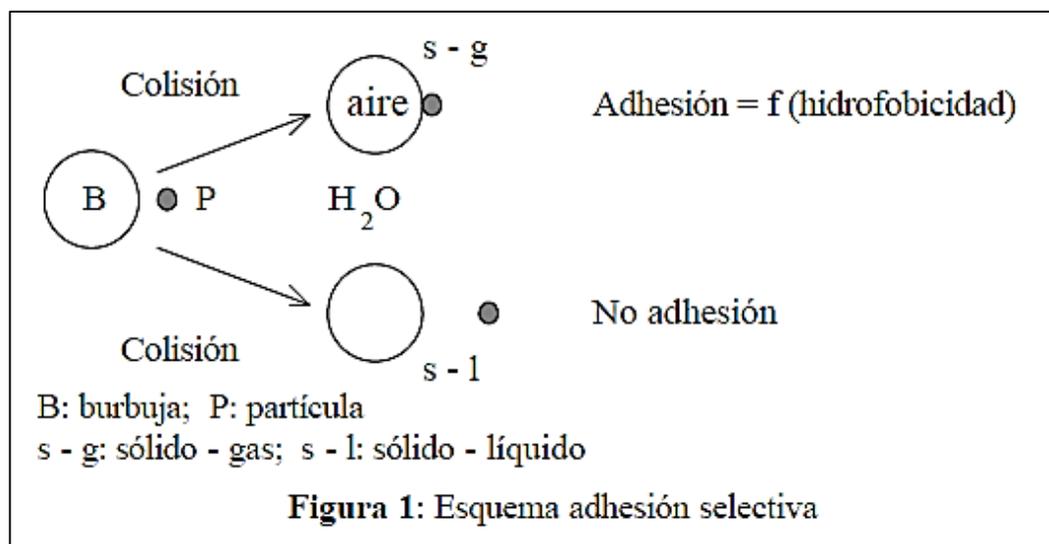


Figura 1.3. Esquema de adhesión selectiva.

Fuente: (Abarca, 2011)

Nótese, que es posible flotar minerales muy variados, incluso sales si se dispone de los reactivos químicos adecuados, es decir, se pueden separar casi todas las especies minerales.

1.2.5.3. Estudio de la afinidad de fases.

Superficie hidrófoba es afín con una fase gaseosa (burbuja), en otras palabras, es cuando una superficie no es compatible con el agua.

Superficie hidrofílica no es afín con una fase gaseosa (burbuja), es decir, que tiene una correlación con el agua.

1.2.5.4. Ángulo de Contacto

Según Thomas Young (1805), quien presentó tratar el ángulo de contacto de una gota líquida, se desarrolla debido a las fuerzas de tensión que se generan entre la superficie de un mineral y la superficie de la burbuja (Abarca, 2011).

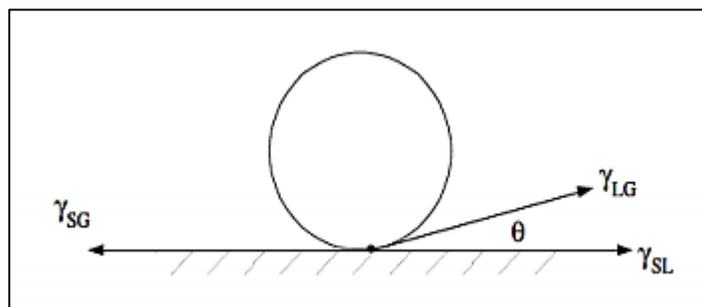


Figura 1.4. Ángulo de Contacto.

Fuente: (Flores, 2007)

Es decir, se puede determinar la mojabilidad del mineral por el contacto con el agua, burbuja o colector, respecto a uno de los fluidos. Dentro del estudio de la flotabilidad de los minerales, el ángulo de contacto es suma importancia para determinar si una superficie es hidrófoba o hidrófila (Flores, 2007).

Para determinar si la superficie es hidrófila, el ángulo de contacto con el agua es menor a 90° o cuando el ángulo de contacto con el aire o colector es mayor a 90° , véase en la Figura 1.5 (Guedez, Salaguer y Forgiarini, 2007).

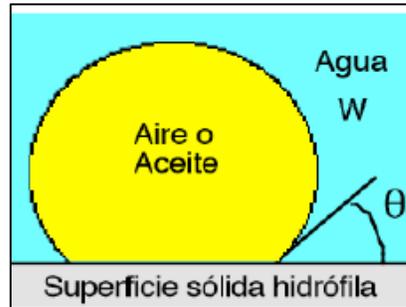


Figura 1.5. Superficie mojabla por el agua, hidrofílica.

Fuente: (Guedez, Salaguer, y Forgiarini, 2007)

Para determinar si la superficie es hidrófoba, el ángulo de contacto con el agua es mayor a 90° o cuando el ángulo de contacto con el aire o colector es menor a 90° , véase en la Figura 1.6. (Guedez, Salaguer y Forgiarini, 2007)

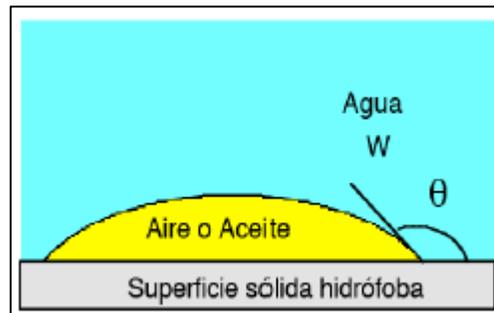


Figura 1.6. Superficie mojabla por aceite, hidrofóbica.

Fuente: (Guedez, Salaguer, y Forgiarini, 2007)

1.2.5.5. Potencial Zeta

Cuando las partículas intrínsecamente de la pulpa se transportan en relación con el fluido, nace un plano en el cual la doble capa eléctrica se divide el plano de cizallamiento. Este desplazamiento diferencial de las partes de la doble capa eléctrica origina un potencial eléctrico llamado potencial zeta o potencial electrocinético, el cual puede ser medido de diferentes métodos (Abarca, 2011).

El principio de determinación del potencial zeta es muy simple. Se aplica un campo eléctrico controlado por medio de electrodos inmersos en una muestra en suspensión; esto provoca que las partículas cargadas se muevan a través del electrodo de polaridad opuesta. Las fuerzas viscosas que actúan en la partícula en movimiento tienden a oponerse a este movimiento, estableciéndose un equilibrio entre ambas fuerzas de atracción electrostática y la resistencia de viscosidad (Lenntech, 2012).

$$\delta = \frac{4\pi\eta}{\varepsilon} * U * 300 * 300 * 1000 \quad (\text{Lenntech, 2012}) \quad (1.8)$$

Dónde:

δ = Potencial Zeta (mV)

η = Viscosidad de la solución

ε = Constante Dieléctrica

U = Movilidad Electroforética

La movilidad electroforética se obtiene de la siguiente ecuación 1.9.

$$U = \frac{v}{V/L} \quad (1.9)$$

Dónde:

U = Movilidad Electroforética

v = Velocidad de la partícula en cm/seg

V = Voltaje en voltios

L = Distancia del Electrodo

1.2.5.6. Fuerza intermolecular y enlaces comunes

- a. Fuerzas de Vander Waals (dispersión de London), fuerzas débiles de atracción.
- b. Interacciones Dipolo Inducido
- c. Interacciones Dipolo – Dipolo
- d. Enlace Hidrofóbico, interacción entre cadena hidrocarbonatada de características hidrofóbicas.
- e. Enlace de hidrogeno.
- f. Enlace iónico en sales.
- g. Enlace covalente (sulfuros metálicos)
- h. Enlace metálico (metales nativos)

La energía libre superficial es un resultante de la acción de fuerzas internas de las fases que se manifiestan en la interfase, por lo tanto, corresponde de la actividad superficial que interactúa en el medio. Si el sólido tiene energía libre superficial baja, será menos activo (Castro & García, 2010).

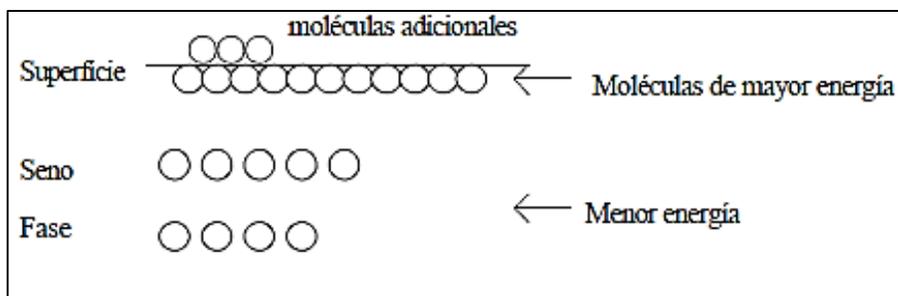


Figura 1.7. Fenómenos de Adsorción.

Fuente: (Castro y García, 2010)

Nótese, que la energía libre puede llegar a cero cuando las moléculas adicionales tienen propiedades similares, es decir, la presencia de tensoactividad (Abarca, 2011).

1.2.5.7. Adsorción

Proceso en el cual átomos, iones o moléculas de gases, líquidos o sólidos disueltos son atrapados en una superficie, que es un fenómeno de volumen, además que la presencia de formación de gotas en líquidos disminuye la tensión superficial, por lo tanto, se asumen un área de contacto menor; la capa superficial actúa como una membrana contráctil (Castro & García, 2010).

1.2.5.8. Coalescencia

La emulsión aceite – agua se rompe en pequeñas gotas, que pasan a construir una fase separada, por lo tanto, si se suma el área de todas las pequeñas gotas, esta resulta menor y por lo tanto el área de contacto entre el agua y el aceite se reduce (Castro & García, 2010).

1.2.5.9. Emulsificación

Es lo inverso a la coalescencia, es decir, el contacto entre es mayor entre el área de contacto entre el agua y el aceite aumenta.

1.2.5.10. Ascenso capilar

Está vinculada a la hidrofobicidad, es decir, los sólidos hidrofóbicos tienen baja energía libre superficial y los hidrofílicos, alta. Por lo tanto, la energía libre superficial en el balance trifásico sólido – líquido – gas determina la adhesión de partículas minerales a burbujas de aire (Marsden y House, 1993).

1.2.6. Flotación Rougher

La Flotación Rougher es la primera etapa en la concentración de minerales que tiene como objetivo maximizar la recuperación, manteniendo la concentración de concentrado dentro de los rangos aceptables. En esta etapa es importante mantener un buen control porque afecta directamente al rendimiento de la operación de concentrado y pequeños aumentos de la recuperación en la flotación, que resultan en beneficios económicos significativos (Neira, 2013).

El control de la operación de flotación es complejo por su naturaleza no lineal, la presencia de disturbios en el accionar de los reactivos, falta de instrumentos y otros factores que han llevado a la búsqueda de técnicas de control más avanzado, como el control experto y predictivo por medio de pruebas a nivel de laboratorio aplicando índices metalúrgicos (Abarca, 2011).

Se han propuesto sistemas que utilizan destrezas de control convencionales (pH, flujo, modificadores, espumantes y colectores). Por otro lado, características como el color, la velocidad y el tamaño de la burbuja. En este campo, algunos investigadores han logrado estimar el grado de concentrado mediante el procesamiento de imágenes (Neira, 2013).

1.2.6.1. Superficie de sólidos en Flotación

Cuando hablamos de la superficie de sólidos, es necesario mencionar la energía libre superficial. En los sólidos cristalinos se origina una polarización y deformación de los iones de la superficie debido a la asimetría de la disposición espacial anión – catión en los contornos de dicha área, esto admite la ocurrencia de fenómenos como la adsorción, el mojado y la nucleación. Pues para un determinado tamaño de partículas puede darse, que con los aditivos adecuados y en presencia de burbujas de aire, las partículas de solido se recubran de burbujas de aire, siendo la densidad aparente del conjunto menor que la densidad del líquido (Costa et al., 2004).

1.2.6.2. Propiedades Hidrofóbicas e Hidrofilicas.

El proceso de flotación se fundamenta especialmente en las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los sólidos a separar tal como ya se manifestó previamente, es decir, en la mojabilidad o de los sólidos (Abarca, 2011).

1.2.6.3. Mecanismos de Flotación de partículas de Oro

Hablando de el Oro (Au), lo encontramos dentro de una mena con aleaciones de sulfuros nos centraremos en que este sea hidrofílico (Abarca, 2011), o sea, mojables por el agua y por consecuencia son aerofóbicos, es decir, no se adhieren normalmente a las burbujas de aire, por esto la necesidad de un espumante.

1.3. Celdas de Flotación tipo Denver D12

Las máquinas de flotación están diseñadas para garantizar buen flujo de pulpa, contacto activo entre las partículas y las burbujas de gas y ascenso de burbujas de aire cargadas

de mineral hasta la parte superior de la celda, para ser removidas (Fuerstenau y Han, 2003).

La concepción del circuito de flotación está fuertemente influenciada por la experiencia del diseñador generalmente basada en preceptos comunes de tradición metalúrgica, aunque estos preceptos no pueden tener como objetivo proporcional un resultado óptimo, una clara violación de algunos de ellos clasifica la configuración obtenida como poco realista, inclusive llegando a poner en duda la validez del resultado (Méndez et al., 2009).

Es un tipo de celda cuadrículada aplicada a la flotación Rougher y Cleaner, que se caracterizan principalmente por el uso de recirculación uniforme de la pulpa a través del impulsor, en otros términos, separar una cabeza, un concentrado y un producto de relave de forma considerablemente satisfactoria, lo que conlleva a una mezcla homogénea con agitación y aireación a baja presión, además, tiene grandes ventajas al momento de obtener volúmenes de recuperación altos al eliminar los problemas de arenamiento y zonas muertas (Monchablón, 1961).

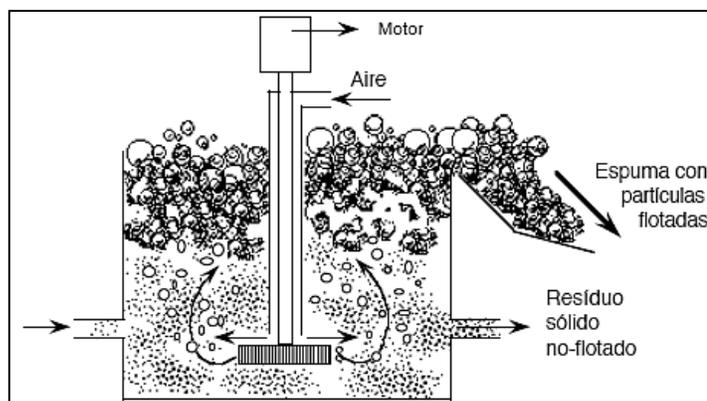


Figura 1.8. Descripción de una celda flotación tipo Denver

Fuente: Fuerstenau y Han (2003)

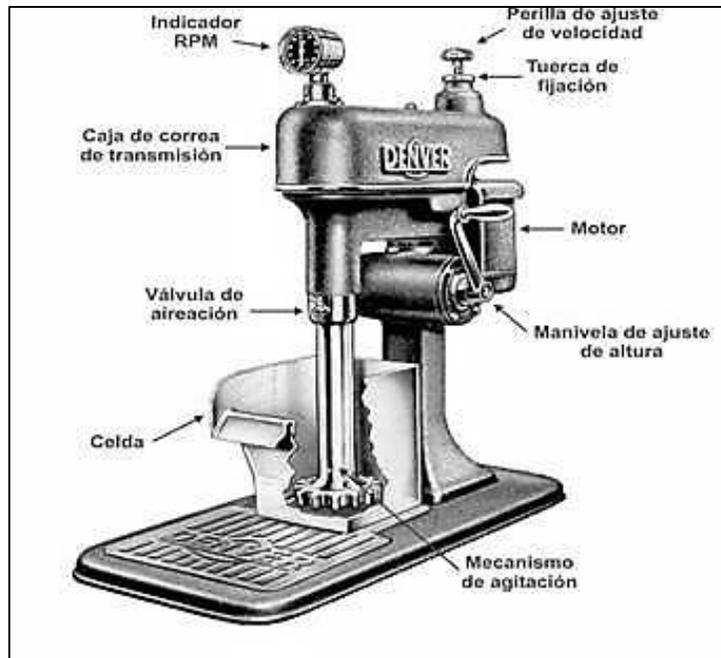


Figura 1.9. Descripción de una celda Denver a nivel de laboratorio.



Figura 1.10. Celdas tipo Denver - Laboratorio CIMEX

A nivel de laboratorio encontramos distintas capacidades de almacenamientos para implementar el proceso de flotación de acuerdo con la necesidad de flotación, es decir, existen celdas de 500 ml, 1000 ml y 1500 ml. Se determinó que la mejor opción por costos y capacidades para el proyecto es la celda de 1000 ml.

1.4. Aireación en la Flotación

La aireación en la flotación es fundamental, pues influye químicamente y es un medio de transporte de las partículas de mineral de interés hasta la superficie de la pulpa; todas las investigaciones apuntan a una participación activa e influencia en que las burbujas de aire no se pueden fijar directamente sobre la superficie de las partículas de los minerales si anteriormente no se oxidan, pues este gas absorbido cambia el potencial de la superficie y contribuye a la hidrofobización, dando como resultado partículas aerofílicas (Mendieta y Vizhñay, 1998).

Según Hernández (2003), en su investigación se justificó que la densidad de flujo de área superficial de burbuja es una cuantificación clave para definir celdas y columnas de flotación, pues el provecho puede ser afín de forma directa con la densidad de flujo de área superficial de burbuja independientemente del prototipo de dispersor utilizado, o sea, juega un papel importante en el proceso de separación, debido a su alta correlación con la constante cinética de flotación.

1.5. Propiedades del Agua

El proceso de flotación consume altas cantidades de agua, pues cada tonelada de mineral consume entre 2,5 y 3 toneladas de agua.

Gran cantidad de plantas metalúrgicas están ubicadas en sectores cercanos a las minas para efecto de minimizar costos, pero en casi todos los casos no hay vertientes o lugares donde encontrar una fuente de agua y es por ello que se recurre a usar aguas subterráneas provenientes de la mina, lo cual conlleva un factor negativo para la flotación, ya que estas aguas naturales contienen sulfatos, carbonatos o fosfatos de potasio, sodio, calcio y otros (Sutulov, 1963). Por lo que se ve la necesidad de regular el pH y solucionar el problema de los iones metálicos, adoptando un circuito alcalino de flotación.

También encontramos contaminantes orgánicos (humus u otras), que pueden ser muy peligrosas y alterar la función de los reactivos formando coloides, por ello se recomienda un tratamiento sanitario y químico pre-flotación (Hernández, 2003).

En el proceso de flotación las propiedades del agua tienen importancia en el proceso de flotación por cuanto explican el distinto comportamiento de los sólidos frente al fenómeno de la mojabilidad de los minerales y su reacción con los reactivos (Mendieta y Vizhñay, 1998).

1.6. Tiempos de Flotación

Es una de las variables esenciales al momento de diseñar una celda de flotación, ya que representa un gran compromiso al momento de actuar los reactivos, es decir, la adsorción de los reactivos depende de la solubilidad, disociación, concentración y temperatura de la pulpa (Sutulov, 1963).

1.6.1. Tiempo de Acondicionamiento

Es el tiempo requerido en el que los modificadores, colectores y los espumantes empleados directamente en la flotación reaccionen apropiadamente con los minerales contenidos en la mena (Jaico, 2009).

1.6.2. Tiempo de Retención

Es el tiempo necesario para la recolección de las burbujas, es decir, el tiempo de retención depende principalmente de la velocidad de elevación de las burbujas de aire en el agua en donde se determinará la diferencia de la obtención de concentrado y relaves (Nemerow & Dasgupta, 1991).

1.7. Metodología aplicada a la Flotación Rougher

La Flotación Rougher es una flotación primaria de cabeza (desbastadora), que acapara el material procedente de una molienda o remolienda en donde flotan la mayor parte de minerales valiosos.

La diferencia de esta investigación se centra en obtener un resultado óptimo, asegurando una recuperación acrecentada de oro y plata, reduciendo un circuito de flotación mineral.

1.7.1. Reactivos

Se sabe que la mayoría de los minerales no poseen flotabilidad, por lo que se debe provocar la hidrofobicidad, posteriormente en el momento de la flotación se deberá utilizar reactivos que se clasifican conforme a su papel en la misma, y son: colectores, espumantes y modificadores.

1.7.1.1. Colectores

Son reactivos orgánicos numerosos en composición y estructura, cuya función es la hidrofobización selectiva absorbidos por la superficie del sólido en forma de partículas finas aumentando el ángulo de contacto, o también se puede decir que estos actúan sobre los sulfuros rodeándolos en una capa, y así poderse consolidar de una manera simple a una burbuja, es decir, crear condiciones favorables de adherencia mineral-burbuja. Los mismos que disminuyen la humectación de las partículas del mineral y aumentan su capacidad de adherencia a las burbujas (Valderrama, 1995).

Los colectores se dividen en dos grupos, esto se debe a la capacidad de disociación en la pulpa de flotación.

1. Los ionógenos que se disocian en iones.
2. Los no ionógenos que actúan en forma molecular.

En dependencia de si la parte de flotación activa de la partícula de la molécula es anión o catión, los colectores ionógenos, se sub-dividen en aniónicos y catiónicos, más adelante se expresará con más detalle la aplicación que estos tendrán dentro del proyecto.

1.7.1.2. Selección del Espumante

Al momento de seleccionar el espumante se establece las particularidades de la espuma, la misma que favorece la selectividad de la operación. Existen varias razones que se deben tomar en cuenta el momento de la utilización del espumante:

- 1) Regular la espuma,
- 2) Acortar la tensión superficial del agua,
- 3) Optimizar la cinética de interacción burbuja-partícula,
- 4) Minimizar el fenómeno de unión de dos o más burbujas (coalescencia)

Unión de las partículas en suspensión coloidal o de las gotitas de una emulsión para formar granos o gotas mayores. La elevación de la espuma y el flujo de aire a la celda afectan el tiempo de retención de las partículas en la espuma. El buen manejo de la espuma depende primordialmente de la dosificación del espumante (Cytec, 2015).

Una de las partes más importantes de un espumante es que no debe combatir contra los colectores, disminuyendo así la energía libre superficial de las partículas minerales por ello, si el espumante actúa como colector, disminuirá la selectividad del colector que se está utilizando (Klimpel, 1999).

1.7.2. Granulometría

El efecto de la granulometría durante el proceso de concentración por flotación es un factor significativo, pues afecta directamente a la recuperación del mineral, pero esta a su vez repercute negativamente al sobre moler el material (Habashi, 2005).

Cabe mencionar que “diversos investigadores reportan que una de las variables que tiene mayor impacto en el proceso de flotación es el tamaño de partícula del mineral. En la práctica se ha observado que la eficiencia de la flotación en celdas convencionales disminuye cuando el tamaño de partícula es menor a 38 μm (malla N° 400) y en el caso opuesto cuando el tamaño de partícula es mayor a 250 μm (malla N° 200)” (Concha y Wasmund, 2016).

CAPITULO II

PARÁMETROS TÉCNICOS DE ACUERDO CON LAS CARACTERÍSTICAS DE LA MENA

2.1. Caracterización de la mena

Para conocer las características, se realizó un estudio de la mena a ser tratada mediante ensayos al fuego y análisis químicos, dando paso a calzar muchos puntos las propiedades de cada mineral (véase Tabla 1) y así aplicar un proceso adecuado.

2.1.1. Ensayo al Fuego

El método de ensayo al fuego consiste en producir una fusión de la muestra usando reactivos y fundentes adecuados para obtener dos fases líquidas: una escoria constituida principalmente por silicatos complejos y una fase metálica constituida por plomo, el cual colecta los metales de interés (Au y Ag); que posteriormente serán sometidos a un análisis químico o determinación gravimétrica, según condiciones finales de la muestra.

Tabla 2.1. Resultados del Ensayo al Fuego.

Mineral	Contenido	Unidades
Oro (Au)	10	g/t
Plata (Ag)	14	g/t

El ensayo al fuego fue realizado en las instalaciones del Instituto de Minerales CIMEX, de la Universidad Nacional de Colombia “Sede Medellín”.

2.1.2. Análisis Químico Mineralógico

El análisis químico dentro del campo de la mineralogía es un estudio químico de la composición y estructura, y, permite conocer los elementos que forman parte de una mena. Esta parte es importante para el desarrollo de este trabajo de grado, ya que servirá de apoyo para la determinación de las variables y parámetros (Candiotti, 1998).

Pues de acuerdo con el contenido de minerales que no son de interés se podrán aplicar ciertos reactivos para deprimirlos.

Tabla 2.2. Resultados del Análisis Químico

Mineral	Porcentaje (%)
Hierro (Fe)	8,8
Cobre (Cu)	0,02
Zinc (Zn)	0,12

Este resultado es resultado de un análisis químico por fluorescencia de rayos X.

La mena usada en el campo experimental fue tomada de las instalaciones de una mina de Colombia de Marmato, en la cual, según los ensayos al fuego y análisis químicos encontramos en su mayoría hierro; lo que nos lleva a la aseveración de la existencia de Marmatita y Esfalerita. La marmatita, aparece con un porcentaje de hierro entre el 10% al 26% teóricamente.

2.1.3. Minerales relevantes contenidos en la Mena

Lo primordial en la flotación es tener conocimiento de los minerales contenidos en una mena y su naturaleza para determinar que minerales serán de interés y cuáles no o ganga; así como también establecer los términos y variables en la flotación.

2.1.3.1. Esfalerita

Como se puede observar en la figura 2.1, la blenda o esfalerita está compuesta por sulfuro de zinc, que por su aspecto se confunde con la galena; otro de los aspectos característicos que se añade al sulfuro de zinc, que es incoloro, pero la blenda contiene siempre sulfuro ferroso, que la oscurece. En masas fibrosas o compactas son frecuentes las maclas. El zinc es uno de los componentes del latón y de otras aleaciones; se utiliza en la galvanización del hierro y algunos ejemplares como piedra decorativa, de interés científico y colecciones.



Figura 2.1. Muestra de Esfalerita.

Fuente: (Berrezueta y Domínguez, 2011)

En este ejemplar la forma de los cristales son tetraedros y dodecaedros en forma de maclas (Berrezueta y Domínguez, 2011).

Es un material que va de la mano con la presencia de otros sulfuros, es por eso la necesidad de mejorar el uso de reactivos adecuados para aumentar ingresos, minorando costos de producción.

2.1.3.2. Marmatita

Es una variedad de la esfalerita, pero con la diferencia en su contenido en hierro, pues, si es alto se le llama marmatita, pero si ese contenido es bajo se le llama blenda acaramelada. Su origen es magmático (líquido en pegmatitas), hidrotermal en yacimientos de baja y alta temperatura y alta temperatura, yacimientos sedimentarios hidrotermales; raramente sedimentario y metamórfico.



Figura 2.2. Muestra de Marmatita.

Fuente: (Berrezueta y Domínguez, 2011)

Aparece combinado con galena, pirita, calcopirita, marcasita, fluorita, barita, cuarzo y otros; a esto se debe la coloración de la figura 2.2. Uno de los principales yacimientos de blenda en España, y de donde provienen los mejores ejemplares es el de Ávila, en Cantabria (Berrezueta y Domínguez, 2011).

2.1.4. Cuarteo de la Muestras

Esto consiste en obtener una muestra significativa, que represente el total de la muestra y para lo cual se realiza los siguientes pasos:

- a. Se homogenizó el material molido, en otras palabras, se mezcló de manera uniforme haciendo un roleo varias veces hasta obtener una muestra uniforme.
- b. Por medio de una tolva diseñada para este trabajo (fig. 2.3), se procedió a fraccionarla por los conductos para obtener una muestra significativa de 100gr para los estudios pertinentes.



Figura 2.3. Tolva Cuarteadora

2.2. Parámetros técnicos

En el desarrollo del proyecto se evaluaron las propiedades fisicoquímicas y superficiales para el oro, y así se determinaron los reactivos químicos adecuados.

Para un estudio más certero de las variables que luego serán tratadas es necesario conocer algunos parámetros, tales como ángulo de contacto, que tamaño de grano es la mejor y la proporción de la densidad de la pulpa en la que se trabajará.

2.2.1. Reactivos químicos dispuestos para la Flotación de Oro

En la selección de reactivos se determinó la cantidad adecuada para la flotación selectiva de los minerales de interés, es decir, la dosificación propicia para la flotación de oro. Las variables dentro del proyecto experimental fueron los reactivos, es decir, colectores, espumantes y modificadores que serán detallados a continuación.



Figura 2.4. Reactivos químicos dispuestos para la flotación de oro.

2.2.2. Colectores

Como ya se explicó anteriormente, la función principal del colector es facilitar las propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales, y de acuerdo a las propiedades que presenta la mena, el tipo de colector que entra entre las variables serán dos tipos de Xantatos, debido a las propiedades colectoras, buena selectividad y bajo costo, además se considera como fundamental al momento de flotar metales nativos (Au, Cu y Ag), sulfuros de metales no ferrosos y para ciertos metales oxidados, previamente sulfidizados (Sutulov, 1963). A continuación, en la ecuación 2.1 se dará a conocer la relación de dosificación de colector por gramo de material

$$\frac{10 \text{ g}}{\frac{1000 \text{ kg}}{1 \text{ t}}} * 0.1 \text{ kg} = 0,001 \quad (\text{Malla, \& Vásquez, 2017}) \quad (2.1)$$

Dónde:

10 g = Dosificación del reactivo

0.1 kg = Cantidad de Pulpa

1 t = Tonelada

Esta dosificación será usada en los ensayos para los dos tipos de Xantatos, con algunas variaciones de acuerdo con la función y accionar de los minerales con respecto a los minerales.

Ahora bien, dentro de la familia de los xantatos, encontramos variaciones entre el número de carbonos en los xantatos y su selectividad en ciertos intervalos de tiempo, por eso se han seleccionado los siguientes:

- Xantato Amílico de Potasio, cuenta con un numero de carbonos de 5, presenta relación con un ángulo de contacto en estudio y la solubilidad en agua es completa y rápida, por lo posee acción rápida. Conserva una propiedad substancialmente no espumante y por lo tanto puede aprovecharse en la cantidad necesaria, sin peligro de producir espumación excesiva. Esto hace posible que, mediante el uso de agentes espumantes no colectores, se consiga una intervención controlada y aislado de la acción del colector (Ospina, 2016).

Tabla 2.3. Descripción del Xantato Amílico de Potasio (PAX)

Abreviación	PAX
Fórmula Química	$C_6H_{11}SO_2K$
Peso Molecular	202,37
Grupo Químico	Ditiocarbonatos
Ángulo de Contacto	80 ⁰

- Allylthionocarbamate, se utiliza principalmente para la flotación de mineral de sulfuro polimetálico: cobre/zinc, cobre/plomo/zinc, cobre/azufre y la separación asociada de oro y plata - metal, la fuerza colectora de oro y plata, especialmente para flotación de minerales de oro con alto contenido de azufre. mejor rendimiento, el colector en su función tiene algo de espuma (Pérez & Sillano, 2010).

La composición de este colector es: Isobutanul (código: 78-83-1) o metilpropan-1-ol, que es un alcohol derivado del metilpropano, y, Butanul, sec (código 78-92-2), que es un alcohol derivado del butano.

A diferencia del PAX, este colector es más selectivo, aunque el intervalo de recuperación es mayor.

2.2.3. Modificadores

La preparación de una superficie adecuada mediante el uso de modificadores en el proyecto es de gran importancia; ya que según Mendieta y Vizhñay (1998), podemos obtener mayor adsorción o desorción de los colectores sobre ellos, además, crear una pulpa en condiciones óptimas para una flotación satisfactoria y obtener mayor recuperación; se ha estipulado la necesidad tres modificadores a nuestras variables puntualizadas a continuación.

2.2.3.1. Regulador de pH

En flotación la regulación del pH es un elemento estratégico para una flotación selectiva de oro y plata que está asociado a minerales sulfurados como pirita, arsenopirita, pirofita, esfalerita o marmatita, es por esta razón la flotación se realizara con una variación de pH 7-8 para un efecto en los iones de los minerales, obteniendo mayor eficacia de los xantatos (Abarca, 2011).

Por lo que se decidió agregar una minúscula cantidad de Carbonato de Calcio, es decir, con solo 0,002 g de este regulador de pH se subió desde un rango de 6 hasta 8, permitiendo mayor selectividad.

2.2.3.2. Activantes

Debido a la presencia de ciertos sulfuros en la mena, se vio la necesidad de activar ciertos minerales de manera selectiva y así aumentar el poder del colector mediante el uso de Sulfato de Cobre (Cu SO_4), ya que posee una gran cualidad de activación para la superficie de la esfalerita.

Según Mendieta y Vizhñay (1998), la función de activación del sulfato de cobre consiste en que el ion cobre forma una película sobre la esfalerita, sobre el cual el xantato puede ser absorbido.

2.2.3.3. Depresantes

Para disminuir la capacidad de flotar de ciertos minerales, es preciso reducir el poder del colector en la superficie del zinc, por ello fue necesario el uso del sulfato de zinc (Zn SO_4), para deprimir los sulfuros de plomo y zinc, ya que la existencia de estos disminuye las leyes del resultado final y afectan el sistema de flotación selectiva (Sutulov, 1963), previniendo la hidrofobización de separación por el xantato.

2.2.4. Espumantes

La elección del espumante se determinó de acuerdo con las características de la estabilización de la espuma, disminución de la tensión superficial del agua y coalescencia, mejorar la cinética de interacción burbuja-partícula, y posteriormente,

definir el contenido de aire en la zona de colección al afectar la velocidad de ascenso de las burbujas

La recomendación para la altura media de la espuma es de 1,8 a 3 cm. (Sutulov, 1963).

Tomando en cuenta estos puntos importantes, se ha seleccionado dos tipos de espumantes gracias a que presentan una estructura análoga a los colectores y no cumplen otra función que solo espumación, es decir, no interfieren con la función de los colectores o modificadores.

a. AEROFROTH 65

Este espumante tiene propiedades optimizadas a nivel de laboratorios CYTEC (Compañía Solvay), es un producto sintético soluble en el agua y no es un alcohol, que presenta una recuperación mejorada y la fuerza relativa de flotación es alta, es decir, la cantidad de uso dentro del proceso será de bajo consumo (Lisperguier y Yianatos, 1998).



Figura 2.5. Espumación resultante del uso de AEROFROTH 65

b. MIBC

Es usado como espumante en la flotación de oro, plata y sulfuros de cobre. Se utiliza también una mezcla con otros espumantes cuando se requiere de una espumación más resistentes, distribuido por Wego en Colombia. Esta menor persistencia es ventajosa en aquellos casos en que desea obtener un manejo

adecuado de los concentrados en instalaciones en las cuales un exceso de espumación no es recomendable, es decir, la espuma es controlada y de menor diámetro si la comparamos con la anterior, además no cuenta con fines colectores (Santana, 2002).



Figura 2.6. Espumación resultante del uso de MIBC

2.2.5. Medición del Ángulo de Contacto

Dentro de los parámetros técnicos para una flotación adecuada es necesaria la medición del ángulo de contacto, pues dentro de la teoría de la flotación los ángulos de contacto tienen una importancia extraordinaria porque relacionan en forma cuantitativa las propiedades hidrofóbicas de un mineral con su flotabilidad (Flores, 2007).

Para las medidas del ángulo de contacto, fue necesario el uso del equipo goniómetro tipo OCA 15 PLUS, con software SCA 20 del Instituto de Minerales CIMEX, de la Universidad Nacional de Colombia; en el cual se cuantificó la mojabilidad del mineral frente a los Xantatos.

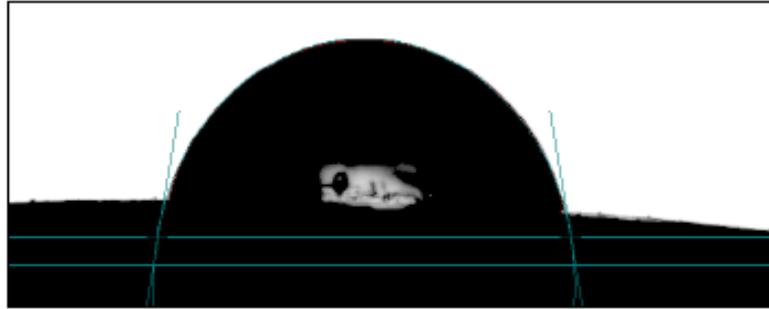


Figura 2.7. Ángulo de Contacto frente al Xantato Amílico de Potasio (PAX)

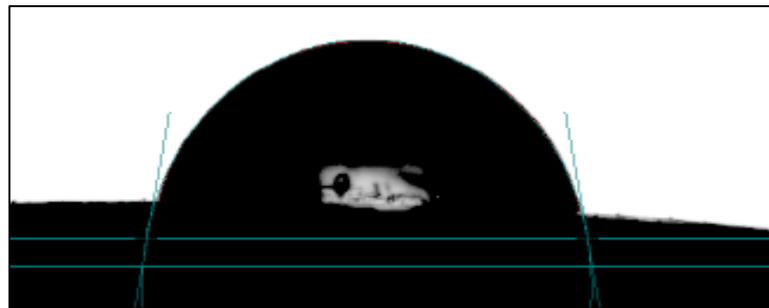


Figura 2.8. Ángulo de Contacto frente al Xantato Allylthionocarbamate con una composición de Isobutanul 78-83-1 y Butanul, sec 78-92-2

2.2.6. Tratamientos y pretratamientos aplicados a la mena

Los criterios para la aplicación de los tratamientos y pretratamientos se deben a la necesidad de una granulometría donde la liberación de los minerales de interés sea óptima y garantice los resultados de la flotación:

a. Trituración

Proceso mediante el cual se reduce el tamaño del material mineralizado a menos de 0,2 milímetros, de manera que sea adecuado para la flotación (Ministerio de Minería del Ecuador, 2012).



Figura 2.9. Trituración previa, tamaño de grano oscila entre 2-3 cm de diámetro

Debido a que la muestra llegó a las instalaciones del CIMEX con una trituración previa y con un rango de tamaño de grano de diámetro 2 cm a 3 cm, se procedió a realizar una remolienda para la liberación adecuada del mineral de interés.

b. Molienda

Según Villas-Böas y Aranibar (2003) la molienda es un segundo chancado en molinos de bolas, donde una vez cargado y cerrado se procede a la molienda con aproximadamente una duración de una hora y media.

La Molienda en flotación de Oro es típico en muchas plantas concentradoras, logrando altos rangos de recuperación y excelente grado de granulometría para este metal, logrando estabilizar mejor los resultados de recuperación, para lo cual se dio la necesidad de remolienda hasta llegar a malla N° 200, y de este modo liberar en su totalidad los valores que estaban en carga que sería destinada para el alimento de la flotación (Villegas & Manzaneda, 2006).

Para realizar la molienda del mineral se hizo uso de los molinos de bolas a nivel del laboratorio de CIMEX.

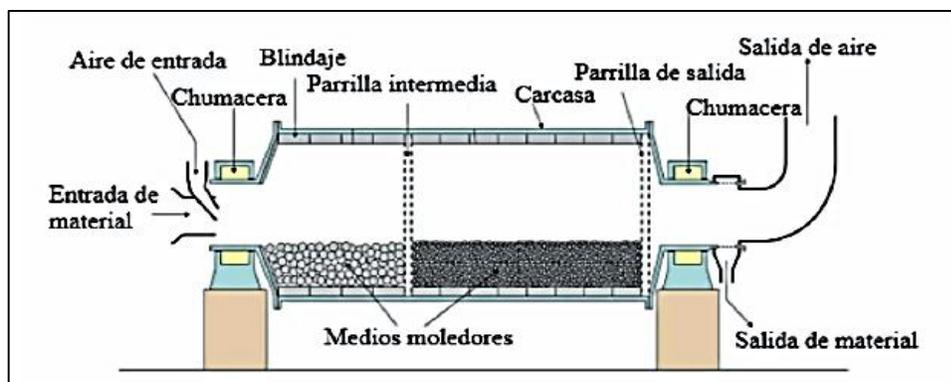


Figura 2.10. Características de un Molino de Bolas

El fin del uso de este molino de bolas es el de disminuir el tamaño del grano de tal manera que pase por la malla N° 200.

2.3. Densidad de la pulpa en los ensayos

Dentro de densidades medianas de las pulpas, tenemos entre 20 y 30% de sólidos, debido a que el porcentaje dentro de este rango de sólidos no influye en las recuperaciones ni en las leyes de los concentrados. La situación, sin embargo, empieza a cambiar cuando se llega a condiciones extremas de gran dilución o de gran densidad (Martínez y Carletto, 1990).

Hay que tener en claro que la viscosidad de la pulpa, ya que si esta es alta impide la dispersión de aire y por ende no permite la formación de burbujas, repercutiendo en el resultado de la flotación. La densidad de pulpa se calcula con la ecuación 2.2.

$$\frac{100}{\rho_{pulpa}} = \frac{\% \text{ peso}}{\rho_{sólido}} + \frac{100 - (\% \text{ peso})}{\rho_{agua}} \quad (\text{Flores, 2007}) \quad (2.2)$$

2.4. Interpretación de Parámetros

Las propiedades anteriormente señaladas son de particular importancia para el proceso de flotación, pues nos hemos basado prácticamente en todos estos parámetros para realizar los ensayos a nivel de laboratorio.

En consecuencia, con los reactivos es necesario que se exponga el porqué de la selectividad y su dosificación, como ya se ha explicado anteriormente en cuanto al colector, se aplicara a la flotación 0,01 ml de xantato en 10 g, disueltos en agua al 10%, sin embargo, existirán variables que se darán a nivel de laboratorio por las diferencias en las propiedades de los reactivos. Si hablamos del xantato amílico de potasio, pues este tiene la propiedad de ser soluble en agua con una velocidad alta de disolución y no interfiere con la acción del espumante; mientras que con el colector Allylthionocarbamate es altamente selectivo a diferencia del PAX, pero la disolución no es tan rápida. Añadiendo que los modificadores serán de gran ayuda para mejorar la selectividad de los colectores, si hablamos de pH, Abarca (2011), menciona que es estratégica la flotación con un pH entre 7 y 8 para Au y Ag, por lo que es suficiente agregar solo 0,002 de Carbonato de Calcio.

Para los activadores y depresantes se ha visto la necesidad de variar en cada una de las pruebas su uso para diferenciar el resultado frente a los demás reactivos y permitir una comparación para la determinación si es necesario su uso o no y variando la proporción de 3 a 8 gotas.

Se escogerá a los espumantes ya mencionados por la propiedad de interferir en la acción de los colectores. El espumante AEROFROTH 65 presenta una fuerza de espumación alta, es por ello solo se agregarán máximo 3 gotas para cada prueba que lo use; mientras que el MIBC no cuenta con esta propiedad por eso es que se añadirán 2 gotas más, es decir, 5 gotas.

Una vez determinados los reactivos se precederá a la medición del ángulo de contacto de acuerdo con el colector por cuanto directamente ambos explican comportamientos

similares de los sólidos frente al fenómeno de la mojabilidad visibles en las figuras 2.7 y 2.8 con ángulo de $78,7^\circ$ y $79,5$ respectivamente.

La trituración y molienda del material es importante, pero como ya se explicó, el material poseía una previa trituración realizado en la mina proveniente, en consecuencia, fue necesaria únicamente la molienda para obtener mayor de grado de liberación y contacto del reactivo frente al área de superficie del mineral de interés (Au).

Por último, tenemos a la densidad de la pulpa, que es una de las medidas para una flotación correcta, pues una vez aplicada la ecuación 2.2 se llega a la consumación de un porcentaje adecuado para la viscosidad de la pulpa de 700ml de agua (líquido) y 300 g de material (sólido), permitiendo la formación de burbujas y accionar de los colectores.

CAPITULO III

ENSAYOS DE LABORATORIO Y RESULTADOS EXPERIMENTALES

3.1. Caracterización de los ensayos.

Para asumir parámetros de comparación se perpetró 8 ensayos, inmiscuyendo colectores, modificadores y espumantes; los cuales serán diferenciados de acuerdo con un color y letras escogidas aleatoriamente (véase la tabla 3.1).

Tabla 3.1. Diferenciación de reactivos para la flotación por colores aleatorios.

Reactivo	Color
Allylthionocarbamate	A
Xantato Amílico de Potasio (PAX)	B
Carbonato de Sodio (Ca CO_3)	C
Sulfato de Cobre (Cu SO_4)	D
Sulfato de Zinc (Zn SO_4)	E
AEROFROTH 65	F
MIBC	G

En la tabla 3.2 se detalla el uso que se proporcionó a cada prueba con la diferenciación de colores dada en la tabla 3.1, es decir, que por cada prueba se dio variables de reactivos para obtener mayores parámetros de comparación y obtener mejores resultados con respecto a una reacción favorable y así obtener mayor concentración.

Tabla 3.2. Descripción de las pruebas frente a cada reactivo químico, con apreciación en diferencia de colores.

Prueba	Colector		Regulador de pH	Activante	Depresante	Espumante	
	Allylthionocarbamate Composición: -Isobutanul 78-83-1 -Butanul, sec 78-92-2	PAX	Carbonato de Sodio (Ca CO ₃)	Sulfato de Cobre (Cu SO ₄)	Sulfato de Zinc (Zn SO ₄)	AEROFROTH 65	MIBC
1	A		C	D	E	F	
2	A		C	D		F	
3	A		C		E	F	
4		B	C	D	E	F	
5		B	C	D		F	
6		B	C		E	F	
7	A		C	D			G
8		B	C	D			G

3.2. Pruebas de Laboratorio

Este laboratorio tiene como finalidad estudiar la concentración por flotación de un mineral contenido en una mena polimetálica aplicando la dosificación de reactivos adecuados, mediante la intervención a las condiciones y variables de operación, para analizar la recuperación.

3.2.1. Procedimiento

Descripción de las variables y condiciones aplicadas a la mena polimetálica:

Tipo de celda: Denver

Granulometría: Malla N°200

Peso de la muestra: 300 g



Figura 3.1. Peso de la muestra (300 g)

Cantidad de agua: 700 ml

Espumante: Se utilizó dos tipos de espumantes con diferentes propiedades, velocidad de acción y su respectiva dosificación detallada (anexo 1).

- AEROFROTH 65
- MIBC



Figura 3.2. Dosificación de los espumantes

Velocidad y tiempo de agitación de la pulpa: La velocidad es de 1000 revoluciones por minuto (RPM) y el tiempo de agitación de la pulpa es de 4 minutos agregando Carbonato de Calcio hasta llegar a un pH de 7 u 8, para después agregar los modificadores activantes y depresantes por 3 minutos, adicionando finalmente el colector por 3 minutos, todos con la misma velocidad.

Velocidad y tiempo de retención: Se agrega el espumante, mientras que se aumenta la velocidad a 1200 revoluciones por minuto (RPM) y el tiempo de retención es de 5 minutos.



Figura 3.3. Velocidad de 1200 revoluciones por minuto (RPM)

Tiempo de flotación: El tiempo de flotación es de 5 minutos en total, en donde se proporcionó una división de tiempo para la toma de tres muestras en variaciones de 1, 2 y 5 minutos para determinar el tiempo óptimo.

Calidad de agua: Se usó agua potable de la Ciudad de Medellín “Universidad Nacional de Colombia – Sede Medellín”

Colector: Se dispuso de dos tipos de xantatos con la misma dosificación, con variaciones minúsculas debido a las variaciones de reacción y acción en contacto con el agua y los minerales

- Colectores: Xantato Amílico Potásico (PAX) y Allylthionocarbamate

A lo largo del proceso se determinó el mismo proceso para todas las flotaciones, es decir, 300 g de mineral y 700 ml de agua con acondicionamiento de 10 minutos y una velocidad de 1000 RPM, retención de 5 minutos con velocidad de 1200 RPM y se tomó distintas muestras al momento de flotar de 1 – 2 y 5 minutos. El pH a lo largo de las pruebas se mantiene con una media de 8.



Figura 3.4. Espumación en el proceso de flotación.

Luego de las flotaciones y alcanzadas las metas de inmiscuir las variables, en este caso los reactivos, se toman los concentrados y relaves para proceder al secado del mineral en un horno durante aproximadamente 1 día, para después pesar y realizar sus pertinentes análisis.

3.3. Resultados Experimentales

3.3.1. Respuesta de recuperación

En la tabla 3.3 se detallan los resultados de las pruebas de flotación que se llevaron a cabo ante las diferentes variables y parámetros para realizar los balances de masa; cada flotación encuentra detallada en el anexo 1.

Tabla 3.3. Resumen de resultados por cada flotación.

Número de Flotación	Muestra	Oro (Au) (g/t)	Plata (Ag) (g/t)
1	A 1	4,8	22,2
	A 2	1,2	7,8
	A 3	0,9	24,7
2	B 1	14,3	21,5
	B 2	17,4	15,8
	B 3	0,95	13,7
3	C 1	15,6	24,6
	C 2	18,4	16,5
	C 3	0,9	21,7
4	D 1	9,8	25,1
	D 2	4,5	21,3
	D 3	3,0	20,0
5	E 1	25,5	12,7
	E 2	5,8	15,2
	E 3	0,1	3,1
6	F 1	4,2	17,9
	F 2	2,8	20,6
	F 3	1,0	0,9
7	G 1	21,5	30,1
	G 2	23,2	27,8
	G 3	0,8	12,5
8	H 1	31,5	26,0
	H 2	26,8	23,1
	H 3	0,6	11,7

Cabe mencionar que en cada ensayo se toman 3 muestras diferentes variando tiempos, los cuales se detallan en los anexos.

3.4. Análisis de Resultados

Partiremos de los resultados de las concentraciones de acuerdo con las tablas comparativas de los anexos 2, en los cuales se detallan los resultados obtenidos de cada una de las pruebas. Cabe aludir que se necesitó un previo análisis para aplicar los índices metalúrgicos y saber cuál ha sido nuestra recuperación basándonos en los tenores de alimentación, concentrados y relaves mediante análisis químico de Oro y Plata como mineral valioso.

Tabla 3.4. Pesos y resultados de tenores con relación a cada una de las pruebas a nivel de Laboratorio.

Prueba	Peso de Alimento (g)	Peso del Concentrado (g)	Peso de Colas (g)	Tenor Alimento (g/t)	Tenor Concentrado (g/t)
1	300	21.05	278.95	10	6.90
2	300	24.15	275.85	10	32.65
3	300	25.30	274.70	10	34.90
4	300	15.87	284.13	10	17.30
5	300	23.65	276.35	10	32.30
6	300	14.05	285.95	10	18.00
7	300	26.91	273.09	10	45.50
8	300	29.75	270.25	10	58.90

De acuerdo con la aplicación de ecuador de los índices Metalúrgicos, no resultaría lo siguiente:

Ecuación 1.1

$$F * t_a = C * t_c + T * t_r$$

Dónde:

F = Masa de alimentación en gr.

ta = Tenor de concentrado en el alimento

C = Masa del concentrado de interés en gr.

tc = Tenor de concentrado

T = Masa de relaves en gr.

tr = Tenor de concentrado en relaves

Despejamos el tenor de concentrado en relaves, obteniendo una ecuación de la siguiente manera:

$$t_r = \frac{F * t_a - C * t_c}{T}$$

Aplicando esta ecuación de acuerdo con los datos obtenidos en la tabla 4.2.

$$t_r = \frac{(300gr * 10\%) - (29,75gr * 58,90\%)}{270,25}$$

$$t_r = 4.617\%$$

- Recuperación

Para la recuperación, que es la parte del valor útil de mineral obtenido en el concentrado basándonos en la ecuación de la recuperación 1.2

$$R = \frac{C * t_c}{F * t_a}$$

Dónde:

R = Recuperación

C = Masa del concentrado de interés en gr.

tc = Tenor de concentrado

F = Masa de alimentación en gr.

ta = Tenor de concentrado en el alimento

Aplicando la ecuación a los valores con respecto al Oro, nos quedaría de la siguiente manera:

$$R(Au) = \frac{29,75 \text{ gr} * 58,90\%}{300 \text{ gr} * 10\%}$$

$$R(Au) = 58.41 \%$$

- Razón de Enriquecimiento

La razón de enriquecimiento es una relación entre el tenor del mineral útil en el concentrado con respecto al tenor en la alimentación.

$$R_E = \frac{t_c}{t_a}$$

Dónde:

R_E = Razón de enriquecimiento

t_c = Tenor de concentrado

t_a = Tenor de concentrado en el alimento

Aplicando la ecuación 1.3 y mientras el resultado de la razón de enriquecimiento sea mayor a la unidad, mejor será la concentración:

$$R_E = \frac{58.90\%}{10\%}$$

$$R_E = 5.89\%$$

Nótese en el anexo 2 que todos cumplen con la razón de enriquecimiento porque el resultado es mayor a la unidad.

- Razón de Concentración (RC)

Esto es la cantidad de toneladas de cabeza son necesarias para obtener una tonelada de concentrado.

$$RC = \frac{F}{C}$$

Dónde:

RC = Es la razón de concentración

F = Flujo másico de sólidos en la alimentación

C = Flujo másico de sólidos en el concentrado

Aplicando la ecuación 1.5, resultaría:

$$RC = \frac{300 \text{ gr}}{29.75 \text{ gr}}$$

$$RC = 10,08$$

En otras palabras, son necesarias 10,08 toneladas de flujo másico de sólidos en la alimentación para obtener una tonelada de concentrado.

- Rendimiento de Concentración (V)

Es la relación entre el flujo másico en el concentrado respecto al flujo másico de sólidos en la alimentación.

$$V = \frac{C}{F} = \frac{1}{RC}$$

Dónde:

V = Rendimiento de concentración

C = Flujo másico de sólidos en el concentrado

F = Flujo másico de sólidos en la alimentación

RC = Razón de concentración

Aplicando la ecuación 1.6, resultaría:

$$V = \frac{1}{10,08}$$

$$V = 0,0992$$

De acuerdo con la recuperación, se obtiene una buena recuperación en la prueba #8 y se puede apreciar en la figura 3.5.

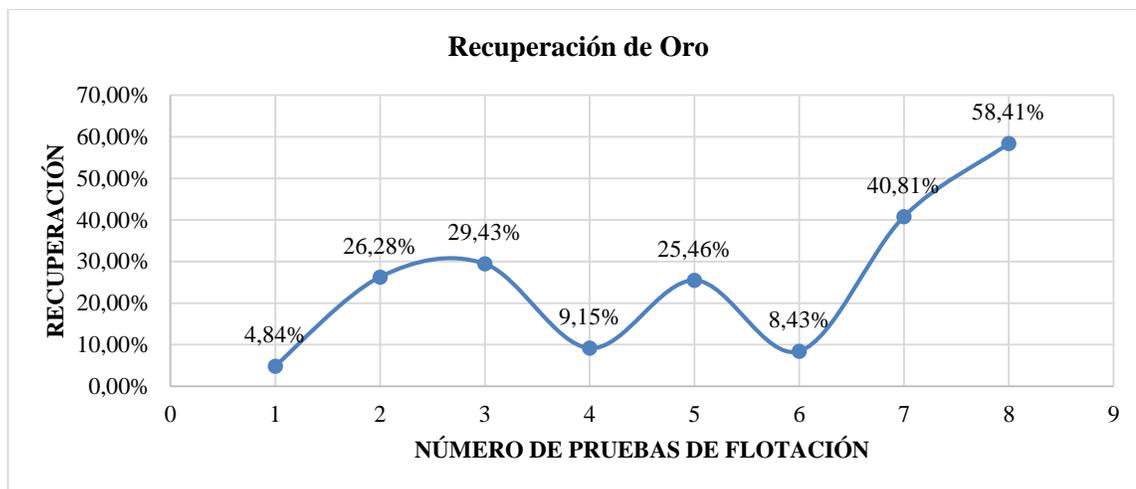


Figura 3.5. Modelo de Recuperación de mineral de Oro en el concentrado, obtenidas del análisis de datos en EXCEL.

En el anexo 2 se encuentran detalladas las recuperaciones obtenidas de cada una de las pruebas, a partir de los diferentes parámetros y variables detallados en el anexo 1.

3.5. Discusión de Resultados

La ejecución de este trabajo de grado tiene la finalidad de aplicar flotación Rougher para aprovechar las diferentes características físicas y químicas de la superficie de los minerales frente a un proceso de separación, añadiendo reactivos (colectores y modificadores), de acuerdo con la selectividad del proceso y las variaciones de pH de la pulpa, pues se pretende alcanzar la flotabilidad del oro dentro de una mena polimetálica compleja.

Con la determinación de pretratamientos adecuados ya mencionados para la recuperación de oro y basándonos en parámetros de tiempos de flotación, tipos de reactivos y su dosificación, densidad de pulpa y de acuerdo con la hidrofobicidad de las partículas; basándonos en los resultados obtenidos por el Laboratorio CIMEX de la

Universidad Nacional de Colombia “Sede Medellín” se obtiene lo detallado a continuación.

La flotación y recuperación a partir de la mena polimetálica con Colector PAX, espumante MIBC, y sulfato de Cobre (Cu SO_4) como activador presenta mejor recuperación e inmediata comprobando que la acción de esta combinación presenta alto rendimiento, pues al minuto se obtiene 31,5 gr/Ton y a los 2 minutos con 26,8 gr/Ton, todo esto en la prueba #8, pues representa el 29% sobre las demás (figura 4.5).

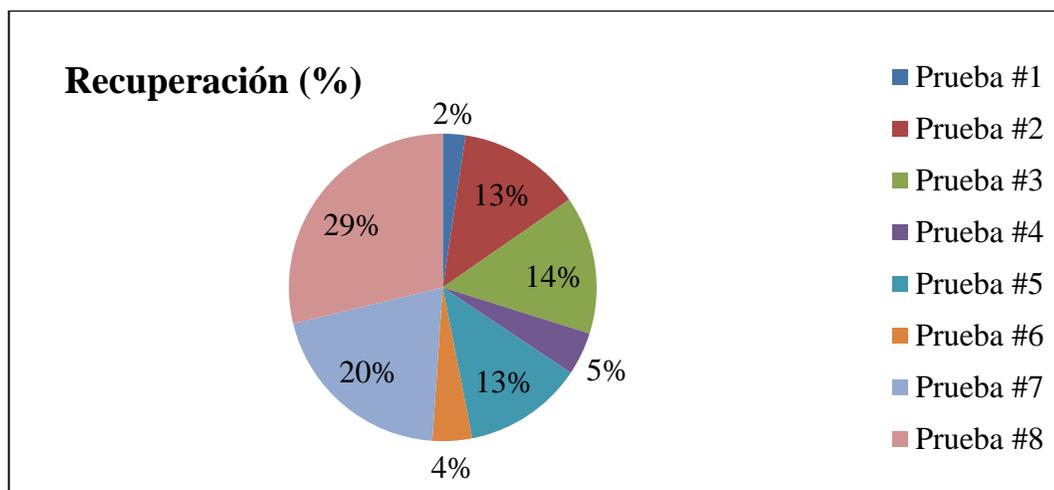


Figura 3.6. Modelo de Recuperación de mineral de Oro en comparación de las pruebas, obtenidas del análisis de datos en EXCEL.

En cuanto a la recuperación de la plata existen mejoras en la prueba #7, pues presenta mejores resultados con el colector Allylthionocarbamate (0,15 ml al 20%), como espumante MIBC y activador Sulfato de Cobre (Cu SO_4)

Nótese que todas las pruebas tienen el mismo tiempo de acondicionamiento, retardo y flotación, velocidad de agitación 1200RPM, densidad de pulpa (700 ml de agua y 300 gr de sólidos) y regulando el pH con pequeñas cantidades de Carbonato de Sodio Ca CO_3 . Fundamentándonos en los resultados y comparaciones a partir de la recuperación de cada prueba, se ha obtenido una mejora en la flotación Rougher o primaria, ya que según la mina de Marmato situada en Colombia, no se puede obtener concentraciones mayores a 20 g/t frente a la presencia de sulfuros polimetálicos en la mena, pero con la combinación de reactivos adecuados a nivel de laboratorio, está ya puede ser aplicada, obtener mayor recuperación y mejorar la producción.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones:

Cumpliendo con los objetivos, es importante señalar que desde el punto de vista minero-metalúrgico, la mena estudiada es apta para procesar por flotación ya que contamos con leyes altas que se pueden tratar con mayor cantidad de tonelaje de mineral, y, por consiguiente, se dieron las siguientes conclusiones:

- Se llegó a una concentración de oro y plata muy variable, de acuerdo a los parámetros aplicados a los ensayos, es decir, con cada reactivo y tiempos de muestreo presentan diferencias de concentraciones.
- Estudiar a nivel laboratorio los efectos de: densidad de pulpa que en este caso fue de (30% Sólidos y 70% Líquido), pH, tipo y dosificación de reactivos y efecto de aireación.
- En cuanto a la relación “recuperación versus ley” del concentrado final, el mejor resultado fue de la prueba #8 en porcentajes de recuperación de Oro y la prueba #7 en cuanto a la Plata.
- Los reactivos que responden positivamente a las pruebas son: Colector (Xantato Amfílico Potásico), espumante (Methyl Isobutyl Carbinol-MIBC), y sulfato de Cobre (Cu SO_4) como activador, presentan mejor recuperación comprobando que la acción de esta combinación, pues al minuto se obtiene 58,3 g/t.
- El uso de Sulfato de Zinc (Zn SO_4) no es necesario, pues no mejora la flotación, al contrario, solo minora la recuperación e interfiere con el trabajo de los otros reactivos.

Finalmente, la investigación cumplió con la comprensión de la flotabilidad de un mineral aurífero dentro de una mena polimetálica compleja, en donde se identificó y evaluó los contenidos y porcentajes contenidos en la mena polimetálica compleja, estableciendo parámetros para la recuperación de oro y estableciendo mejoras en las variables del proceso de acuerdo con la hidrofobicidad de las partículas.

Recomendaciones:

- La presencia de sulfuros en una mena presenta complicaciones al momento de la reacción con los químicos, por ello es inevitable que se realice un estudio más exhaustivo de todos los minerales contenidos en la mena, para seguir implementando mejoras en el proceso y aumentar la productividad de la planta.
- De acuerdo a los resultados obtenidos, exhortaría que se agregue una “Flotación Flash” y una “Cleaner” para obtener mejores resultados, ya que es una alternativa moderna para recuperar rápidamente el oro.
- Agregar como segunda alternativa antes del circuito de flotación un “Jig” o “Concentrador en forma de Espiral” para minorar las pérdidas en los relaves de oro grueso.
- Se recomienda realizar mayor número de ensayos variando el pH y las velocidades de agitación.
- Realizar mayor número de pruebas a nivel de laboratorio, ya que realizar un cambio a nivel de producción provocaría un relave alto en porcentajes de oro y bajas en la economía, pues la minería tiene la necesidad de ser económicamente rentable.
- Plasmar un estudio y optimización para deprimir el hierro en un circuito primario y en otro recuperarlo, o viceversa, aumentando los ingresos y productividad.

REFERENCIAS

Glosario:

Adsorción. – Fenómeno por el cual un sólido o un líquido atrae y retiene en su superficie gases, vapores, líquidos o cuerpos disueltos.

Aireación. – Técnica que se utiliza en el tratamiento de aguas que exige una fuente de oxígeno, conocida comúnmente como purificación biológica aeróbica del agua.

Coalescencia. – Unión de las partículas en suspensión coloidal o de las gotitas de una emulsión para formar granos o gotas mayores.

Coloides. – Se utiliza para definir a aquella sustancia que, al encontrarse con un líquido, se va dispersando poco a poco.

Consumación. – Acción y resultado de finalizar o terminar una cosa.

Desorción. – Fenómeno por el cual un gas abandona un sólido cuando este alcanza cierta temperatura.

Diamagnetismo. – Propiedad de los materiales que consiste en repeler los campos magnéticos.

Escoria. – Sustancia vítrea, formada por las impurezas, que flota en el crisol de los hornos metalúrgicos.

Filonés. – Masa mineral que rellena la grieta de una formación rocosa y que puede ser objeto de explotación.

Fluidizado. – Proceso por el cual una corriente ascendente de fluido (líquido, gas o ambos) se utiliza para suspender partículas sólidas.

Flujo Másico. – Magnitud física que expresa la variación de la masa con respecto al tiempo en un área específica.

Ganga. – Material que se descarta al extraer la mena de un yacimiento de mineral, por carecer de valor económico o ser demasiado costoso su aprovechamiento.

Maclas. – Agrupación simétrica de cristales idénticos

Mena polimetálica. – Conjunto de varios minerales metálicos (Au, Ag, Cu, Zn) entre otros, siendo determinado por la cantidad y calidad de mineral de interés a ser explotado

Mojabilidad. – Capacidad que tiene un líquido de extenderse y dejar una traza sobre un sólido.

Pallaqueo. – Es la selección manual por color.

Paramagnetismo. – Tendencia de los momentos magnéticos libres a alinearse paralelamente a un campo magnético.

Peso específico. – Definición para describir a aquella relación existente entre el peso y el volumen que ocupa una sustancia.

Potenciales electroquímicos. – Medida de la energía requerida en un elemento químico, dado para retener o soltar un electrón.

Pulpa. – Mezcla de mineral molido o pulverizado con agua o una solución acuosa.

Tenor. – Porcentaje neto de mineral económicamente recuperable de una mena.

Tensoactividad. – Fenómeno por el cual una sustancia reduce la tensión superficial al disolverse en agua u otra solución acuosa.

Tensoactivo. – Son sustancias que influyen por medio de la tensión superficial en la superficie de contacto entre dos fases (p.ej., dos líquidos insolubles uno en otro).

Viscosidad. – es una medida de su resistencia a las deformaciones graduales producidas por tensiones cortantes o tensiones de tracción. La viscosidad se corresponde con el concepto informal de "espesor".

BIBLIOGRAFÍA

- Abarca J. 2011. Flotación de Minerales. Universidad Nacional José. Perú
- Álvarez J. 2015. Fenómenos relacionados con la Tensión Superficial. Editorial Holguín, Cuba.
- Berrezueta E. & Domínguez, M. 2011. Técnicas aplicadas a la Caracterización y Aprovechamiento de Recursos Minero-Geológicos. España.
- Bustamante M. 1994. Concentración de Minerales. Universidad Nacional de Colombia-Mineralco. Colombia.
- Bustamante M. 2008. Simulación de un circuito cerrado de molienda de Clinker empleando el software MODSIM. Universidad Nacional De Colombia. Colombia.
- Bustamante M, Gaviria C & Restrepo B. 2008. Notas de la asignatura Concentración de Minerales. Facultad de Minas, Universidad Nacional de Colombia. Colombia.
- Burt R. 1984. Gravity Concentration Technology. Editorial Elsevier. Estados Unidos.
- Candiotti H. 1998. Análisis Mineralógico en la Industria Minera. Revista El Ingeniero Geólogo. 1(1): 37-47
- Castro, S. 2002. Proyecto de cobre a nivel mundial diseñado con celdas en columnas como tecnología convencional. Universidad de Concepción. Departamento de Metalurgia. Chile.
- Castro, S. & García, J. 2000. Flotación Fundamentos y Aplicaciones. Universidad de Concepción. Facultad de Ingeniería. Chile.
- Centro de Investigaciones Minera y Metalúrgica. 1978. Investigaciones Mineras y Metalúrgicas. Universidad de Texas. Texas, Estados Unidos.
- Chica R. & Salinas V. 2017. Concentración de sulfuros de mineral de cobre (calcopirita), mediante el proceso de flotación con la variación del pH y tres tipos

- de colectores. Tesis de Ingeniero de Minas. Universidad del Azuay. Cuenca, Ecuador.
- Concha J. & Wasmund E. 2016. Flotación de partículas gruesas aplicada a Minerales Sulfurados de Cobre. Perú.
- Costa J, Cervera S, Cunill F, Esplugas S, Mans C. & Mata J. 2004. Introducción a los procesos, las operaciones unitarias y los fenómenos de transporte. Universidad de Barcelona. Curso de Ingeniería Química. España.
- Cytec. 2015. Variability in the Processes of Mineral Concentration. (en línea), <http://www.cytec.com/>
- Drelich J. 2012. Water in Mineral Processing. Colorado, Estados Unidos. (en línea), <http://www.smenet.org/>
- Flores J. 2007. Flotación de Minerales. Universidad Autónoma Tomás Farías. Bolivia.
- Fuerstenau M. & Han K. 2003. Principles of Mineral Processing. Estados Unidos.
- Guedez J, Salaguer L. & Forgiarini A. 2007. Fundamentos de Flotación. Venezuela.
- Habashi F. 2005. A short history of hydrometallurgy. Magazine Hydrometallurgy., 79(5): 15-22.
- Hernández H. 2003. Gas dispersion and de-inking in a flotation column. Magazine Miner Eng., 16(2): 39 –44.
- Jaico J. 2009. Problemas de procesamiento de minerales. Perú.
- Jiménez M. & Prieto J. 2011. Determinar el Rendimiento de Recuperación de Oro y Plata, aplicando un proceso combinado de flotación y Cianuración a los relaves provenientes de las plantas de tratamiento gravimétrico del Condominio Sur de Nambija. Tesis de Ingeniero Químico. Loja, Ecuador.
- Lentech S. 2012. Type Series Flotation. Centrifugal pumps with shaft seal. Revista Bogotá Mine., 20(1): 5-20.

- Lisperguier G y Yianatos J. 1998. Evaluación de un Sistema Generador de burbujas para Columnas de Flotación. *Revista Información Tecnológica.*, 9 (1): 175-98.
- Marsden J. & House C. 2006. *The chemistry of gold extraction*. Littleton: Society for Mining, Metallurgy and Exploration (SME). Inglaterra.
- Martínez J. y Carletto P. 1990. *Causas y Periodicidad de las inundaciones en la cuenca de las encadenadas*. Buenos Aires, Argentina.
- Mendieta X. & Vizhñay L. 1998. *Optimización de flotación y cianuración empleando diseños experimentales en arenas de relaves de las minas de Shayaurco sector de Ponce Enríquez*. Tesis de Ingeniero en Minas. Universidad del Azuay. Cuenca, Ecuador.
- Ministerio de Minería del Ecuador. 2012. *Glosario de Términos Mineros en el Ecuador*. (en línea), <http://www.mineria.gob.ec/>
- Möeller H. 2002. *Dinamitas y Contaminantes Cooperativas mineras y su incidencia en la problemática ambiental*. Bolivia.
- Monchablón A. 1961. *Estudio comparativo de la acción estatal de fomento minero en Chile, Perú y Bolivia: Sugerencias aplicables a la República de Argentina*. Virginia, Estados Unidos.
- Neira H. 2013. *Recopilación de información tecnológica para la preparación mineral ante la flotación*. Monterrey, México.
- Nemerrow N. & Dasgupta A. 1991. *Tratamiento de vertidos industriales y peligrosos*. Madrid, España.
- Pérez J. & Sillano M. 2010. *Diccionario de minería: inglés-español*. (en línea), <http://site.ebrary.com/>
- Rodríguez J. & Marín R. 1999. *Fisicoquímica de aguas*. Madrid, España.
- Rubio B, Gago L, Vilas F, Nombela M, García S, Alejo I. & Pazos O. 1996. *Interpretación de tendencias históricas de contaminación por metales pesados en*

- testigos de sedimentos de la Ría de Pontevedra. *Revista Thalassa.*, 12(1): 137-152.
- Ruiz F. & Guillén A. 2010. Segunda Unidad del Curso de Química III. Universidad Autónoma de México. Industria Minero-Metalúrgica. México.
- Sadiq M. 1992. Toxic metal chemistry in marine environments. New York.
- Santana J. 2002. Laboratorio de Operaciones Unitarias Metalúrgicas. Notas de Flotación. Valparaíso, Chile.
- Society of Mining Engineers of AIME. 2010. Preprint Collectors. Universidad de Pensilvania. 85(1): 1-85.
- Sutulov A. 1963. Flotación de Minerales. Universidad de Concepción. Concepción, Chile.
- Taborda N. 2007. Selectividad y actividad de extractos *Hura crepitans* y *Codiaeum variegatum*. Medellín, Colombia.
- Valderrama J. 1995. Metalurgia. *Revista Información Tecnológica.*, 6(1): 1-89
- Villas-Böas R. & Sánchez M. 2006. Tecnologías Limpias en las industrias extractivas Minero-Metalúrgica y Petrolera. Santa Cruz de la Sierra, Bolivia.
- Villegas M. & Manzaneda J. 2006. Remolienda de Mixtos en Flotación Bulk Pb-Cu en Atacocha. Perú
- Yépez A. 1976. Influencia del pH y la humedad del suelo en el desarrollo de la “Lanosa” de la papa y su control químico bajo condiciones de invernadero. Tesis de Ingeniero Agrónomo. Quito, Ecuador.
- Yin R. 2016. Theory and methods of Metallurgical Process Integration. Beijín, China.

ANEXOS

ANEXO 1: Descripción de los ensayos realizados en Laboratorio

Anexo 1.1. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector Allylthionocarbamate.

Disposición de Flotación	Prueba 1	
Peso del Mineral en seco	300,0 g	
Cantidad Líquida (Agua)	700,00 ml	
Peso del Concentrado	21,05 g	
Peso de las Colas	278,95 g	
Espumante	AEROFROTH 65 (5 gotas)	
Colector	Allylthionocarbamate (0,15 ml) Composición: Isobutanul 78-83-1, Butanol, sec 78-92-2	
Regulador de pH	Carbonato de Sodio - Ca CO ₃ (2 g)	
Activador	Sulfato de Cobre - Cu SO ₄ (4 gotas)	
Depresante	Sulfato de Zinc - Zn SO ₄ (4 gotas)	
Velocidad de Agitación	1200 RPM	
Tiempo de Acondicionamiento	10 minutos	
Tiempo de Retardo	5 minutos	
Tiempo de Flotación	5 minutos	
pH Inicial	7	
pH Final	9	
Concentrado de Oro	1 minuto	4,8 g/t
	2 minutos	1,2 g/t
	5 minutos	0,9 g/t
Concentrado de Plata	1 minuto	22,2 g/t
	2 minutos	7,8 g/t
	5 minutos	24,7 g/t

Anexo 1.2. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector Allylthionocarbamate, con variación de modificadores.

Disposición de Flotación		Prueba 2
Peso del Mineral en seco		300,0 g
Cantidad Líquida (Agua)		700,00 ml
Peso del Concentrado		24,15 g
Peso de las Colas		275,85 g
Espumante		AEROFROTH 65 (5 gotas)
Colector		Allylthionocarbamate (0,2 ml) Composición: Isobutanul 78-83-1, Butanol, sec 78-92-2
Regulador de pH		Carbonato de Sodio - Ca CO ₃ (2 g)
Activador		Sulfato de Cobre - Cu SO ₄ (4 gotas)
Velocidad de Agitación		1200 RPM
Tiempo de Acondicionamiento		10 minutos
Tiempo de Retardo		5 minutos
Tiempo de Flotación		5 minutos
pH Inicial		7
pH Final		9
Concentrado de Oro	1 minuto	14,3 g/t
	2 minutos	17,4 g/t
	5 minutos	0,95 g/t
Concentrado de Plata	1 minuto	21,5 g/t
	2 minutos	15,8 g/t
	5 minutos	13,7 g/t

Anexo 1.3. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector Allylthionocarbamate, con variación de modificadores.

Disposición de Flotación	Prueba 3	
Peso del Mineral en seco	300,0 g	
Cantidad Líquida (Agua)	700,00 ml	
Peso del Concentrado	25,3 g	
Peso de las Colas	274,7 g	
Espumante	AEROFROTH 65 (5 gotas)	
Colector	Allylthionocarbamate (0,15 ml) Composición: Isobutanul 78-83-1, Butanol, sec 78-92-2	
Regulador de pH	Carbonato de Sodio - Ca CO ₃ (2 g)	
Depresante	Sulfato de Zinc - Zn SO ₄ (4 gotas)	
Velocidad de Agitación	1200 RPM	
Tiempo de Acondicionamiento	10 minutos	
Tiempo de Retardo	5 minutos	
Tiempo de Flotación	5 minutos	
pH Inicial	7	
pH Final	10,5	
Concentrado de Oro	1 minuto	15,6 g/t
	2 minutos	18,4 g/t
	5 minutos	0,9 g/t
Concentrado de Plata	1 minuto	24,6 g/t
	2 minutos	16,5 g/t
	5 minutos	21,7 g/t

Anexo 1.4. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector PAX.

Disposición de Flotación	Prueba 4	
Peso del Mineral en seco	300,0 g	
Cantidad Líquida (Agua)	700,00 ml	
Peso del Concentrado	15,87 g	
Peso de las Colas	284,13 g	
Espumante	AEROFROTH 65 (5 gotas)	
Colector	Allylthionocarbamate (0,15 ml) Composición: Isobutanul 78-83-1, Butanol, sec 78-92-2	
Regulador de pH	Carbonato de Sodio - Ca CO ₃ (2 g)	
Depresante	Sulfato de Zinc - Zn SO ₄ (4 gotas)	
Activador	Sulfato de Cobre - Cu SO ₄ (4 gotas)	
Velocidad de Agitación	1200 RPM	
Tiempo de Acondicionamiento	10 minutos	
Tiempo de Retardo	5 minutos	
Tiempo de Flotación	5 minutos	
pH Inicial	7	
pH Final	10,5	
Concentrado de Oro	1 minuto	9,8 g/t
	2 minutos	4,5 g/t
	5 minutos	3,0 g/t
Concentrado de Plata	1 minuto	25,1 g/t
	2 minutos	21,3 g/t
	5 minutos	20,0 g/t

Anexo 1.5. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector PAX, con variación de modificadores.

Disposición de Flotación	Prueba 5	
Peso del Mineral en seco	300,0 g	
Cantidad Líquida (Agua)	700,00 ml	
Peso del Concentrado	23,65 g	
Peso de las Colas	276,35 g	
Espumante	AEROFROTH 65 (5 gotas)	
Colector	Allylthionocarbamate (0,15 ml) Composición: Isobutanul 78-83-1, Butanol, sec 78-92-2	
Regulador de pH	Carbonato de Sodio - Ca CO ₃ (2 g)	
Activador	Sulfato de Cobre - Cu SO ₄ (4 gotas)	
Velocidad de Agitación	1200 RPM	
Tiempo de Acondicionamiento	10 minutos	
Tiempo de Retardo	5 minutos	
Tiempo de Flotación	5 minutos	
pH Inicial	7	
pH Final	8	
Concentrado de Oro	1 minuto	25,5 g/t
	2 minutos	5,8 g/t
	5 minutos	0,1 g/t
Concentrado de Plata	1 minuto	12,7 g/t
	2 minutos	15,2 g/t
	5 minutos	3,1 g/t

Anexo 1.6. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector PAX, con variación de modificadores.

Disposición de Flotación		Prueba 6
Peso del Mineral en seco		300,0 g
Cantidad Líquida (Agua)		700,00 ml
Peso del Concentrado		14,05 g
Peso de las Colas		285,95 g
Espumante		AEROFROTH 65 (5 gotas)
Colector		PAX
Regulador de pH		Carbonato de Sodio - Ca CO ₃ (2 g)
Depresante		Sulfato de Zinc - Zn SO ₄ (4 gotas)
Velocidad de Agitación		1200 RPM
Tiempo de Acondicionamiento		10 minutos
Tiempo de Retardo		5 minutos
Tiempo de Flotación		5 minutos
pH Inicial		7
pH Final		8
Concentrado de Oro	1 minuto	4,2 g/t
	2 minutos	12,8 g/t
	5 minutos	1,0 g/t
Concentrado de Plata	1 minuto	17,09 g/t
	2 minutos	20,6 g/t
	5 minutos	0,9 g/t

Anexo 1.7. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector Allylthionocarbamate, con variación de espumante y modificadores.

Disposición de Flotación	Prueba 7	
Peso del Mineral en seco	300,0 g	
Cantidad Líquida (Agua)	700,00 ml	
Peso del Concentrado	26,91 g	
Peso de las Colas	273,09 g	
Espumante	Methylisobutylcarbinoi MIBC (5 gotas)	
Colector	Allylthionocarbamate (0,15 ml) Composición: Isobutanul 78-83-1, Butanol, sec 78-92-2	
Regulador de pH	Carbonato de Sodio - Ca CO ₃ (2 g)	
Activador	Sulfato de Cobre - Cu SO ₄ (4 gotas)	
Velocidad de Agitación	1200 RPM	
Tiempo de Acondicionamiento	10 minutos	
Tiempo de Retardo	5 minutos	
Tiempo de Flotación	5 minutos	
pH Inicial	7	
pH Final	8	
Concentrado de Oro	1 minuto	21,5 g/t
	2 minutos	23,2 g/t
	5 minutos	0,8 g/t
Concentrado de Plata	1 minuto	30,1 g/t
	2 minutos	27,8 g/t
	5 minutos	12,5 g/t

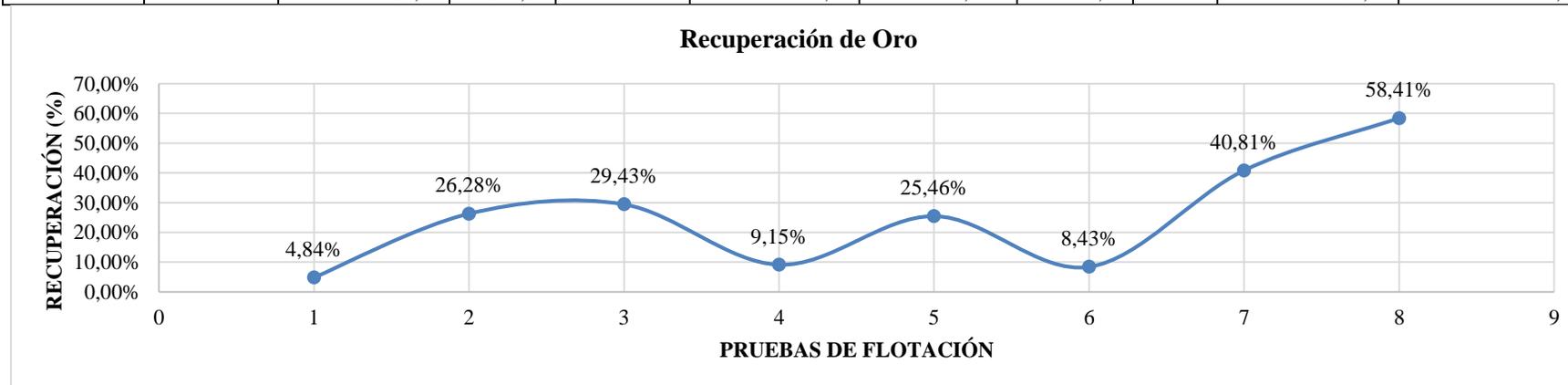
Anexo 1.8. Flotación y recuperación de Oro a partir de una mena polimetálica, colector PAX, con variación de espumante y modificadores.

Disposición de Flotación		Prueba 8
Peso del Mineral en seco		300,0 g
Cantidad Líquida (Agua)		700,00 ml
Peso del Concentrado		29,75 g
Peso de las Colas		270,25 g
Espumante		Methylisobutylcarbinoi MIBC (5 gotas)
Colector		PAX
Regulador de pH		Carbonato de Sodio Ca CO_3 (2 g)
Activador		Sulfato de Cobre Cu SO_4 (4 gotas)
Velocidad de Agitación		1200 RPM
Tiempo de Acondicionamiento		10 minutos
Tiempo de Retardo		5 minutos
Tiempo de Flotación		5 minutos
pH Inicial		7
pH Final		10,5
Concentrado de Oro	1 minuto	31,5 g/t
	2 minutos	26,8 g/t
	5 minutos	0,6 g/t
Concentrado de Plata	1 minuto	26,0 g/t
	2 minutos	23,1 g/t
	5 minutos	11,7 g/t

ANEXO 2: Tablas de resultados basados en los Índices Metalúrgicos

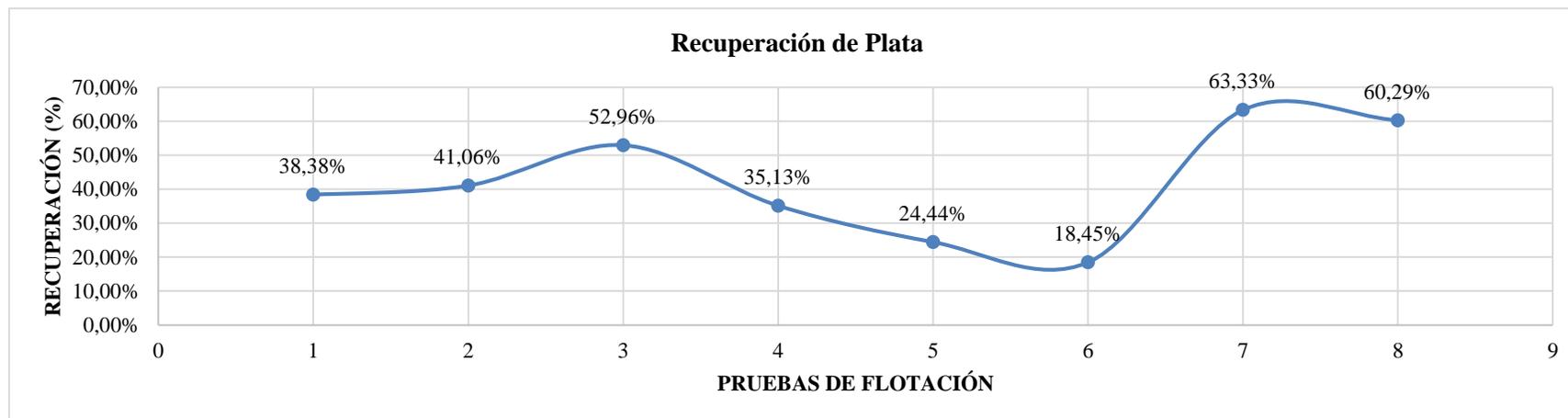
Anexo 2.1. Resultados de acuerdo con los índices metalúrgicos y su recuperación de Oro

Flotación No.	Peso de Alimento (g)	Peso del Concentrado (g)	Peso de Colas (g)	Tenor Alimento (g/t)	Tenor Concentrado (g/t)	Recuperación (%)	Razón de Enriquecimiento		Razón de Concentración	Rendimiento de concentración
								≥1		
1	300	21,05	278,95	10	6,90	4,84%	0,69	√	14,25	0,07
2	300	24,15	275,85	10	32,65	26,28%	3,27	√	12,42	0,08
3	300	25,30	274,70	10	34,90	29,43%	3,49	√	11,86	0,08
4	300	15,87	284,13	10	17,30	9,15%	1,73	√	18,90	0,05
5	300	23,65	276,35	10	32,30	25,46%	3,23	√	12,68	0,08
6	300	14,05	285,95	10	18,00	8,43%	1,80	√	21,35	0,05
7	300	26,91	273,09	10	45,50	40,81%	4,55	√	11,15	0,09
8	300	29,75	270,25	10	58,90	58,41%	5,89	√	10,08	0,10



Anexo 2.2. Resultados de acuerdo con los índices metalúrgicos y su recuperación de Plata.

Flotación No.	Peso de Alimento (g)	Peso del Concentrado (g)	Peso de Colas (g)	Tenor Alimento (g/t)	Tenor Concentrado (g/t)	Recuperación (%)	Razón de Enriquecimiento		Razón de Concentración	Rendimiento de concentración
								≥1		
1	300	21,05	278,95	10	54,70	38,38%	5,47	√	14,25	0,07
2	300	24,15	275,85	10	51,00	41,06%	5,10	√	12,42	0,08
3	300	25,30	274,70	10	62,80	52,96%	6,28	√	11,86	0,08
4	300	15,87	284,13	10	66,40	35,13%	6,64	√	18,90	0,05
5	300	23,65	276,35	10	31,00	24,44%	3,10	√	12,68	0,08
6	300	14,05	285,95	10	39,40	18,45%	3,94	√	21,35	0,05
7	300	26,91	273,09	10	70,60	63,33%	7,06	√	11,15	0,09
8	300	29,75	270,25	10	60,80	60,29%	6,08	√	10,08	0,10



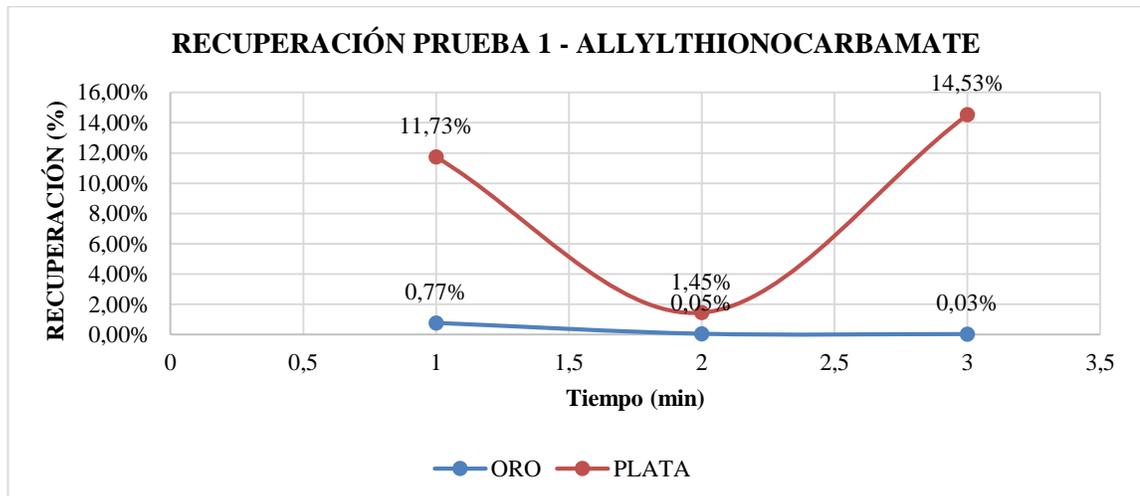
ANEXO 3. Tabla de Resultados de Recuperación (%) según las variantes en los reactivos

Anexo 3.1. Recuperación de Oro y Plata aplicando variaciones en los reactivos.

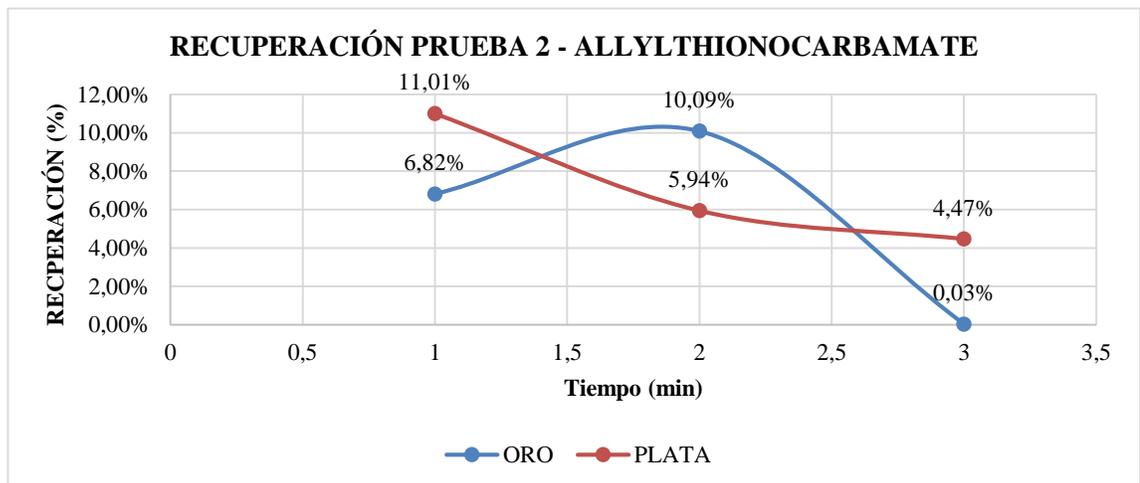
Flotación	Muestra	Colector		Regulador de pH	Activador	Depresante	Espumante		Peso de Concentrado (g)		Peso de Alimento (g)	Tenores (g/t)				Recuperación (%)	
		Allylthionocarbamat	PAX	(CaCO ₃)	(CuSO ₄)	(ZnSO ₄)	AEROFROTH 65	MIBC	Alimento			Concentrado		Oro (Au)	Plata (Ag)		
									Oro (Au)	Plata (Ag)		Oro (Au)	Plata (Ag)				
1	A 1	X		X	X	X	X		4,8	22,2	300	10	14	4,80	22,20	0,77%	11,73%
	A 2	X		X	X	X	X		1,2	7,8	300	10	14	1,20	7,80	0,05%	1,45%
	A 3	X		X	X	X	X		0,9	24,7	300	10	14	0,90	24,70	0,03%	14,53%
2	B 1	X		X	X		X		14,3	21,5	300	10	14	14,30	21,50	6,82%	11,01%
	B 2	X		X	X		X		17,4	15,8	300	10	14	17,40	15,80	10,09%	5,94%
	B 3	X		X	X		X		0,95	13,7	300	10	14	0,95	13,70	0,03%	4,47%
3	C 1	X		X		X	X		15,6	24,6	300	10	14	15,60	24,60	8,11%	14,41%
	C 2	X		X		X	X		18,4	16,5	300	10	14	18,40	16,50	11,29%	6,48%
	C 3	X		X		X	X		0,9	21,7	300	10	14	0,90	21,70	0,03%	11,21%
4	D 1		X	X	X	X	X		9,8	25,1	300	10	14	9,80	25,10	3,20%	15,00%
	D 2		X	X	X	X	X		4,5	21,3	300	10	14	4,50	21,30	0,68%	10,80%
	D 3		X	X	X	X	X		3	20	300	10	14	3,00	20,00	0,30%	9,52%
5	E 1		X	X	X		X		25,5	12,7	300	10	14	25,50	12,70	21,68%	3,84%
	E 2		X	X	X		X		5,8	15,2	300	10	14	5,80	15,20	1,12%	5,50%
	E 3		X	X	X		X		0,1	3,1	300	10	14	0,10	3,10	0,00%	0,23%
6	F 1		X	X		X	X		4,2	17,09	300	10	14	4,20	17,90	0,59%	7,28%
	F 2		X	X		X	X		12,8	20,6	300	10	14	2,80	20,60	1,19%	10,10%
	F 3		X	X		X	X		1	0,9	300	10	14	1,00	0,90	0,03%	0,02%
7	G 1	X		X	X			X	21,5	30,1	300	10	14	21,50	30,10	15,41%	21,57%
	G 2	X		X	X			X	23,2	27,8	300	10	14	23,20	27,80	17,94%	18,40%
	G 3	X		X	X			X	0,8	12,5	300	10	14	0,80	12,50	0,02%	3,72%
8	H 1		X	X	X			X	31,5	26	300	10	14	31,50	26,00	33,08%	16,10%
	H 2		X	X	X			X	26,8	23,1	300	10	14	26,80	23,10	23,94%	12,71%
	H 3		X	X	X			X	0,6	11,7	300	10	14	0,60	11,70	0,01%	3,26%

ANEXO 4: Comparación de Resultados de Recuperación (%) con variantes en el uso de Colectores, Modificadores y Espumantes

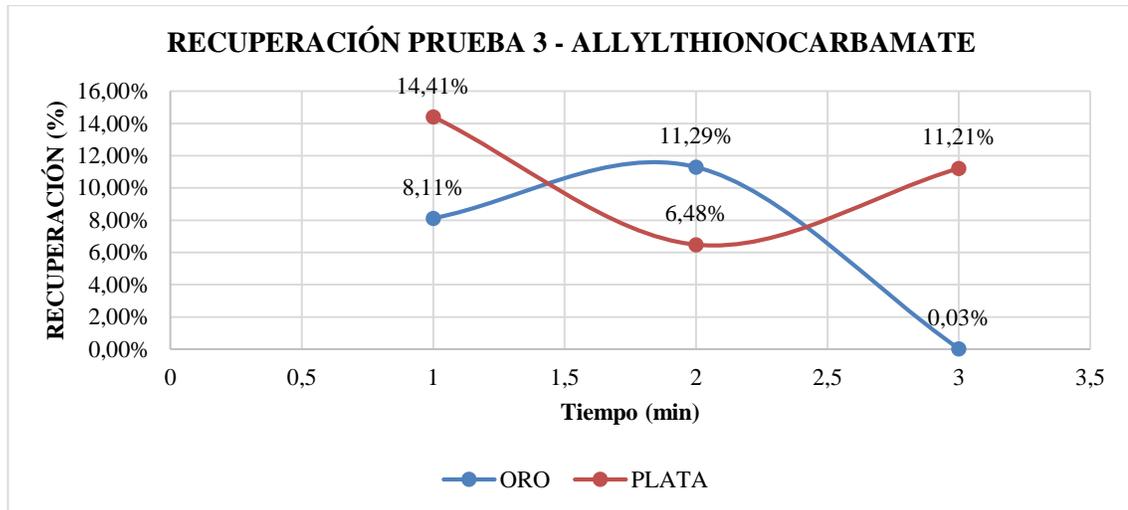
Anexo 4.1. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Zinc y Sulfato de Cobre.



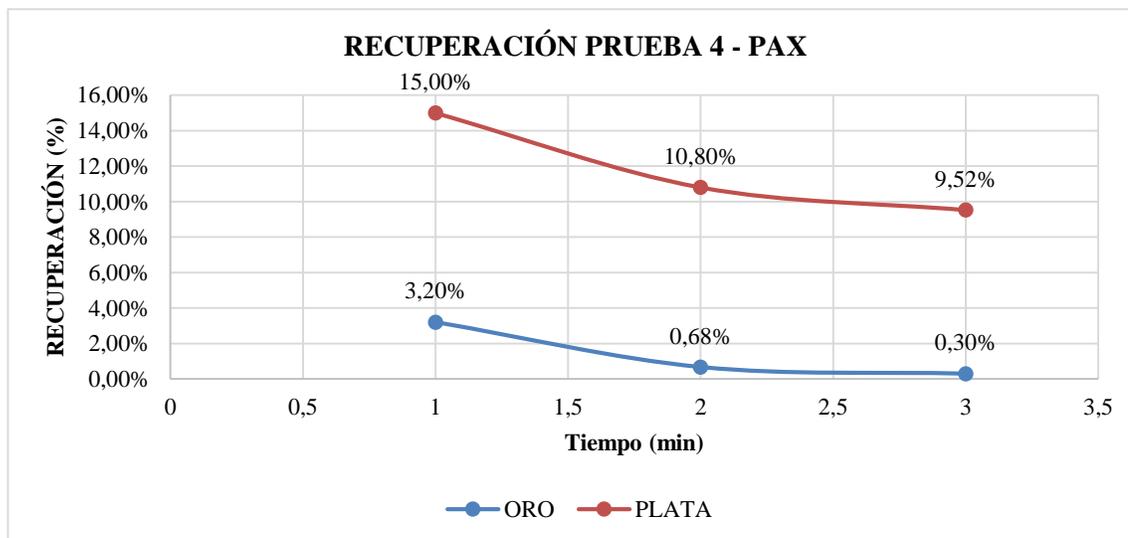
Anexo 4.2. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Cobre.



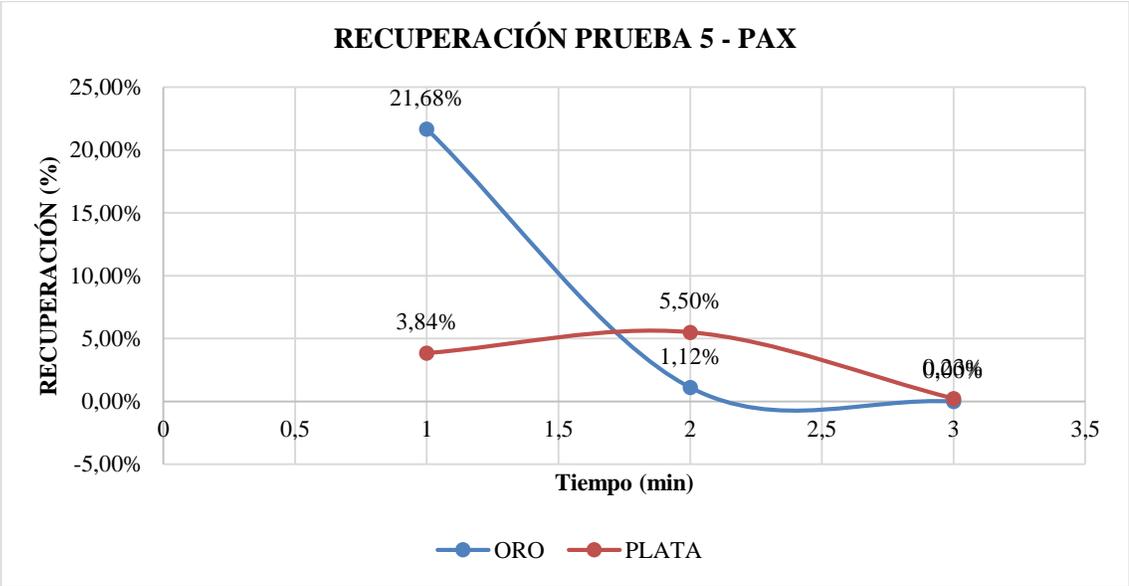
Anexo 4.3. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Zinc.



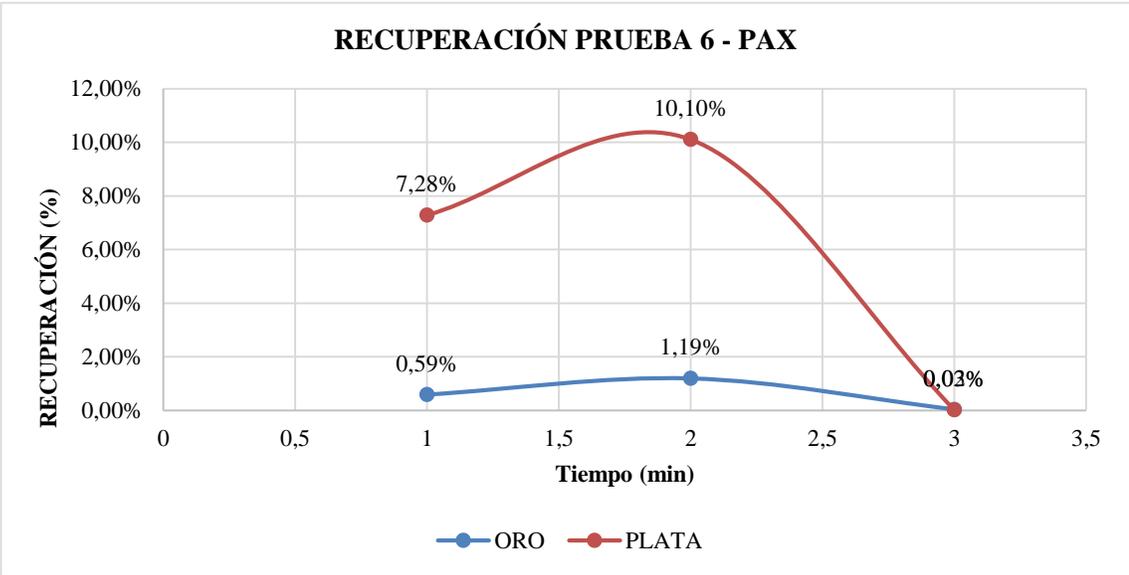
Anexo 4.4. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Zinc y Sulfato de Cobre.



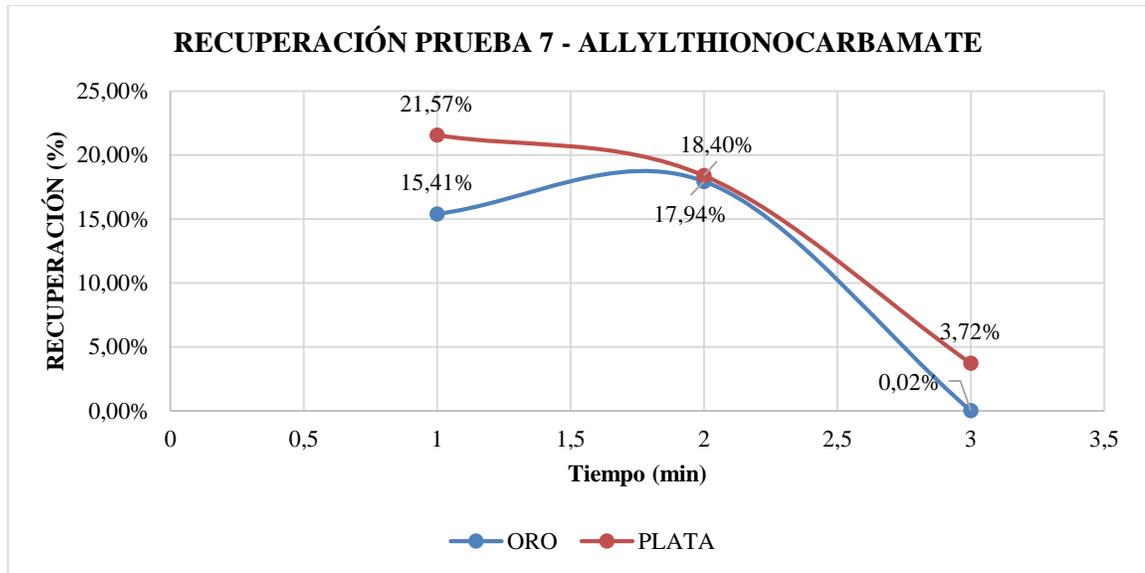
Anexo 4.5. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Cobre.



Anexo 4.6. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Zinc.



Anexo 4.7. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Cobre y MIBC.



Anexo 4.8. Relación de Recuperación frente al intervalo de tiempo (1, 3 y 5 min.) con Sulfato de Cobre y MIBC

