



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

“Selección de tamaño de partícula y colector para maximizar la recuperación metalúrgica de oro en flotación espumante en la veta San Alfonso de la mina Promine, Camilo Ponce Enríquez - Azuay”

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Autor:

JONATHAN FERNANDO LOAYZA TORRES

Director:

FERNANDO TULIO VALENCIA GUARICELA

CUENCA – ECUADOR

2022

DEDICATORIA

Dedico este trabajo principalmente a Dios, por haberme dado la vida y permitirme el haber llegado hasta este momento tan importante de mi formación profesional.

De manera muy especial a mis padres Fernando y Vilma quienes son mi mayor inspiración ya que con su amor, paciencia y mucho esfuerzo me han permitido llegar a cumplir hoy una meta más; gracias por apoyarme en todo momento, aconsejarme a tomar buenas decisiones y guiarme por el buen camino.

A mis hermanos Cristhian, Erick y Diego por todo su cariño, su apoyo incondicional y por estar siempre conmigo en todo momento, inspirándome para ser un ejemplo y guía para ellos.

Finalmente, quiero dedicar esta tesis a toda mi familia y amigos que con sus oraciones, consejos y palabras de aliento hicieron de mí un mejor ser humano y de una u otra forma me acompañan en todos mis sueños y metas.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco primeramente a Dios por brindarme salud, fortaleza y capacidad. Por guiarme en mi camino y permitirme cumplir con mi objetivo.

Agradezco a mis padres por haberme dado la oportunidad de formarme en esta prestigiosa universidad y haber sido mi apoyo durante todo este tiempo. Siempre han sido mis mejores guías de vida y el motor que impulsa mis sueños, estoy muy orgulloso de tenerlos como padres y que estén a mi lado en este momento tan importante.

Agradecer a la Universidad del Azuay y a todo el personal que labora en tan noble institución. En especial, a sus docentes quienes compartieron sus conocimientos de manera profesional e invaluable.

Mi gratitud al Ing. Fernando Valencia Guaricela, Director de Tesis, quien desde el primer momento me brindó su amistad, su sabiduría y sus conocimientos, y fue de gran apoyo para la culminación de dicho trabajo de manera correcta y profesional. Así mismo, agradecer al Ing. Leonardo Núñez e Ing. Eduardo Luna por su apoyo, conocimientos y experiencias compartidas a lo largo de mi vida estudiantil y del presente trabajo.

Un enorme agradecimiento a la empresa minera PROMINE CIA. LTDA., y a Carlos Pástor por su incondicional ayuda, brindándome los recursos y herramientas que fueron necesarios para llevar a cabo dicho trabajo.

Agradezco a mis tíos Pablo Cabrera y Alcides Torres por compartir sus consejos y conocimientos adquiridos en su larga trayectoria profesional, la cual fue de mucha ayuda en el desarrollo de esta tesis. A su vez, a mis tíos Ángel, Gladys y Janeth quienes siempre estuvieron pendientes de mí y dispuestos a ayudarme en cualquier situación.

Finalmente, agradecer a toda mi familia y amigos que gracias a su apoyo me permitieron permanecer con empeño, dedicación y cariño, y a todos quienes contribuyeron con un granito de arena para culminar con éxito esta meta propuesta.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTOS	ii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	vii
ÍNDICE DE TABLAS.....	ix
ÍNDICE DE ANEXOS	xi
RESUMEN.....	xii
ABSTRACT	xiii
INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO 1.....	3
ASPECTOS GENERALES Y MARCO TEÓRICO	3
1. Marco teórico	3
1.1 Antecedentes	3
1.2 Concentración de minerales	3
1.2.1 Etapas en la concentración de minerales.....	5
1.2.1.1 Etapa rougher.....	5
1.2.1.2 Etapa scavenger	5
1.2.1.3 Etapa cleaner.....	6
1.2.2 Métodos de concentración de minerales	7
1.2.2.1 Concentración gravitacional.....	8
1.2.2.2 Concentración magnética	9
1.2.3 Definición de tenor.....	9
1.2.4 Importancia de la concentración de minerales	9
1.3 Índices metalúrgicos.....	10
1.3.1 Clasificación de los índices metalúrgicos	10
1.3.1.1 Los que relacionan calidad de la concentración	11

1.3.1.1.1	Recuperación.....	11
1.3.1.1.2	Razón de enriquecimiento	12
1.3.1.1.3	Índice de selectividad	12
1.3.1.2	Los que relacionan capacidad del circuito de concentración.....	13
1.3.1.2.1	Razón de concentración (RC).....	13
1.3.1.2.2	Rendimiento de concentración (V).....	13
1.3.1.2.3	Eficiencia de separación (E).....	14
1.3.1.3	Análisis de colas	14
1.3.2	Índices metalúrgicos ideales.....	15
1.4	Flotación de minerales	16
1.4.1	Proceso de la flotación espumante	18
1.5	Termodinámica de la flotación.....	19
1.5.1	Tensión superficial.....	19
1.5.2	Adsorción.....	20
1.5.3	Ángulo de contacto	21
1.5.4	Doble capa eléctrica	23
1.5.5	Potencial zeta	25
1.6	Variables operaciones de la flotación.....	26
1.6.1	Tamaño de la partícula.....	26
1.6.2	Tipo de los reactivos de flotación	27
1.6.3	Dosificación de los reactivos de flotación.....	27
1.6.4	Acondicionamiento y punto de adición de reactivos	27
1.6.5	Densidad de la pulpa (% de sólidos).....	28
1.6.6	Aireación.....	29
1.6.7	Regulación de pH.....	29
1.6.8	Tiempo de residencia – cinética de flotación.....	30
1.6.9	Calidad del agua del proceso.....	30
1.6.10	Tratamiento de separación de arenas y lamas.....	31
1.6.11	Temperatura	31
1.7	Pulpas	32
1.8	Reactivos de flotación.....	33

1.8.1	Colectores.....	33
1.8.1.1	Clasificación de los colectores	35
1.8.1.1.1	Colectores iónicos.....	36
1.8.1.1.1.1	Colectores aniónicos.....	36
1.8.1.1.1.2	Colectores catiónicos.....	40
1.8.1.1.2	Colectores no – iónicos.....	40
1.8.2	Espumantes	41
1.8.2.1	Clasificación de los espumantes	42
1.8.3	Reguladores - modificadores.....	43
1.8.3.1	Clasificación de los reguladores/modificadores	43
1.8.3.1.1	Depresores	43
1.8.3.1.2	Activadores o reactivadores.....	44
1.8.3.1.2.1	Sulfato de cobre (CuSO ₄).....	44
1.8.3.1.3	Reguladores de pH.....	44
1.8.3.1.3.1	Cal (CaO).....	45
1.8.3.1.4	Floculantes.....	45
1.8.3.1.5	Reactivos dispersantes.....	45
1.8.3.1.6	Sulfidizante.....	45
1.9	Equipos de flotación.....	46
1.9.1	Celdas de flotación.....	46
1.9.2	Tipos de celdas de flotación.....	49
1.9.2.1	Celdas de flotación mecánicas.....	49
1.9.2.2	Celdas de flotación neumáticas	50
1.9.3	Celda de flotación Denver.....	50
CAPÍTULO 2.....		53
METODOLOGÍA Y ENSAYO EXPERIMENTAL		53
2.	Metodología aplicada.....	53
2.1	Recolección de la muestra.....	53
2.2	Cuarteo	55
2.3	Caracterización del material.....	55

2.4	Secado del material	55
2.5	Molienda	56
2.6	Equipos e insumos.....	56
2.6.1	Equipo de flotación.....	56
2.6.2	Equipos Auxiliares.....	56
2.6.3	Preparación y dosificación de reactivos	58
2.7	Pruebas de laboratorio.....	60
2.7.1	Densidad del material.....	61
2.7.2	Densidad de la pulpa (fracción de sólidos)	62
2.7.3	Parámetros a utilizar en las pruebas de flotación	64
2.7.4	Pruebas de flotación	65
2.7.5	Porcentaje de pérdidas.....	69
2.8	Diseño experimental.....	72
2.8.1	Análisis de concentrado	73
2.8.2	Análisis de recuperación.....	75
2.8.3	Razón de enriquecimiento.....	79
2.8.4	Análisis de relaves / colas	83
CAPÍTULO 3.....		88
ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS		88
3.1	Resultados obtenidos.....	88
3.1.1	Resultados de concentración.....	88
3.1.2	Resultados de recuperación.....	89
3.1.3	Resultados de la razón de enriquecimiento	95
3.2	Análisis y discusión de resultados.....	97
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		100
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		103
ANEXOS		105

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Esquema general de separación en un concentrador detallando sus corrientes	4
Figura 1.2 Trazado de una planta de concentración mostrando la separación ideal y objetivos de cada etapa de concentración	6
Figura 1.3 Métodos de concentración recomendados según la granulometría a trabajar .	7
Figura 1.4 Esquema global de una planta concentradora de minerales	10
Figura 1.5 Principio de la separación por flotación	17
Figura 1.6 Principio de flotación espumante.....	18
Figura 1.7 Superficie mojable por agua.....	22
Figura 1.8 Superficie mojable por aire.....	23
Figura 1.9 Esquema de la doble capa eléctrica en una superficie mineral en agua	24
Figura 1.10 Modelo de la doble capa eléctrica	24
Figura 1.11 Variación del potencial a través de la doble capa en la interface sólido – agua	25
Figura 1.12 Esquema general de un colector	34
Figura 1.13 Adsorción del colector sobre una superficie mineral: interface sólido – líquido	35
Figura 1.14 Clasificación de los Colectores.....	35
Figura 1.15 Adsorción del espumante: interface gas – líquido.....	41
Figura 1.16 Clasificación de los modificadores.....	46
Figura 1.17 Zonas de las celdas de flotación	48
Figura 1.18 Zonas específicas de las celdas de flotación.....	48
Figura 1.19 Celda mecánica Outokumpu.....	49
Figura 1.20 Celda neumática de columna.....	50

Figura 1.21 Celda de flotación Denver con sus principales partes	51
Figura 1.22 Celda de flotación Denver con sus principales partes	52
Figura 2.1 Esquema de los tamices con su respectiva malla y tamaño en micrones con los que se trabajó.....	54
Figura 2.2 Preparación de la pulpa agregando el material aurífero	66
Figura 2.3 Adición del colector xantato amílico de potasio (Z-6)	67
Figura 2.4 Obtención del concentrado en un recipiente para posterior dejar secar	68
Figura 2.5 Relaves o colas resultantes del proceso de flotación.....	68
Figura 3.1 Recuperación de cada colector con el material pasante malla 80 y retenido malla 100.....	89
Figura 3.2 Recuperación de cada colector con el material pasante malla 100 y retenido malla 140.....	90
Figura 3.3 Recuperación de cada colector con el material pasante malla 140.....	91
Figura 3.4 Recuperación general de oro de acuerdo a los 3 colectores utilizados.....	93
Figura 3.5 Recuperación general de oro de acuerdo a las 3 granulometrías.....	95
Figura 3.6 Razón de enriquecimiento obtenido de acuerdo al colector utilizado	96
Figura 3.7 Razón de enriquecimiento obtenido según la granulometría utilizada.....	97

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1 Diferentes métodos de concentración de minerales y algunos equipos empleados.....	8
Tabla 1.2 Índices de Concentración.....	16
Tabla 2.1 Matriz 3x3 con los tamaños de partícula y colectores a utilizar	61
Tabla 2.2 Resultado de las densidades obtenidos con el picnómetro.....	62
Tabla 2.3 Porcentaje de pérdidas en la primera prueba.....	69
Tabla 2.4 Porcentaje de pérdidas en la segunda prueba.....	69
Tabla 2.5 Porcentaje de pérdidas en la tercera prueba	70
Tabla 2.6 Porcentaje de pérdidas en la cuarta prueba	70
Tabla 2.7 Porcentaje de pérdidas en la quinta prueba	70
Tabla 2.8 Porcentaje de pérdidas en la sexta prueba.....	71
Tabla 2.9 Porcentaje de pérdidas en la séptima prueba.....	71
Tabla 2.10 Porcentaje de pérdidas en la octava prueba.....	71
Tabla 2.11 Porcentaje de pérdidas en la novena prueba.....	72
Tabla 2.12 Tenores de concentrado de las pruebas otorgadas por el laboratorio PROMINE	73
Tabla 2.13 Masa y tenor del concentrado en la malla pasante 80 y retenido malla 100.	74
Tabla 2.14 Masa y tenor del concentrado en la malla pasante 100 y retenido malla 140	74
Tabla 2.15 Masa y tenor del concentrado en la malla pasante 140.....	75
Tabla 2.16 Peso y concentrado en la alimentación	76
Tabla 2.17 Peso de las colas pasante malla 80 y retenido malla 100.....	83
Tabla 2.18 Peso de las colas pasante malla 100 y retenido malla 140.....	85

Tabla 2.19 Peso de las colas pasante malla 140.....	86
Tabla 3.1 Tenores de concentración de cada prueba.....	88
Tabla 3.2 Recuperación obtenida con el material pasante malla 80 y retenido malla 100	89
Tabla 3.3 Recuperación obtenida con el material pasante malla 100 y retenido malla 140	90
Tabla 3.4 Recuperación obtenida con el material pasante malla 140	91
Tabla 3.5 Resultados generales de la recuperación.....	92
Tabla 3.6 Matriz 3x3 con los resultados de recuperación obtenidos después de las pruebas de flotación.....	92
Tabla 3.7 Recuperación general del xantato amílico de potasio (Z – 6).....	93
Tabla 3.8 Recuperación general del Xantato isopropílico de sodio (Z – 11).....	94
Tabla 3.9 Recuperación general del Ditiófosfato AeroFloat 1208 (AR – 208)	94
Tabla 3.10 Resultados generales de la razón de enriquecimiento.....	96

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Tamices utilizados.....	105
Anexo 2. Análisis de difracción de rayos X.....	106
Anexo 3. Análisis de contenido de metales del mineral	107
Anexo 4. Mineral secándose de forma natural.....	108
Anexo 5. Balanza utilizada.....	108
Anexo 6. Bandejas para secar concentrados y relaves.....	109
Anexo 7. Tiras pH.....	109
Anexo 8. Xantato amílico de potasio en estado sólido (z – 6).....	110
Anexo 9. Xantato amílico de potasio al 10% (z – 6).....	110
Anexo 10. Xantato isopropílico de sodio en estado sólido (z – 11).....	111
Anexo 11. Xantato isopropílico de sodio al 10% (z – 11).....	111
Anexo 12. Ditioposfato AR – 1208 en estado líquido puro (AR – 1208).....	112
Anexo 13. Ditioposfato AR – 1208 al 10 % (AR – 1208).....	112
Anexo 14. Sulfato de cobre en estado sólido.....	113
Anexo 15. Sulfato de cobre al 10 %.....	113
Anexo 16. Espumante ER – 350 FIBESA	114
Anexo 17. Cal	114
Anexo 18. Material para las pruebas de flotación.....	115
Anexo 19. Peso para cada prueba de flotación.....	115
Anexo 20: Concentrados previos a ser analizados.....	116
Anexo 21: Resultados de los tenores de concentración de las pruebas otorgados por el laboratorio de la empresa PROMINE	117

**“SELECCIÓN DE TAMAÑO DE PARTÍCULA Y COLECTOR PARA
MAXIMIZAR LA RECUPERACIÓN METALÚRGICA DE ORO EN
FLOTACIÓN ESPUMANTE EN LA VETA SAN ALFONSO DE LA MINA
PROMINE, CAMILO PONCE ENRÍQUEZ - AZUAY”**

RESUMEN

El presente proyecto tuvo por objetivo principal, determinar los parámetros óptimos que permitan obtener la mayor recuperación de oro en la veta “San Alfonso”, mediante pruebas de flotación en celda Denver. Para el desarrollo del proyecto se utilizaron diferentes granulometrías y colectores; sin embargo, las demás variables operacionales se mantuvieron constantes. La ley de cabeza del mineral fue de 11.19 g/t y después de haber realizado los nueve ensayos se determinó que el uso del colector xantato amílico de potasio (Z – 6), en conjunto con el material pasante malla 100 y retenido malla 140, evidencian la mejor recuperación de oro, siendo ésta del 83.57%.

Palabras clave: Colector, flotación, granulometría, oro, celda Denver.

Ing. Fernando Tulio Valencia Guaricela

Director del Trabajo de Titulación

Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinador de Escuela

Jonathan Fernando Loayza Torres

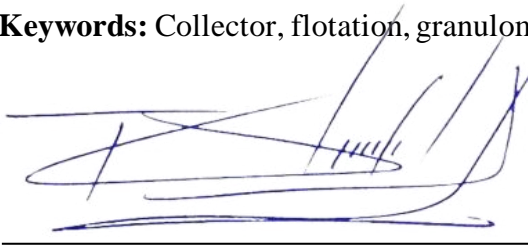
Autor

**SELECTION OF THE SIZE PARTICLE AND COLLECTOR TO MAXIMIZE
GOLD RECOVERY WITH FOAM FLOTATION IN THE SAN ALFONSO VEIN
OF THE PROMINE MINE, CAMILO PONCE ENRÍQUEZ – AZUAY**

ABSTRACT

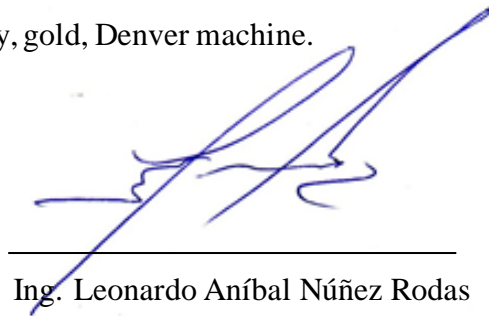
The main objective of this project was to determine the best parameters to obtain the highest gold recovery possible from the "San Alfonso" vein through flotation tests from the Denver machine. For the development of the project different granulometries and collectors were used. The other operational variables remained constant. The ore head grade was 11.19 g/t and after nine tests were completed, it was determined that the use of the Potassium Amyl Xanthate collector (Z – 6) altogether with the 100 mesh passing material and 140 mesh retention present the best gold recovery. This being said, the recovery was 83.57%.

Keywords: Collector, flotation, granulometry, gold, Denver machine.



Ing. Fernando Tulio Valencia Guaricela

Director of the Degree Project



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinator of the School

Translate by



Jonathan Fernando Loayza Torres

Author



Loayza Torres Jonathan Fernando

Trabajo de Titulación

Ing. Fernando Tulio Valencia Guaricela

Noviembre, 2022

**“SELECCIÓN DE TAMAÑO DE PARTÍCULA Y COLECTOR PARA
MAXIMIZAR LA RECUPERACIÓN METALÚRGICA DE ORO EN
FLOTACIÓN ESPUMANTE EN LA VETA SAN ALFONSO DE LA MINA
PROMINE, CAMILO PONCE ENRÍQUEZ - AZUAY”**

INTRODUCCIÓN

La empresa minera “PROMINE CIA LTDA.”, se dedica a la extracción y comercialización de metales preciosos durante más de 15 años en el Ecuador, contribuyendo así, de manera directa e indirecta a la economía del país. La empresa se encuentra ubicada en el sur del país, en el cantón Camilo Ponce Enríquez, perteneciente a la provincia del Azuay.

La etapa de flotación de minerales en el proceso metalúrgico representa un problema para las plantas de beneficio de las empresas mineras, debido a que, resulta complicado aprovechar en su totalidad las menas de interés. En la etapa de flotación influyen un sin número de variables y parámetros directamente en el resultado final de recuperación y se debe aprovechar al máximo las características físicas y químicas que posee el mineral a trabajar. Además, cada mineral posee una composición mineralógica diferente, por lo tanto, cada mena que se extrae de los tajos o frentes de trabajo requiere de un tratamiento mineralúrgico único. Además de lo anterior, un mal proceso metalúrgico desencadenaría

consecuencias graves de carácter económico y medioambiental para la zona de influencia, debido a una gran cantidad de relaves que se podría generar.

Estas razones son motivos suficientes para establecer un tratamiento metalúrgico óptimo y eficiente para dicha mena, y que sea tomado en cuenta para su futura aplicación a escala industrial y resulte ser beneficioso para la empresa.

El siguiente proyecto tuvo como objetivo general determinar los parámetros operacionales óptimos para la flotación de la veta “San Alfonso”. Para ello, se hicieron pruebas de flotación con ayuda de la celda Denver del laboratorio de la Escuela de Ingeniería en Minas con muestras previamente preparadas, y en cada muestra se varió el tamaño de partícula y el colector. Los colectores y el tamaño de partícula son dos variables cuya composición y propiedades físico – químicas son diferentes. Los colectores a utilizar fueron tres: El Xantato amílico de potasio (Z - 6), Xantato isopropílico de sodio (Z - 11) y el Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR - 208). Mientras que las granulometrías utilizadas fueron material pasante malla 80, 100 y 140 respectivamente.

Finalmente, aplicando fórmulas establecidas se obtuvieron resultados que fueron analizados mediante gráficas y tablas y se logró determinar que la combinación en la que se obtiene el mayor porcentaje de recuperación, la cual fue utilizando el colector xantato amílico de potasio (Z – 6) en conjunto con el tamaño de partícula de material pasante malla 100 y retenido malla 140.

CAPÍTULO 1

ASPECTOS GENERALES Y MARCO TEÓRICO

1. Marco teórico

1.1 Antecedentes

En el presente análisis del estado del arte, se detallan brevemente algunos proyectos similares a la problemática a tratar en dicho proyecto; las mismas que sirvieron de guía para alcanzar los objetivos planteados.

En Arequipa – Perú, (López, 2020), en su tesis titulada como “Estudio y análisis de pruebas de flotación en minerales auríferos” expone la hidrofobización y flotación de oro grueso por un método de flotación diferente a la concentración gravitacional. La hidrofobización selectiva de Oro la realizó en la celda Denver, utilizaron diferentes tipos de reactivos y principalmente trabajaron a un pH ácido, en donde el resultado de recuperación obtenido fue superior al 90 %, no obstante, el resultado obtenido de la flotación directa de oro grueso no sustituye al método tradicional de amalgamación con mercurio.

Mientras tanto, en Ecuador, (Hidalgo, 2021), en su tesis “Flotación sostenida y sustentable de Oro, planta de beneficio METALESA S.A, código 10000543, la Fortuna – Camilo Ponce Enríquez” realiza el tratamiento metalúrgico de recuperación de Oro asociado a los minerales de la pirita y calcopirita. Para la flotación espumante utilizó colectores como: el Xantato amílico de potasio y el ditiofosfato 208 y ditiofosfato 404; mientras que el sulfato de cobre como activador; finalmente el espumante 370. Los resultados de recuperación de oro que se lograron obtener según las pruebas industriales realizadas son del 80% por flotación, mientras que el 11% fue por concentración gravitacional.

1.2 Concentración de minerales

El proceso de concentración de minerales tiene como objetivo enriquecer las menas de un mineral; por un lado, concentrando las especies mineralógicas económicamente útiles, y

por otro, eliminando la ganga o los componentes estériles, minimizando las pérdidas de mineral valioso en cuanto sea posible.

Según (Bustamante, Gaviria & Restrepo, 2008) la concentración de minerales es la etapa en la cual se eleva el tenor de una mena determinada con la ayuda de equipos de separación sólido – sólido, produciéndose así la desunión de dos o más especies minerales, generando una corriente enriquecida del mineral de interés.

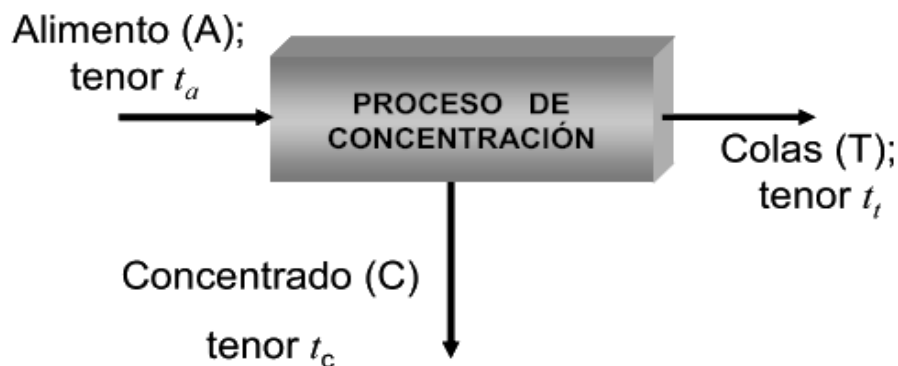


Figura 1.1 Esquema general de separación en un concentrador detallando sus corrientes

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

Para que exista una concentración ideal el tenor de las colas (t_t) deberá ser nulo o lo más cercano a cero. Al tratarse de una situación muy difícil e imposible, las metas en las plantas de concentración es alcanzar un valor de t_t lo más mínimo posible en cuanto a las posibilidades lo permita.

$$t_c > t_a > t_t \text{ con } t_t \rightarrow 0 \quad (1)$$

Existen algunas definiciones que afirman lo siguiente “para que se produzca una adecuada separación, 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 repuesta fisicoquímica superficial bien diferente.” (Bustamante et al., 2008)

1.2.1 Etapas en la concentración de minerales

La existencia de partículas mixtas (aquellas que no se encuentran totalmente liberadas) juegan un papel muy importante en la recuperación final, debido a que afecta directamente el principio de separación ideal. Por dicho motivo, surge la necesidad de utilizar varias etapas de concentración, y así evitar pérdidas en la recuperación y aumentar la concentración.

Como se puede observar en la figura 1.2, existen 3 etapas/circuitos:

1.2.1.1 Etapa rougher

Es la etapa primaria, aquí se reciben la pulpa de cabeza procedente de los acondicionadores o de los molinos. Se conoce como la etapa de desbaste, su objetivo es eliminar la mayor cantidad de partículas mixtas presentes y a su vez obtener un concentrado lo más enriquecido posible. Las colas de dicha etapa pueden ser colas finales del proceso, o bien, alimentación a un circuito scavenger.

1.2.1.2 Etapa scavenger

Dicha etapa se considera como una etapa de barrido, ya que tiene por objetivo eliminar la máxima cantidad de ganga liberada y hacer flotar el resto de los sulfuros que no han podido flotar en las celdas de cabeza. En esta etapa se producen las colas más pobres del sistema. El producto de esta etapa puede recircular a la alimentación del proceso (Etapa rougher), o a una etapa de remolienda.

1.2.1.3 Etapa cleaner

Es considerada la etapa de limpieza, es una etapa opcional, que va a depender del mineral a procesar. Se utiliza cuando el proceso requiere aumentar el tenor, es decir, que se necesite eliminar el máximo de ganga y tener un concentrado de alta pureza. En estos circuitos su recuperación es baja, pero la razón de enriquecimiento debe ser muy alta.

Según (Pavez, 2014) menciona que en esta etapa es necesario la selectividad de las partículas útiles, por lo que es fundamental realizar una remolienda del concentrado de la etapa rougher para la liberación de las especies útiles de la mena.

En la figura 1.2 se puede observar que, si la operación de concentración ocurre en una única etapa, no se puede esperar valores altos tanto en la razón de enriquecimiento como en la recuperación, por lo tanto, es posible alcanzar una recuperación alta y una razón de enriqueciendo también alta, si la separación se efectúa por etapas. Por lo general en la concentración de minerales los índices de Recuperación R y Razón de enriquecimiento R.E. son completamente antagónicos. (Bustamante et al., 2008)

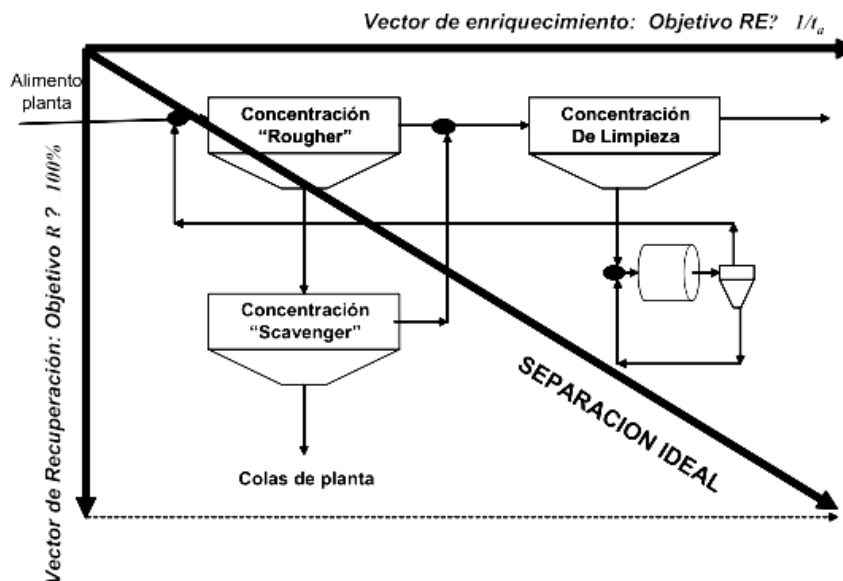


Figura 1.2 Trazado de una planta de concentración mostrando la separación ideal y objetivos de cada etapa de concentración

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

1.2.2 Métodos de concentración de minerales

Por lo general el proceso de flotación se lleva a cabo cuando se tienen partículas de tamaño inferior a 500 micrones.

En la figura 1.3 se indica el método de concentración más recomendado a implementar según la granulometría o el tamaño de partícula a trabajar.

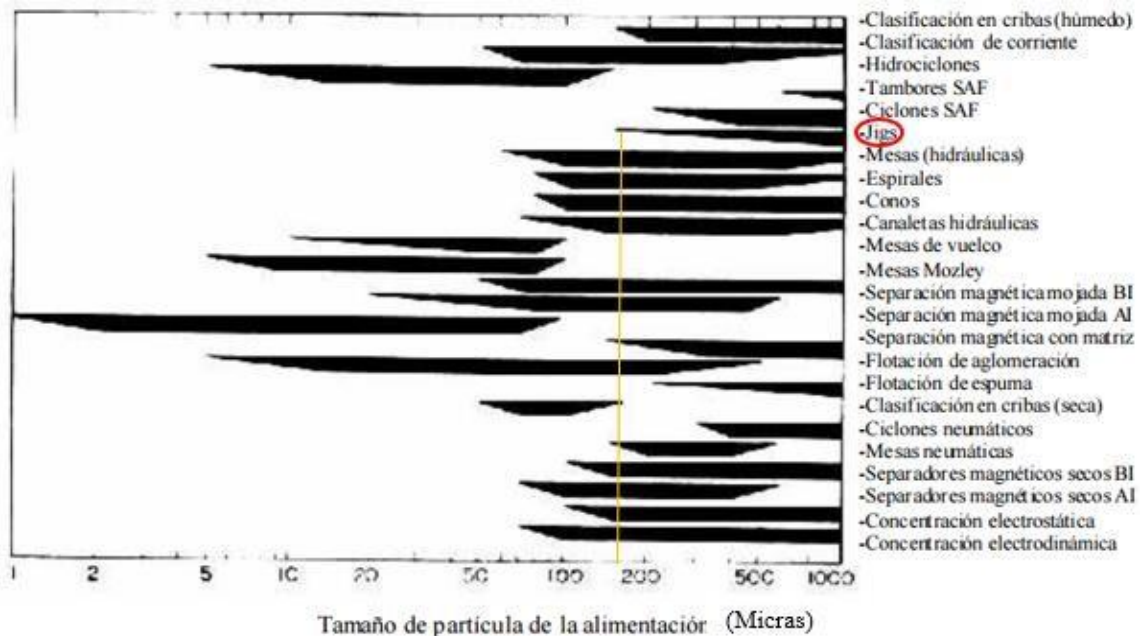


Figura 1.3 Métodos de concentración recomendados según la granulometría a trabajar

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

Según (Bustamante et al., 2008) para que se produzca una adecuada separación, 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 repuesta fisicoquímica superficial bien diferente.

En la tabla 1.1 se muestran los distintos métodos de concentración utilizados por las empresas industrialmente con sus respectivas propiedades diferenciales que utiliza cada uno de ellos. Así mismo, los equipos más empleados para realizar el respectivo proceso.

Tabla 1.1 Diferentes métodos de concentración de minerales y algunos equipos empleados

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

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

1.2.2.1 Concentración gravitacional

La concentración gravitacional consiste en separar dos o más minerales de diferente densidad o peso específico, a través del movimiento relativo bien sea en un medio acuoso o en aire debido a la respuesta de los sólidos a las fuerzas: gravitacionales, de arrastre y empuje. (Bustamante et al., 2008)

La concentración gravimétrica resulta ser uno de los procedimientos más simples y económicos respecto a otros procedimientos de enriquecimiento de minerales; permite recuperar valores en un rango bastante amplio. Cuanto mayor es la diferencia en la densidad de dos minerales componentes de una mena, mayor será la facilidad con que se efectúe la separación. (Villas Boas & Sanchez, 2006)

1.2.2.2 Concentración magnética

La concentración magnética consiste en separar partículas magnéticas, haciendo uso de la susceptibilidad magnética (propiedad magnética) que presentan todos los materiales. La separación se consigue haciendo pasar las suspensiones o las mezclas de partículas a través de un campo magnético no homogéneo, lo que conduce a la retención preferencial o desviación de las partículas magnetizables. (Pavez, 2014)

1.2.3 Definición de tenor

“Podemos definir el tenor de un mineral como la relación que existe entre la cantidad másica de mineral de interés o útil respecto a la cantidad másica o volumétrica en la mena.” (Bustamante et al., 2008)

$$\text{Tenor } (t) = \frac{\text{Cantidad de mineral útil}}{\text{Cantidad total de mineral extraído}} \quad (2)$$

1.2.4 Importancia de la concentración de minerales

La importancia de la concentración de minerales radica principalmente en eliminar del circuito de planta, minerales que no poseen riqueza alguna y que generan costos de manejo y tratamiento, como, por ejemplo: las gangas, minerales de rechazo o minerales cuya presencia puede influir negativamente en el proceso. “La capacidad de concentración y por ende de eliminar colas muy pobres en los procesos de concentración, se evalúa utilizando diferentes índices que dan idea de la eficacia de la separación y de la calidad de los productos obtenidos.” (Bustamante et al., 2008)

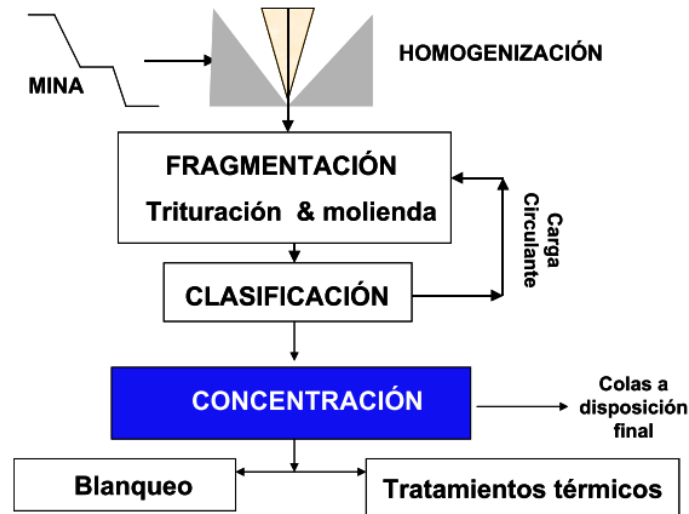


Figura 1.4 Esquema global de una planta concentradora de minerales

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

1.3 Índices metalúrgicos

“Los índices metalúrgicos son números adimensionales que precisan la calidad de la separación efectuada en una o varias etapas de concentración, y además proporcionan información para el escalamiento en el dimensionamiento de equipos y/o plantas de concentración.” (Bustamante et al., 2008)

Al momento de determinar los índices es importante que estén apoyados por un balance de masa en el proceso de separación, debido a que, si ello no se realiza previamente, el cálculo de los índices puede generar números absurdos o incoherentes y que desorienten las decisiones y el análisis de los circuitos de concentración.

1.3.1 Clasificación de los índices metalúrgicos

Para (Bustamante Gaviria & Restrepo, 2008) la clasificación de los índices metalúrgicos se puede dividir en dos grupos: Los primeros son los índices que relacionan calidad de la

concentración y los segundos son los índices que relacionan capacidad del circuito de concentración, principalmente para usos de escalamiento.

1.3.1.1 Los que relacionan calidad de la concentración

Son aquellos que aportan información acerca de la calidad de los productos obtenidos, ya sea en la etapa de concentración o en cualquier otra etapa de la planta en general. Los índices que aportan calidad son:

1.3.1.1.1 Recuperación

La recuperación se define como la relación que existe en una operación de concentración entre el peso del material útil o de interés que hay en el concentrado, con respecto a la cantidad de ese mismo mineral que hay en la alimentación, o que ingresó a la operación. (Bustamante et al., 2008)

$$R = \frac{C * t_c}{A * t_a} \quad (3)$$

Dónde:

R = Recuperación

C = Peso del concentrado

t_c = Tenor del concentrado

A = Peso del alimento

t_a = Tenor del alimento

1.3.1.1.2 Razón de enriquecimiento

“Se define este índice como la relación que existe entre el tenor (o porcentaje) de mineral útil en el concentrado respecto al tenor (o porcentaje) del mismo mineral en la alimentación” (Bustamante et al., 2008)

$$R_E = \frac{t_c}{t_a} \quad (4)$$

Mientras el resultado obtenido de la razón de enriquecimiento sea mayor y esté más alejado de la unidad, mejor será la concentración, es decir, que se está enriqueciendo aún más el concentrado con respecto al tenor de alimento.

1.3.1.1.3 Índice de selectividad

“Este índice metalúrgico compara la calidad de separación entre dos especies (A) y (B) que se desean separar en el proceso de concentración.” (Bustamante et al., 2008)

$$I.S. = \frac{t_a(A) * t_t(B)}{t_a(B) * t_t(A)} \quad (5)$$

Dónde:

$t_a(A) * t_a(B)$ = Tenores de los componentes (A) y (B) en la alimentación.

$t_t(A) * t_t(B)$ = Tenores de los componentes (A) y (B) en las colas.

1.3.1.2 Los que relacionan capacidad del circuito de concentración

Son aquellos que contienen información necesaria para el escalamiento, dimensionamiento y en la selección de equipos de concentración. Los índices que aportan capacidad son:

1.3.1.2.1 Razón de concentración (RC)

“Se define como la razón entre el flujo másico de sólidos en la alimentación con respecto al flujo de sólidos en el concentrado” (Bustamante et al., 2008)

Es decir, la razón de concentración permite calcular cuantas toneladas de material necesitamos procesar para obtener una tonelada de concentrado.

$$RC = \frac{A}{C} \quad (6)$$

1.3.1.2.2 Rendimiento de concentración (V)

“Se define como la relación entre flujo másico en el concentrado respecto al flujo másico de sólidos en la alimentación” (Bustamante et al., 2008)

$$V = \frac{C}{A} \quad (7)$$

$$V = \frac{1}{RC} \quad (8)$$

1.3.1.2.3 Eficiencia de separación (E)

Dicho parámetro es aquel que combina los resultados o información obtenida en los ítems expuestos anteriormente. “Es la relación que existe entre el inverso de la diferencia entre la recuperación con el rendimiento de la concentración y la unidad con el rendimiento ideal de la concentración” (Cobos, 2018)

Se define como:

$$E = \frac{R - V}{1 - V_{IDEAL}} \quad (9)$$

Dónde:

E = Eficiencia de la separación

R = Recuperación

V = Rendimiento de la concentración

V_{ideal} = Rendimiento ideal de la concentración

1.3.1.3 Análisis de colas

Para calcular el porcentaje de oro existente en las colas, menciona (Bustamante, 2008) que se calcula realizando un balance de masas. La ecuación utilizada es la siguiente:

$$A * t_a = (C * t_c) - (T * t_t) \quad (10)$$

Despejando el tenor de colas, la formula queda de la siguiente manera:

$$t_t = \frac{(A * t_a) - (C * t_c)}{T} \quad (11)$$

Dónde:

t_t = Concentrado de oro en colas

T = Masa de colas

A = Peso del alimento

T_a = Tenor del alimento

C = Peso del concentrado

C = Tenor del concentrado

1.3.2 Índices metalúrgicos ideales

Como asegura (Bustamante, 2008) que, para lograr una separación ideal se deben cumplir conjuntamente dos condiciones: La primera es que el tenor de mineral de interés en las colas debe ser cero; y la segunda es que no debe haber mineral de ganga o estéril en el concentrado.

De acuerdo a lo anterior, se ha optado por realizar una tabla (1.2) en donde se resuman los principales índices metalúrgicos con sus respectivas fórmulas, las variables que influyen y cuáles serían sus respectivos índices ideales.

Tabla 1.2 Índices de concentración

Nombre del índice metalúrgico	Expresión del índice idealmente	Índices en términos de tenores
Recuperación: R	$R_{IDEAL} = 1.0$	$R = \frac{[t_a - t_t] t_c}{[t_c - t_t] t_a}$
Razón de Enriquecimiento: R_E	$RE_{IDEAL} = 1/t_a$	$R_E = \frac{t_c}{t_a}$
Índice de Selectividad: I.S.	$I.S._{IDEAL} \rightarrow \infty$	$I.S.$ $= \frac{t_a(A) * t_t(B)}{t_a(B) * t_t(A)}$
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)

1.4 Flotación de minerales

La flotación es un método de separación utilizado principalmente para el enriquecimiento de minerales. Dicho método involucra varios parámetros o fenómenos, no obstante, entre ellos predomina uno que es la hidrofobación de una superficie por adsorción de sustancias surfactantes.

Según (Bustamante, Gaviria & Restrepo, 2008) “La flotación es un método fisicoquímico de concentración de minerales en suspensiones acuosas y que consiste en separar partículas sólidas “hidrófobas” de partícula sólida “hidrofílicas”, asistida con inyección de burbujas de aire”.

Adicionalmente, (Pavez, 2014) define a la flotación como una técnica de concentración que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral,

o especies de valor y la ganga. El proceso se basa en la adhesión de algunos sólidos a burbujas de gas generadas en la pulpa por algún medio externo, dentro de la celda de flotación.

En el proceso de flotación se debe introducir energía al sistema para mantener los sólidos en suspensión y producir que las burbujas colisionen en varias ocasiones con las partículas minerales y de esta manera puedan ser atrapadas. Las partículas que son atrapadas por las burbujas se denominan flotables y terminan en el concentrado; mientras que, las partículas que no son flotables terminan en las colas o relaves.

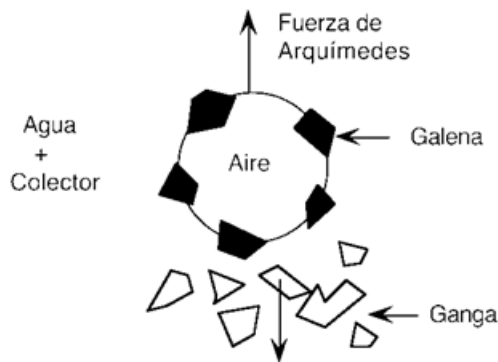


Figura 1.5 Principio de la separación por flotación

Fuente: (Salager & Forgiarini, 2007)

Para el proceso de flotación se necesitan de cuatro factores principales: El primero es el respectivo mineral de interés, el segundo es la pulpa, el tercero es el agua y finalmente el aire.

Minerales Hidrofóbicos: Son minerales no mojables por el agua, lo que permite que se adhieran a las burbujas y puedan subir a la superficie. (Chica, 2017)

Minerales Hidrofílicos: Son los minerales mojables por el agua, haciendo que los minerales permanezcan en suspensión en la pulpa para finalmente hundirse, por lo general, estos suelen ser el material estéril o la ganga. (Chica, 2017)

1.4.1 Proceso de la flotación espumante

Lo primero que debemos hacer es identificar el tipo de mineral de interés que queremos flotar para concentrar y cuál deseamos deprimir. Luego, mezclamos el mineral previamente pulverizado con agua y ciertos reactivos de acuerdo al mineral. Conjuntamente se hace pasar a través de una dispersión de flujo de burbujas de gas (más común aire) para aumentar la probabilidad de colisión partícula – burbuja, y así el mineral de interés sea atrapado en la burbuja. Finalmente, las burbujas irán ascendiendo hasta formar una espuma mineralizada.

Empleando las palabras de (Pavez, 2014) afirma que para la mayoría de los minerales se alcanza un adecuado grado de liberación moliendo la mena a tamaños del orden de $-100\ \mu\text{m}$ o $-74\ \mu\text{m}$.

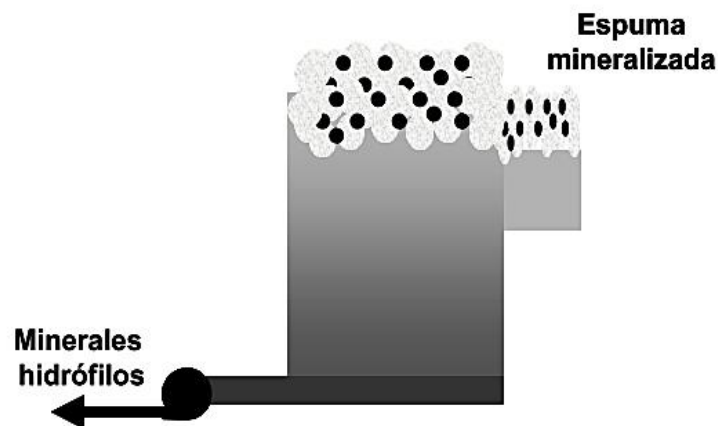


Figura 1.6 Principio de flotación espumante

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

1.5 Termodinámica de la flotación

Para que exista la adhesión burbuja – mineral deben cumplirse condiciones termodinámicas a la vez que hidrodinámicas.

Primeramente, debe ocurrir un encuentro físico entre la partícula y la burbuja para la colisión, para lograr dicho encuentro de forma exitosa se requiere que durante el corto tiempo que dura la colisión exista un adelgazamiento y ruptura del film de líquido que los separa y se forme una nueva interfase mineral/aire. Durante la adhesión existe un tiempo mínimo necesario para que ocurra una adhesión estable, llamado tiempo de inducción. Durante este corto lapso de tiempo debe ocurrir el reemplazo de la interfase mineral/solución por la interfase mineral/gas, además el tiempo de inducción tiene que ser menor que el tiempo de duración de la colisión. (Pavez, 2014)

1.5.1 Tensión superficial

La tensión superficial es la cantidad de energía que se requiere para incrementar la superficie de un líquido en una unidad de área a presión, temperatura y masa constantes.

Su fórmula es:

$$\gamma = \left[\frac{dG}{dA} \right]_{T,P,n} \quad (12)$$

Dónde:

γ = Tensión Superficial, con unidades de energía/área o fuerza/longitud.

G = Energía libre.

A = Área interfacial.

T, P, n = Temperatura absoluta, Presión, y número de moles presentes en el sistema.

La propiedad que gobierna la hidrofobicidad es la tensión superficial. La flotación ocurre cuando el balance de las tensiones superficiales en el sistema trifásico mineral/gas/líquido son favorables.

Según (Pavez, 2014) la magnitud de la tensión superficial está directamente relacionada con la magnitud de las fuerzas intermoleculares, es decir, si se conoce la naturaleza química del líquido, es posible estimar el orden de magnitud de su tensión superficial.

1.5.2 Adsorción

De acuerdo con (Abarca, 2011) define la adsorción como un fenómeno de acumulación de materia en una interfase, de tal modo que su concentración sea mayor o menor que aquellas de las fases que forman la interfase. Cuando la concentración es mayor en la interfase se dice que la adsorción es positiva y cuando la concentración es menor se dice que es negativa.

El fenómeno de la adsorción puede ocurrir en las interfases:

Líquido – Gas

Sólido – Gas

Sólido – Líquido

Se clasifica según la naturaleza de la interacción adsorbido/adsorbente en:

Adsorción Física: También conocida como fisisorción, es la adsorción resultante de interacciones químicas secundarias o residuales (tipo Van der Waals). Se caracteriza por un bajo calor de interacción, ninguna o casi ninguna acción de selección entre el adsorbente y el adsorbido, siendo posible la formación de multicapas. (Rodríguez, 2011)

Adsorción Química: También conocida como quimisorción, es la adsorción que se debe a interacciones químicas primarias (covalentes) entre el adsorbente y el adsorbido. Existe selectividad, formándose compuestos de superficie. Apenas una monocapa puede ser adsorbida. (Rodríguez, 2011)

Según (Bustamante, 2008) la quimisorción es de mucho interés para el proceso de flotación, puesto que se puede obtener selectividad si hay una reacción específica sobre un tipo de mineral o un grupo de minerales.

1.5.3 Ángulo de contacto

Es el ángulo formado entre la superficie de un sólido y la superficie de la burbuja de gas. Sirve como un parámetro termodinámico utilizado para describir la hidrofobicidad de las superficies minerales.

El ángulo de contacto puede ser aumentado utilizando sustancias tensoactivas que forman una película hidrófoba alrededor de las partículas. Las moléculas de dichas sustancias poseen una parte no polar (hidrófoba) que es atraída por las burbujas de aire en ascensión y otra polar (hidrófila) que es atraída por la fase dispersa. (Bustamante et al., 2008)

Como menciona (Abarca, 2011) el ángulo de contacto se relaciona con la ecuación de Young (1805), ya que Young creó un equilibrio mecánico entre las tensiones interfaciales sólido-líquido, sólido-vapor y líquido-vapor tratando el ángulo de contacto de una gota de líquido asentada en una superficie totalmente plana. La ecuación es la siguiente:

$$\gamma_{SG} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG} \cos(\theta) \quad (13)$$

En donde, si despejamos obtenemos la famosa ecuación de Young.

$$\cos(\theta) = \frac{\gamma_{SG} - \gamma_{SL}}{\gamma_{LG}} \quad (14)$$

Dónde:

γ_{SG} = Tensión Superficial de sólido y gas

γ_{SL} = Tensión Superficial de sólido y líquido

γ_{LG} = Tensión Superficial de líquido y gas

θ = Ángulo de Contacto

Para conocer si la superficie es hidrófila o hidrofílica, el ángulo de contacto con el agua será netamente inferior a 90° ; o cuando el ángulo de contacto con el colector o agua es mayor a 90° , véase en la figura 1.7. (Salager & Forgiarini, 2007)

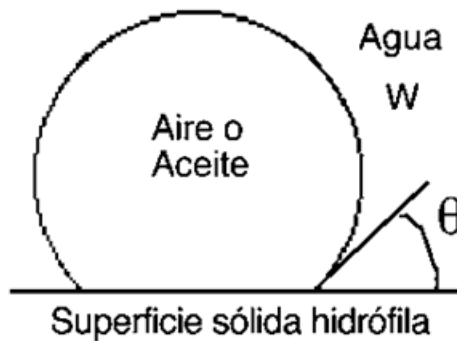


Figura 1.7 Superficie mojabla por agua

Fuente: (Salager & Forgiarini, 2007)

Para conocer si la superficie es hidrófoba, el ángulo de contacto con el agua será netamente mayor a 90° ; o cuando el ángulo de contacto con el colector o agua es inferior a 90° , véase en la figura 1.8. (Salager & Forgiarini, 2007)

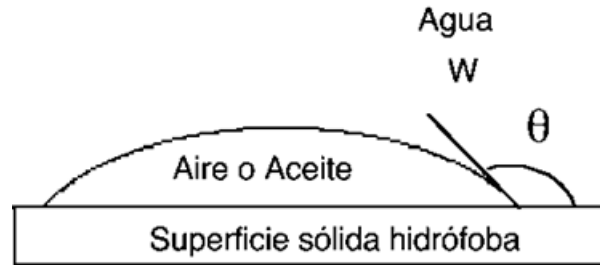


Figura 1.8 Superficie mojable por aire

Fuente: (Salager & Forgiarini, 2007)

1.5.4 Doble capa eléctrica

Es un sistema en donde hay una separación de cargas eléctricas, se producen en una interface donde existe una carga eléctrica negativa y una carga eléctrica positiva. El modelo de doble capa se utiliza a menudo para visualizar el entorno iónico que se encuentra en las proximidades de un coloide cargado. (Bustamante et al., 2008)

Según (Abarca, 2011) la doble capa eléctrica está constituida entre la carga de superficie en conjunto con la capa difusa. Además, se distinguen las fases de: La carga superficial, la capa de Stern (constituida por los iones en la fase acuosa próxima a la superficie) y la fase líquida.

La doble capa eléctrica establecida en la interfase mineral-agua puede ser considerada como análoga a un condensador eléctrico o impedancia, la cual puede ser investigada experimentalmente para caracterizar superficies o reacciones superficiales.

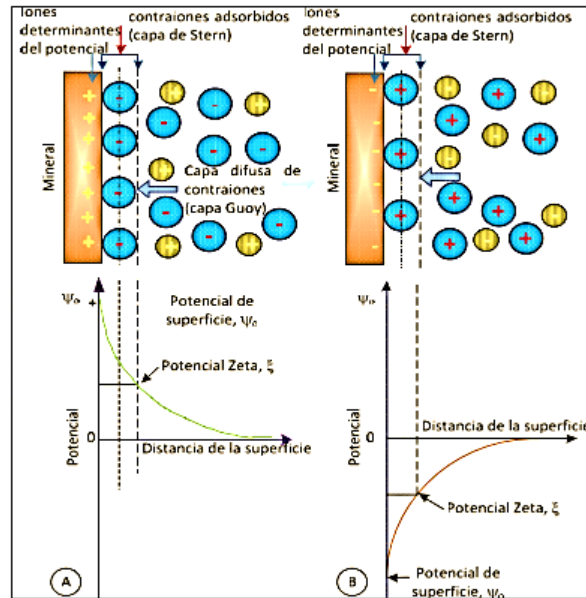


Figura 1.9 Esquema de la doble capa eléctrica en una superficie mineral en agua

Fuente: (Abarca Rodriguez, 2011)

En la figura 1.10 se puede visualizar la atmósfera iónica en la proximidad del coloide cargado y explicar cómo actúan las fuerzas eléctricas de repulsión.

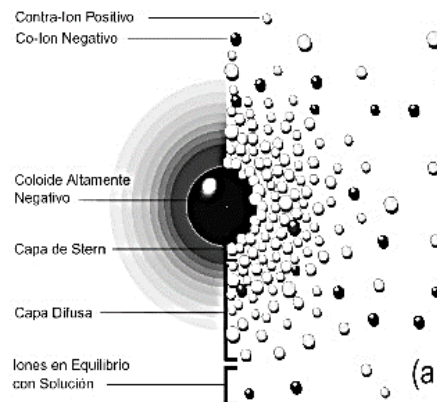


Figura 1.10 Modelo de la doble capa eléctrica

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

1.5.5 Potencial zeta

Cuando las partículas de una pulpa se desplazan en relación al fluido, surge un plano de cizallamiento, el cual es donde la doble capa eléctrica se rompe. Este desplazamiento diferencial de las partes de la doble capa eléctrica produce un potencial eléctrico llamado potencial zeta o potencial electrocinético. El punto donde el potencial zeta se anula se denomina punto isoeléctrico, PIE. (Abarca Rodríguez, 2011)

El potencial zeta puede ser medido fácilmente a diferencia de la carga de la superficie y su potencial. Existen diferentes métodos de medición.

El potencial zeta es una manera efectiva de controlar el comportamiento superficial del coloide, su carga indica los iones que se puede adsorber, y su capacidad de interacción con los grupos iónicos del agua, etc. (Bustamante et al., 2008)

La figura 1.11 muestra que cuando nos alejamos de la superficie, el modelo de doble capa eléctrica asume que potencial cae linealmente en la capa de Stern, para luego decaer de manera exponencial a través de la capa difusa aproximándose a cero en el seno de la solución. (Bustamante et al., 2008)

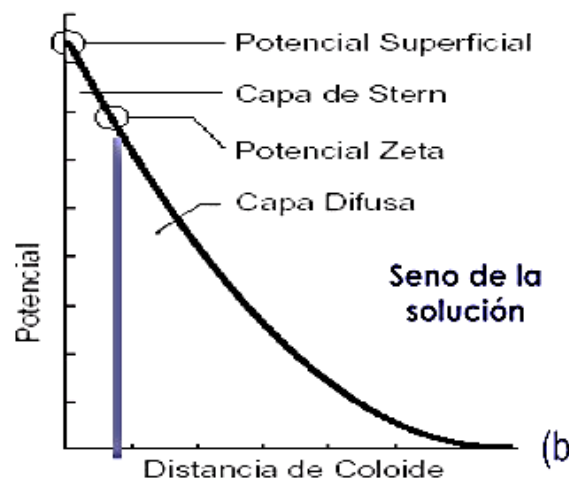


Figura 1.11 Variación del potencial a través de la doble capa en la interfase sólido – agua

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

1.6 Variables operaciones de la flotación

Durante el proceso de flotación se debe tomar en cuenta ciertos parámetros/variables operaciones, debido a que cada una cumple una función especializada, además si se altera una sola variable el proceso puede variar drásticamente, por lo tanto, se debe ser muy cuidadoso e intentar realizar las dosificaciones adecuadas para que el resultado obtenido pueda ser el más eficaz.

Las variables operacionales más importantes para que un proceso de flotación sea exitoso son:

1.6.1 Tamaño de la partícula

El tamaño de la partícula debe estar en condiciones óptimas de molienda para formar una adecuada pulpa. Además, la granulometría adquiere gran importancia, dado que la flotación necesita que los minerales de interés posean un grado de liberación adecuado para su concentración, es decir, el tamaño de partícula también dependerá de la mineralogía del tipo de mineral.

Por lo general, para pruebas de flotación en laboratorio, dicho tamaño en la mayoría de los minerales es superior a la malla 20, es decir, 850 micrones. (American Cyanamid Company, 1986)

Ahora bien, el tamaño de la partícula recomendable para escala industrial va desde un rango no mayor de la malla 48, ni menor a la malla 270. Dentro de este rango de tamaño de partículas, se podrá recuperar de una manera efectiva los sulfuros valiosos. Cuando hay una mala molienda, la pulpa contiene partículas gruesas (mayores a malla 48), provocando que tiendan a sentarse en el fondo de las celdas de flotación y puedan llegar a plantarse en el impulsor de la celda, atorar la tubería y causar más trabajo; y, cuando la pulpa contiene partículas muy finas (menores a malla 270), la recuperación de los sulfuros valiosos no va ser efectiva ya que se perderían en forma de lamas. (Jimenez & Elvis, 2017)

La disminución de recuperación cuando hay un tamaño de partícula grueso se justifica con el aumento de la masa de partículas; y la disminución de recuperación de tamaño de partícula pequeño se relaciona con la dificultad de adhesión partícula/burbuja, debido a que éstas no adquieren la energía cinética suficiente para producir un agregado partícula/burbuja estable. (Hernández Vera et al., 1995)

1.6.2 Tipo de los reactivos de flotación

Existen muchas clases de reactivos; sin embargo, se clasifican en tres tipos. Los tipos de reactivos pueden ser: colectores, espumantes y modificadores, cada uno posee ciertas características y cumple diferentes funciones. La eficacia del proceso de flotación dependerá de la mejor combinación de los tres.

De acuerdo con (Pavez, 2014) sostiene que los reactivos de flotación necesitan de un cierto tiempo de acondicionamiento para estar en contacto con la pulpa y de esa forma poder actuar en forma eficiente sobre las especies útiles de la mena.

1.6.3 Dosificación de los reactivos de flotación

La dosificación aplicada al proceso industrial se determinará de acuerdo a las pruebas metalúrgicas preliminares y al tonelaje a procesar. Cada reactivo cuenta con sus respectivas instrucciones de uso, cantidades a trabajar y en qué circunstancias mejor efectividad logra.

1.6.4 Acondicionamiento y punto de adición de reactivos

El tiempo de acondicionamiento y puntos de adición de los reactivos por lo general tienen gran influencia en los procesos metalúrgicos, particularmente bajo las condiciones de operación de la planta. Para pruebas de flotación en laboratorio, el tiempo de

acondicionamiento puede ser un factor que varíe desde un minuto hasta 30 minutos. (American Cyanamid Company, 1986)

Según (Pavez, 2014) la etapa de acondicionamiento es una parte clave ya que proporciona el tiempo necesario para que actúen en forma eficiente los reactivos de flotación. Por ejemplo, existen algunos colectores y modificadores que presentan una cinética de adsorción en los minerales bastante lenta por lo cual deben incorporarse al molino de bolas, mientras que otros reactivos se añaden directamente al estanque acondicionador de la pulpa.

Por otro lado, los puntos de adición óptimos de los reactivos (espumantes, activadores, depresores) por lo general se hacen más evidentes después de realizar algunas pruebas de laboratorio y evaluar los resultados metalúrgicos. (American Cyanamid Company, 1986)

1.6.5 Densidad de la pulpa (% de sólidos)

Este parámetro viene determinado desde la etapa de la molienda. Es un factor importante, ya que el proceso de flotación ocurre de forma eficiente cuando la pulpa presenta un valor adecuado de porcentaje de sólidos, caso contrario, la alta viscosidad de la pulpa inhibe la dispersión del aire y una buena formación de la burbuja, afectando a la recuperación. La densidad de pulpa afecta el tiempo de residencia del mineral en las etapas de flotación, y de esta forma en la capacidad del circuito. (Pavez, 2014)

En pruebas de laboratorio, es usual conducir la flotación “Rougher” en pulpas de 25% a 35% de sólidos; densidades más altas de la pulpa son aceptables siempre y cuando suba la gravedad específica de los sólidos del mineral. (American Cyanamid Company, 1986)

Una forma de calcular el porcentaje de sólidos es a través de la concentración en porcentaje del peso del sólido y el peso del líquido (P/P) o con la densidad del material. La concentración de las soluciones es la cantidad de soluto contenido en una cantidad determinada de solvente/solución; para esta situación el peso del sólido será la incógnita que corresponde al porcentaje de sólidos utilizado en el proceso de flotación.

$$\rho\rho = \frac{1}{\phi p \left(\frac{1}{\rho s} - 1 \right) + 1} \quad (15)$$

1.6.6 Aireación

El flujo de aire en el proceso de flotación es necesario para generar la cinética de concentración, la cual es muy importante para la recuperación. Mientras no se genere el flujo de aire necesario no se formarán las burbujas, por ende, no se podrá recuperar el mineral. El aire se genera a través de unos ventiladores (Blowers) que ingresan a baja presión, por lo general entre 2-6 PSI, al interior de las celdas de flotación.

La aireación es uno de los tres principales factores imprescindibles en la flotación de menas. La aireación permite la aceleración o retardación de la flotación en beneficio de la recuperación metalúrgica o de la ley del elemento útil. (Pavez, 2014)

Se debe tener mucha precaución en la cantidad de aire que se inyecta. Ya que, si se inyecta en exceso, se está haciendo una excesiva agitación, provocando que las espumas se revienten o salgan conjuntamente con la pulpa, rebalsando las celdas, llevándose consigo a la ganga que no es necesaria. Y, cuando se usa poco aire, la columna de espumas es baja e insuficiente no pudiéndose recuperar los elementos valiosos, que se pierden en el relave general. (Jimenez & Elvis, 2017)

La cantidad de aire se regula de acuerdo a las necesidades requeridas en el proceso. Para tener mayor control sobre la cantidad de aire a ingresar se recomienda realizar la inyección por medio de impulsores mecánicos o giratorios.

1.6.7 Regulación de pH

Como dice (Pavez, 2014) el pH es el parámetro de control más usado en el proceso de flotación, ya que tiene fundamental incidencia en la recuperación y selectividad, así como, en la depresión de minerales. Cuando se trata de flotación selectiva, el pH es sumamente

sensible a la flotación. Los reactivos de flotación, principalmente los colectores, operan mejor en ciertos rangos de pH.

Cada fórmula de reactivos tiene un pH óptimo, el regulador más común de pH en la flotación es la cal, ya que además de actuar como modificador de pH, también actúa como depresor de pirita en la flotación selectiva de minerales de cobre en la etapa de limpieza, por lo tanto, la cal es el reactivo modificador más ampliamente utilizado en los procesos de flotación. (Hernández Vera et al., 1995)

1.6.8 Tiempo de residencia – cinética de flotación

El tiempo de flotación va a depender de las características del mineral a flotar y de la conjugación de todas las demás variables que inciden en el proceso de flotación. Bajo determinadas condiciones operacionales, se debe dar al mineral el tiempo suficiente para alcanzar una recuperación deseada. (Hernández Vera et al., 1995)

Para lograr optimizar los circuitos de flotación el tiempo óptimo de cada etapa se determina aplicando criterios de acuerdo a las pruebas cinéticas de flotación realizadas en planta y en laboratorio. (Pavez, 2014)

Para propósitos del diseño de la planta y su operación es usual considerar por lo menos el doble del tiempo de flotación obtenido en laboratorio. El tiempo de acondicionamiento puede variar desde un minuto hasta los 30 minutos. (American Cyanamid Company, 1986)

1.6.9 Calidad del agua del proceso

La calidad del agua tiene un efecto sustancial en los procesos metalúrgicos. Las sales solubles pueden provocar una depresión o una activación no deseada de varios minerales, provocando afecciones en la estructura de la espuma y altos consumos de los reactivos. Es recomendable realizar las pruebas de laboratorio utilizando agua de la fuente local para simular más las condiciones actuales de la planta. (American Cyanamid Company, 1986)

Desde el punto de vista de (Pavez, 2014) la calidad de agua que se utiliza en el proceso de flotación es un aspecto interesante de analizar, pues es muy común que muchas de las plantas concentradoras reutilicen gran parte del agua de los procesos de recuperación en las etapas de separación sólido/líquido (espesadores, filtros, etc). Dicha agua contiene reactivos químicos residuales, por lo que la utilización produce un ahorro en el consumo de agua y de reactivos; sin embargo, también puede producir un aumento de algunos iones en solución cuyo efecto en la flotación de los minerales debe ser evaluado, a fin de evitar que éstos superen los niveles críticos para la flotación.

1.6.10 Tratamiento de separación de arenas y lamas

En caso de que exista presencia de lamas tienen que ser removidas en una etapa de deslamado, debido a que pueden interferir con el proceso de flotación; y para evitar recubrimientos es necesario de una etapa de restregado. Las lamas arcillosas provocan un aumento de la viscosidad de la pulpa e interfieren en la recuperación de las partículas más gruesas. (American Cyanamid Company, 1986)

Generalmente, existen dos esquemas de tratamiento. El primer método consiste en que el mineral molido sea separado en una fracción de arena y en una fracción de lamas, para realizar un proceso de flotación “Rougher” por separado. En el segundo método, el mineral molido es sometido a una flotación “Rougher” seguida por una separación de colas “Rougher” en fracciones de arenas y lamas. Luego las fracciones de arena y lamas son sujetas a una flotación “Scavenger” por separado. Finalmente, el concentrado “Scavenger” grueso por lo general requiere una remolienda. (American Cyanamid Company, 1986)

1.6.11 Temperatura

La temperatura es una variable importante, por lo tanto, debe ser monitoreada constantemente a lo largo del proceso de concentración. Lo ideal es mantenerla a

temperatura ambiente debido a que el intercambio iónico es exógeno; sin embargo, existen algunos minerales no metálicos que flotan más rápidamente, con una menor selectividad y con un consumo reducido de reactivos en agua caliente, comparado con agua fría. (American Cyanamid Company, 1986).

1.7 Pulpas

Las pulpas son la mezcla del mineral molido con el agua, y llega a constituir el elemento básico de la flotación ya que contiene todos los elementos que forman el mineral.

De acuerdo con (Jiménez & Elvis, 2017) menciona que la pulpa es un producto que ha sido previamente chancado, molido y que contiene sulfuros valiosos, ganga y agua; y llega procedente del circuito de molienda y el overflow de los ciclones. Además, la pulpa debe cumplir ciertas condiciones según se requiera tales como: Densidad y pH.

Si la pulpa está muy diluida, significa que estamos pasando menos tonelaje. La pulpa muy fina indica que tenemos una pulpa de densidad baja. Si bien la cantidad de pulpa que llega a las celdas es igual, contiene menos sólidos, ya que es una pulpa aguada y ocasiona que exista exceso de lamas, lo cual dificulta el proceso de flotación provocando que los concentrados o relaves se ensucien. Adicionalmente, cuando la pulpa está aguada, el flotador debe cuidar de que las espumas salgan normalmente de los bancos de limpieza y que no bote mucha espuma en el banco Scavenger. (Jimenez & Elvis, 2017)

Cuando hay una pulpa espesa, es decir, con la densidad muy alta nos indica que existe una molienda gruesa. Si dicha pulpa ingresa a los circuitos de flotación, veremos que no flota o flota muy poco, debido a que los reactivos y el aire no pueden levantar granos muy grandes, a pesar de agregar cantidades enormes de reactivos. Además, se perderían también los sulfuros valiosos en los relaves, por falta de liberación. (Jimenez & Elvis, 2017)

La agitación de la pulpa es muy importante ya que ayuda en algunas funciones:

- No deja que las partículas se asienten, manteniéndolas en suspensión.
- Permite una mayor mezcla de los reactivos con la pulpa.

La agitación en una celda de flotación debe ser moderada. Si se excede se producirá un rebalse de la pulpa en lugar de espumas, también hace que se rompan las burbujas. Y si es insuficiente la columna de espuma disminuye y disminuye el espesor de espuma, evitando que se produzca el rebalse.

1.8 Reactivos de flotación

Los reactivos de flotación son importantes en el proceso porque intensifican, promueven y modifican las condiciones óptimas del mecanismo, es decir, cambian ciertas propiedades de mojabilidad de los minerales. La aplicación adecuada de estos reactivos no siempre resulta una tarea fácil debido a una serie de dificultades técnicas que se presentan durante el proceso.

La selección de los reactivos de flotación se realiza teniendo en cuenta el comportamiento superficial de los minerales involucrados cuando están en suspensión, a partir de las curvas de potencial Z, las cuales relacionan el comportamiento de la carga superficial a diferentes condiciones de pH. (Bustamante et al., 2008)

Por lo general, se clasifican en tres tipos:

- Colectores
- Espumantes
- Reguladores

1.8.1 Colectores

Son los reactivos considerados como el factor principal del circuito de flotación, debido a que produce la película hidrofóbica sobre la partícula del mineral. Generalmente, las dosificaciones empleadas van desde 1 a 1000 g/t de alimentación.

Los colectores son compuestos químicos heterogéneos que contienen un grupo inorgánico activo acoplado a una cadena hidrocarburada. El grupo inorgánico se encarga de absorber sobre la superficie del mineral, y la cadena hidrocarburada se encarga de promover la hidrofobicidad a la superficie del colector después de la absorción, en otras palabras, les otorga características de repelencia al agua (hidrofobicidad). (Bustamante et al., 2008)

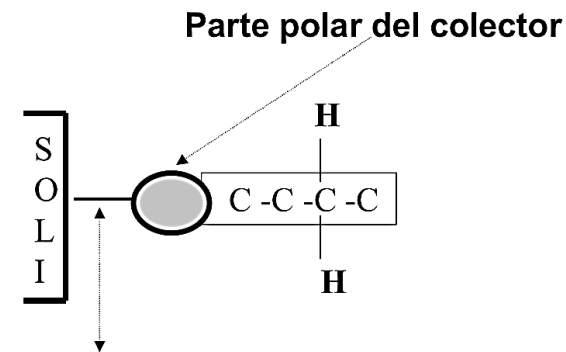


Figura 1.12 Esquema general de un colector

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

En caso de existir exceso de colector causaría una flotación en cantidades excesivas de los materiales indeseables y en caso de existir un déficit de colector se obtendría relaves altos, porque no sería suficiente para recuperar los sulfuros de valor. (Jimenez & Elvis, 2017)

Citando a (Bustamante, 2008) afirma que la adsorción del colector sobre la superficie mineral dependerá de la carga superficial, la composición química superficial del mineral y los surfactantes. Además, las principales fuerzas involucradas en la adsorción son la atracción electrostática, uniones covalentes, uniones por puente de hidrógeno y uniones no polares entre el surfactante y el mineral, así como la atracción entre las especies adsorbidas.

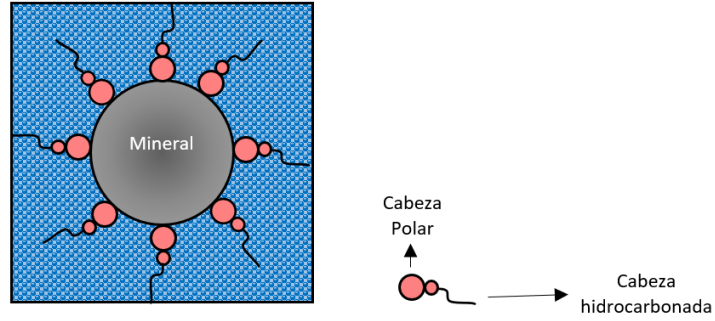


Figura 1.13 Adsorción del colector sobre una superficie mineral: interface sólido – líquido

Fuente: (Bustamante et al., 2008)

1.8.1.1 Clasificación de los colectores

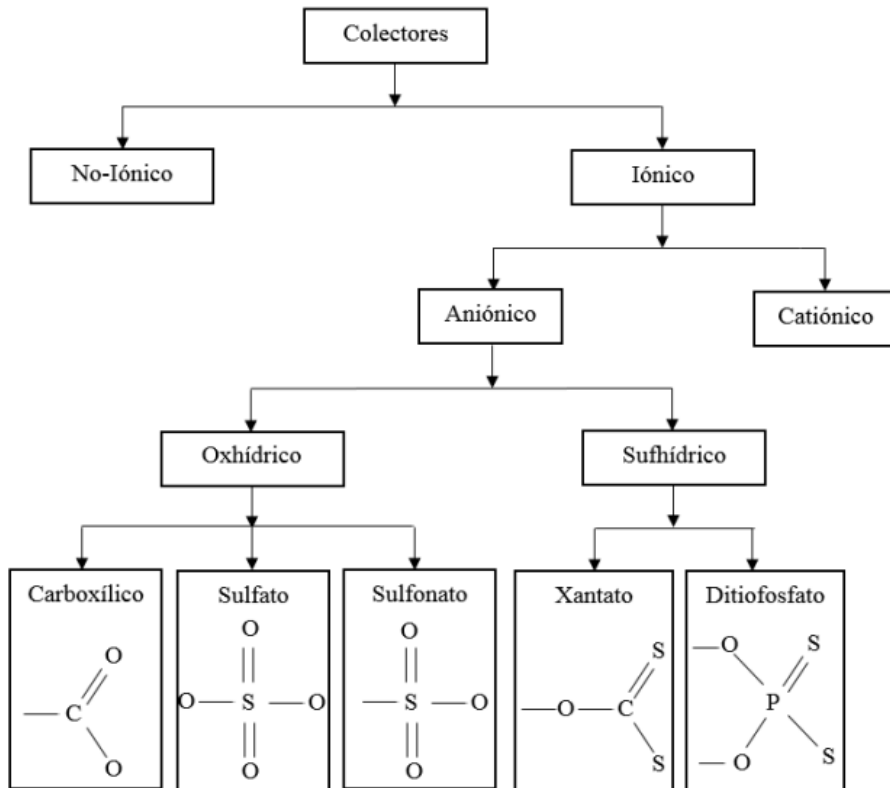


Figura 1.14 Clasificación de los Colectores

Fuente: (Bulatovic, 2014)

1.8.1.1.1 Colectores iónicos

Son aquellos que contienen un grupo funcional polar hidrofílico unido a una cadena de hidrocarburos. Se dividen en dos importantes grupos: Los colectores aniónicos y los colectores catiónicos.

1.8.1.1.1.1 Colectores aniónicos

Estos colectores constituyen la mayoría y se disocian de modo que sus radicales en unión al grupo polar constituyen un anión (-), dejando en la solución el catión que por lo general puede ser: Na^+ , Ca^+ , K^+ , H^+ .

Los colectores aniónicos usualmente incluyen carboxilatos (ácidos grasos), sulfonatos, alkyl sulfatos y ciertos agentes quelantes. Los ácidos grasos y sus sales son empleados para coleccionar minerales calcáreos como calcita, dolomita, etc. Los alkyl-sulfonatos se emplean para flotar los óxidos de hierro a pH neutros o ligeramente ácidos, mientras los Alkyl-sulfatos son excelentes colectores de la baritina y se emplean para flotar barita en minerales con calcita. (Bustamante et al., 2008)

Colectores de sulfuros (sulfhídricos)

Los tícolectores (tio – sulfuros) usados son esencialmente aniónicos, entre los más destacados tenemos: xantatos y ditiofosfatos. Otros colectores considerados como colectores de sulfuros metálicos no tan usados son: mercaptobenzotisales, mercaptanos, ditiocarbamatos, etc.

Xantatos

De acuerdo con (Jiménez & Elvis, 2017) describen a los xantatos como sales de ácido xantogénico que se encuentran entre los primeros colectores orgánicos solubles en agua y que son estables en un amplio intervalo de pH, aunque en circuitos muy ácidos tienden a descomponerse.

Son usados para la flotación de minerales sulfurados (tendencia fuerte a flotar sulfuros de hierro) y metálicos. Los xantatos son sensibles a la oxidación, es decir pueden oxidarse. Los xantatos al ser tóxicos, la concentración límite admitida en las aguas residuales es de 0.01 mg/l.

Los componentes principales son: El bisulfuro de carbono, la soda o potasa cáustica y un determinado alcohol. Por lo general, se alimentan como soluciones en concentraciones del 5 al 20% en peso.

Tipos de xantatos

Xantato Amílico de potasio (Z-6)

Es un colector menos selectivo, es utilizado generalmente en aquellas operaciones que requieren el más alto grado de poder colector. Se usa para la flotación de menas de minerales sulfurados de cobre, plomo, zinc, hierro, níquel, cobalto, etc. (Bravo G, 2004)

Xantato isopropílico de sodio (Z-11)

Es fabricado con materias primas de alta pureza y exentos de sustancias que interfieran con las propiedades colectoras del xantato. Se obtiene por la reacción del alcohol isobutílico, con el bisulfuro de carbono e hidróxido de sodio. La pureza mínima del producto es de 85% de xantato activo. Ha llegado a ser el más ampliamente usado de todos los xantatos debido a su bajo costo y elevado poder colector. (Bravo G, 2004)

Es empleado en la flotación de minerales sulfurados de cobre, molibdeno y zinc. Entre los principales minerales sulfurados son: calcopirita, calcocita, energita, galena, esfalerita, marmatita, pirita y pirrotita. Además, se utiliza para la concentración de cobre nativo, plata, oro y los sulfuros de hierro conteniendo cobalto o níquel, así como la recuperación de piritas de hierro. (Ospina, 2020)

Xantato isobutílico de sodio (Z-14)

Es un colector relativamente fuerte usado en la flotación de Cu, Pb, Ni, Zn y minerales del grupo del platino. Se usa especialmente para la flotación de pirita que contiene oro;

también, es usado en los circuitos de flotación de cobre con buenos resultados metalúrgicos. Puede sustituir en algunos casos al Xantato Amílico de potasio (Z-6).

Ditiofosfatos

Son colectores usados para flotar distintos minerales sulfurados, son considerados colectores secundarios. Son más selectivos que los xantatos; sin embargo, poseen una potencia colectora menor. Es recomendable agregarlos en la etapa de la molienda o acondicionamiento.

Tipos de ditiofosfatos

Ditiofosfatos de sodio

Es un colector de alta selectividad debido a su corta cadena carbonada. Es un colector eficaz y selectivo de zinc, es usado en cualquier circuito de flotación, donde la molienda es fina. Generalmente, es utilizado en la flotación de minerales sulfurados de cobre, especialmente ante la presencia de pirita a la que no promueve activamente.

Ditiofosfato AR – 1242

Es el más selectivo de los ditiofosfatos líquidos de acción rápida y adecuado para los circuitos de flotación. Es un promotor fuerte, tiene gran aceptación particularmente en la flotación de sulfuros de esfalerita y hierro. A su vez, para la flotación de sulfuros de plomo y cobre. También se usa generalmente cuando se requiere recuperar la mayor cantidad de plata. Finalmente, también puede usarse en los circuitos de flotación de zinc.

Ditiofosfato AR – 131

El ditiofosfato AR-131 en un circuito ácido o neutro es un gran colector para la recuperación de plata, plomo y cobre por su grado de selectividad. Sus propiedades espumantes sugieren la reducción del espumante usado en los puntos de adición del circuito de flotación.

Ditiofosfato AR – 125

Es un colector de acción rápida, combina muy bien las propiedades promotoras y las espumantes. Es usado en los circuitos de flotación para la recuperación de sulfuros de cobre, plomo y zinc, muy finamente molido. Actúa muy bien en circuitos neutros y alcalinos, tiene buena sinergia en los xantatos.

Ditiofosfato AR – 1208

Es un colector de acción es rápida. Por lo general, requiere poco acondicionamiento en los circuitos de flotación. Puede ser empleado puro; sin embargo, para facilidad de uso y reducir las pérdidas indeterminadas del producto durante su manipuleo, es preferible su disolución que podría ser del 10% al 20%. Finalmente, es usado en circuitos de flotación de oro, plata y cobre nativo.

Ditiofosfato AR – 1238

Es un colector excelente para sulfuro de cobre, combina un buen poder colector con buena selectividad contra los sulfuros de hierro. Es especialmente útil en la flotación de calcopirita en presencia de pirita cuando se desea su selectividad. Posee una considerable selectividad con respecto a la pirita en circuito alcalino.

Collectores de óxidos (oxhídricos)

Pertencen al grupo aniónico y son los colectores carboxílicos, los sulfonatos y los sulfatos.

Carboxílicos

A este grupo pertenecen los ácidos grasos y jabones que poseen fuertes propiedades colectoras, lo cual impide la adecuada separación de los sulfuros de la ganga. Son usados comúnmente en la flotación de minerales oxidados, sales y no metálicos; principalmente en minerales de manganeso, hierro y malaquita.

Sulfonatos y sulfatos

Son usados para la flotación selectiva de minerales que contienen calcio, así mismo para sales solubles como cloruros y sulfatos. Los sulfuros son flotados con mayor consumo y menor eficacia que los xantatos. Y en caso de los óxidos igual lo hacen con un consumo excesivo. Se utilizan en circuitos ácidos.

1.8.1.1.2 Colectores catiónicos

Están constituidos en su gran mayoría por un grupo polar nitrogenado y una cadena no polar esencialmente alifática. Se distinguen según el número de átomos de H que se reemplazan, dentro de la molécula NH_3 . El radical más común tiene 12 o 16 carbonos. Su costo es elevado y, por lo tanto, estos reactivos son empleados para flotar cuarzo, silicatos, aluminosilicatos, silvita, óxidos, etc. Poseen menor selectividad que los colectores aniónicos.

Los colectores catiónicos de mayor importancia son las aminas. Las aminas pueden ser primarias, secundarias o cuaternarias, siendo las más usadas en la industria las aminas primarias. Las propiedades relevantes de estos reactivos son: la longitud de la cadena hidrocarbonada, la constante de ionización, su solubilidad y concentración micelar crítica. (Bustamante et al., 2008)

1.8.1.1.2 Colectores no – iónicos

Son aquellos que no constan de grupos polares. A dicho grupo pertenecen los hidrocarburos saturados y no saturados, fuel oíl, kerosén. Estos colectores hacen al mineral repelente frente al agua al cubrir la superficie con una fina película. Son utilizados en la flotación de carbón, azufre, grafito y molibdeno debido a que son fuertemente hidrófobos.

1.8.2 Espumantes

De acuerdo con (Bustamante, 2008), menciona que los espumantes son reactivos orgánicos de superficie activa heteropolar, capaces de adsorberse en la interfase aire – agua, cuya función en el sistema de flotación consiste en reducir la tensión superficial en la interface generando suficiente estabilidad y espumación.



Figura 1.15 Adsorción del espumante: interface gas – líquido

Fuente: (Bustamante, Gaviria, & Restrepo, 2008)

El tipo de espuma producida por cierto espumante dependerá de la fabricación del espumante, la naturaleza del colector, la presencia de especies orgánicas e inorgánicas presentes en la solución y del tipo de mineral.

Un rol importante que cumple el espumante en la flotación aparte de producir burbujas es disminuir el tiempo de inducción. Además, otorga la movilidad de sus moléculas en el estado adsorbido, lo cual contribuye a la estabilidad de la espuma. (Universidad Católica del norte, 2008)

El espumante ideal es aquel que no sea costoso y que tenga bajas concentraciones para que la espuma formada sea de volumen y de estabilidad suficiente, sin ser muy pesada o muy voluminosa. Para su elección se debe tener en cuenta la granulometría del producto a tratar. (Bustamante et al., 2008)

1.8.2.1 Clasificación de los espumantes

Espumante ER – 350

El espumante ER-350 tiene un excelente rendimiento en la flotación diferencial de menas polimetálicas, por lo tanto, es usado en separaciones de plomo-cobre y cobre-zinc, siendo característica su buena selectividad a la pirita.

Espumante ER – 370

Es un espumante que tiene más fuerza que el ER – 350, aunque aún conserva sus propiedades selectivas. Este producto se puede usar en circuitos de flotación de Pb, Cu y Zn. Según, (Cytec, 2002) su dosificación está entre los 30 a 100 g/t.

Espumante ER – 450

Es un espumante muy energético, por lo que representa un menor consumo de reactivos. Es usado para todo tipo de concentración de minerales en los que se necesite una mayor recuperación como objetivo principal.

Espumante ER – 560

Es un espumante altamente selectivo para un circuito de flotación de hierro y zinc, lográndose obtener concentrados de buena calidad y mejores recuperaciones.

Espumante ER – 590

Tiene una buena selectividad cuando es usado en una flotación diferencial de plomo, zinc, plata. Tiene buena sinergia con los colectores empleados. Otra característica es el bajo consumo del espumante.

Espumante metil isobutil carbinol (MIBC)

Es un espumante altamente selectivo y de rápida cinética. Es usado en flotación Rougher de Pb, Ag, Pb y Cu, se emplea generalmente donde se requiere una mejor selectividad a

la pirita y sulfuros de zinc. Es el espumante más utilizado en la industria minera y debido a su bajo peso molecular es muy volátil por lo que tiende a evaporarse.

1.8.3 Reguladores - modificadores

Los reguladores o modificadores cumplen la función específica de preparar las superficies de los minerales para la adsorción o desorción de un cierto reactivo sobre ellas, es decir, cambia o modifica la superficie de los sulfuros o de la ganga para favorecer o impedir que los reactivos colectores actúen sobre ellos, evitando de esta manera que floten. La finalidad es obtener una pulpa en condiciones propicias para efectuar una flotación satisfactoria. (Bravo G, 2004)

1.8.3.1 Clasificación de los reguladores/modificadores

La lista de modificadores/reguladores es muy variada. Se clasifican de acuerdo a su función en: Depresores, activadores, reguladores de pH, dispersantes, floculantes y sulfidizantes.

1.8.3.1.1 Depresores

Su función específica es disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrofílica, es decir, impedir la flotabilidad de algunos sulfuros, mientras hacen flotar otros. Los iones que contienen los depresores forman compuestos superficiales o pasan a la red cristalina por intercambio iónico para impedir la adherencia del colector, incrementando la hidratación de la superficie mineral y despegando del mineral los iones del colector. Si no se usarían los depresores flotarían todos los sulfuros y no se podrían separar. (Bravo G, 2004)

Algunos depresores son:

Cianuro de Sodio (NaCN)

Bisulfito de Sodio (NaHSO)

Sulfato de Zinc ($ZnSO_4$)

Bicromato de Sodio

1.8.3.1.2 Activadores o reactivadores

Los activadores aumentan la flotabilidad de ciertos minerales, mejorando o ayudando a la adsorción de un colector. Los iones de estos reactivos pasan a la red del mineral o forman compuestos superficiales, reduciendo su hidratación superficial y aumentando la cantidad de colector adherido al mineral. Crea una nueva superficie en el mineral y lo hace susceptible a la flotación. (Bravo G, 2004)

Algunos activadores son:

Bisulfito de sodio

Acetato de plomo o nitrato de plomo

Sulfuro de sodio

Sulfuro de hidrogeno

Sulfato de cobre ($CuSO_4$)

El activador más conocido y utilizado es el sulfato de cobre.

1.8.3.1.2.1 Sulfato de cobre ($CuSO_4$)

Para su fabricación se utiliza el ácido sulfúrico, el cobre en forma de chatarra y desperdicios de metales o productos metalúrgicos semielaborados, sirve como activador de la esfalerita, pirita, calcopirita, arsenopirita y cuarzo, posee una densidad de 2.28 g/ml.

1.8.3.1.3 Reguladores de pH

Son aquellos encargados de controlar la acidez o alcalinidad de la pulpa. Uno de los principales objetivos en flotación es encontrar el pH óptimo para cualquier combinación de reactivos y mineral. La mayoría de plantas de flotación operan con una pulpa alcalina cuando trabajan con sulfuros. (Bravo G, 2004)

Algunos reguladores utilizados son:

Cal

Soda cáustica

Ácido sulfúrico

El regulador de pH más conocido y usado es la cal.

1.8.3.1.3.1 Cal (CaO)

Es el depresor más común de pirita y de otros minerales sulfurosos. El calcio es el reactivo más comúnmente usado para recubrir pirita y otros iones metálicos, con el objetivo de deprimirlos en presencia de xantato. (Bravo G, 2004)

1.8.3.1.4 Floculantes

Son los reactivos que promueven la formación de coágulos en la pulpa. Algunos son: superfloc 16, superfloc 20, aerofloat 3171, magnafloc 990. (Rodríguez, 2011)

1.8.3.1.5 Reactivos dispersantes

Son reactivos con estructuras químicas variadas que reducen las fuerzas que unen las partículas minerales o incrementan las fuerzas que las repelen. Algunos reactivos dispersantes son: silicato de sodio y almidón. (Rodríguez, 2011)

1.8.3.1.6 Sulfidizante

Ayuda a cambiar las propiedades químicas de un mineral didrofílico, para convertirlo en una sustancia con carácter hidrofóbico. Algunos sulfidizantes son: Sulfuro de sodio (Na_2S) y sulfuro de bario (BaS). (Rodríguez, 2011)

En la figura 1.16 se muestra un resumen general sobre la clasificación de los modificadores.



Figura 1.16 Clasificación de los modificadores

Fuente: (Abarca Rodriguez, 2011)

1.9 Equipos de flotación

La etapa de flotación de minerales al ser un proceso muy complicado requiere de varios equipos que ayuden a disminuir la complejidad del mismo. La función principal de los equipos de flotación es airear la pulpa de una forma completa con la finalidad de asegurar que cada partícula de mineral entre en colisión con una burbuja. Los equipos más conocidos son las celdas de flotación.

1.9.1 Celdas de flotación

Las celdas de flotación tienen varias funciones, entre las más destacadas son las siguientes:

1. Mantener las partículas en suspensión y así evitar la sedimentación de las mismas.
2. Producir una buena aireación, que permita la diseminación de burbujas de aire a través de la celda.

3. Provocar las colisiones y adhesiones de partícula-burbuja.
4. Proveer el transporte adecuado de la pulpa a la celda, del concentrado al relave.

La eficacia de las celdas de flotación dependerá de los siguientes aspectos:

1. Tonelaje que se puede tratar por unidad de volumen.
2. Calidad de los productos obtenidos y recuperaciones.
3. Consumo de energía eléctrica, reactivos, espumantes y otros reactivos, con el fin de obtener los resultados óptimos.
4. Gastos de operación y mantenimiento por tonelada de mineral tratado.

(Vásquez E, 2013)

Los elementos básicos que destacan en las celdas de flotación son:

1. Vías de entrada y salida de la pulpa.
2. Rebose de la espuma con el mineral de interés (concentrado).
3. Mecanismos para la dispersión del flujo de aire y la dispersión del sólido para mantenerlo en suspensión.
4. Los depósitos tradicionales de las celdas de flotación son de forma paralelepípeda.
5. Durante el proceso de flotación se distinguen tres zonas; las cuales serán profundizadas a continuación.

(Luna Méndez, 2016)

Como se puede observar en las figuras 1.17 y 1.18 en las celdas de flotación existen tres zonas específicas, en donde cada una de ellas cumple un objetivo específico.

- **Zona de mezcla:** En esta zona las partículas minerales toman contacto con las burbujas de aire.

- **Zona de separación:** Aquella en la cual las burbujas de aire se condensan una con otra y eliminan partículas indeseables que pudieran haber sido arrastradas por atrapamiento u otro motivo.
- **Zona de Espumas:** Aquí las espumas mineralizadas deberán tener estabilidad y ser removidas de la celda conteniendo el concentrado (espesadores).

(Bravo G, 2004)

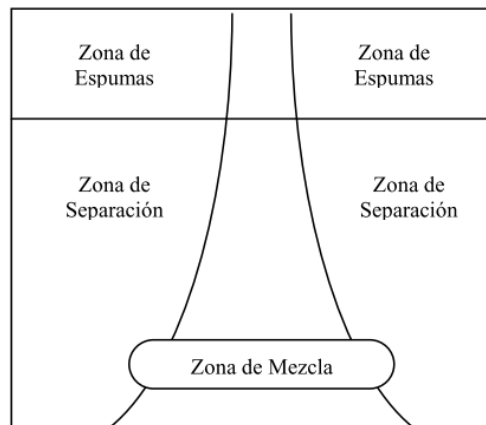


Figura 1.17 Zonas de las celdas de flotación

Fuente: (Bravo G, 2004)

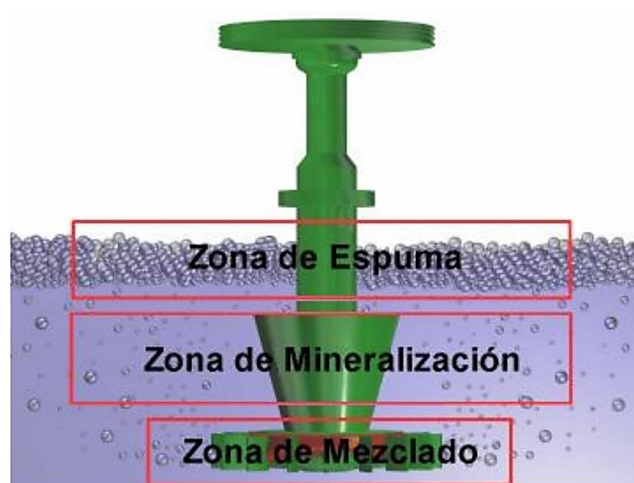


Figura 1.18 Zonas específicas de las celdas de flotación

Fuente: (Vásquez E, 2013)

1.9.2 Tipos de celdas de flotación

Existen un gran número de máquinas de flotación, generalmente pueden ser clasificados en dos tipos: Las máquinas de flotación mecánicas y las máquinas de flotación neumáticas.

1.9.2.1 Celdas de flotación mecánicas

Estas celdas se caracterizan por tener un agitador mecánico que mantiene la pulpa en suspensión y distribuyen el aire dentro de ella. El ingreso de aire puede ser por insuflación forzada o por la acción succionadora del impulsor. La velocidad del impulsor puede ser regulada de acuerdo a la etapa de flotación. Generalmente, en las etapas Rougher y Scavenger serán mayores las revoluciones que en la etapa de limpieza. (Abarca Rodriguez, 2011)

De acuerdo con (Bravo, 2004) las celdas mecánicas tienen 2 ventajas con respecto a las neumáticas. La primera es que mantienen adecuadamente los sólidos en suspensión y la segunda es que puede arrancar con relativa facilidad cuando se encuentran cargadas.

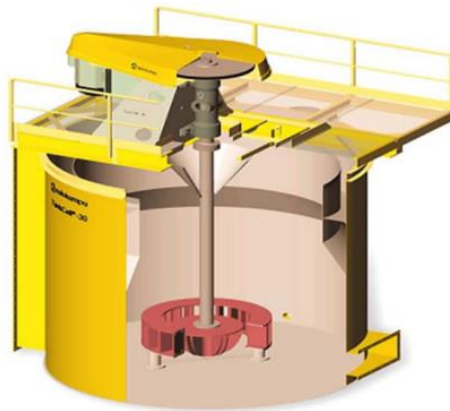


Figura 1.19 Celda mecánica Outokumpu

Fuente: (Rodriguez, 2011)

1.9.2.2 Celdas de flotación neumáticas

Son máquinas que no tiene impulsor mecánico, la pulpa es agitada por aire comprimido. Estas celdas originalmente son tanques rectangulares con tuberías de difusión de aire instalado en el fondo de la celda. (Bravo G, 2004)

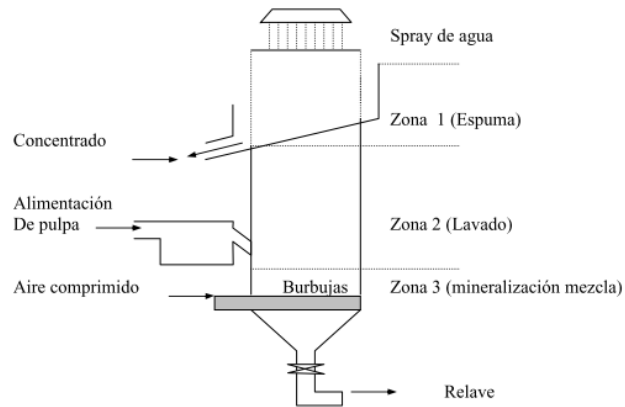


Figura 1.20 Celda neumática de columna

Fuente: (Bravo G, 2004)

1.9.3 Celda de flotación Denver

La celda de flotación tipo Denver es una celda utilizada por los laboratorios para realizar pruebas de flotación a las menas que serán procesadas en las plantas de beneficio. Dichas pruebas son de mucha importancia porque otorga ciertos parámetros a considerar al momento de procesar las menas. Además, contribuye al ahorro de ciertos insumos utilizados durante el proceso.

A continuación, se detallarán las partes más importantes de la celda de flotación Denver.

1. Contador de revoluciones
2. Motor
3. Entrada de aire con tornillo

4. Manija para ajustar el equipo
5. Cámara para salida de aire
6. Mecanismo ajuste muestra
7. Botón de encendido
8. Base del equipo

En la figura 1.21 y 1.22 se observa la celda Denver que posee el laboratorio de la Universidad del Azuay, en donde se realizó la parte experimental del proyecto. Además, se indican las principales partes del equipo, las cuales fueron detalladas anteriormente.

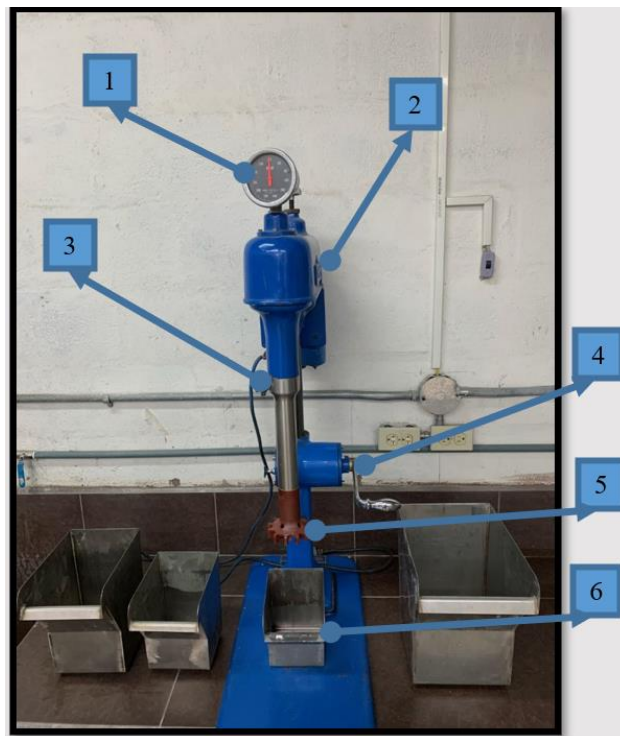


Figura 1.21 Celda de flotación Denver con sus principales partes

Fuente: Elaboración propia



Figura 1.22 Celda de flotación Denver con sus principales partes

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO 2

METODOLOGÍA Y ENSAYO EXPERIMENTAL

2. Metodología aplicada

La metodología utilizada consideró dos variables operacionales de la flotación: los colectores y la granulometría; la granulometría fue escogida porque está relacionada directamente con el grado de liberación de las especies minerales de la mena, mientras que el tipo de colector depende la eficiencia de la recuperación del mineral de interés. De esta manera se han obtenido resultados de concentración y se han valorado los índices metalúrgicos en nueve condiciones diferentes de pulpa, permitiendo decidir cuál es el resultado más eficiente para la mena “San Alfonso”. Los ensayos fueron realizados en la celda de flotación Denver con un porcentaje de sólidos del 30 % en la pulpa. Previamente a la ejecución del mismo se hicieron ensayos para asegurarse del correcto funcionamiento del equipo de flotación y a su vez familiarizarse con el procedimiento adecuado a seguir.

2.1 Recolección de la muestra

La mena con la que se trabajó proviene de la empresa minera “PROMINE”.

El material se recogió in situ del centro de acopio o zona de “stock” de la empresa. Para nuestro proyecto se recolectaron aproximadamente 20 kg de mineral; y el tamaño osciló entre 1 y 5 pulgadas, por lo tanto, previo a los ensayos de flotación en la celda Denver se necesitó de una granulometría adecuada, por lo que pasó por ciertos procesos de conminución (trituración y molienda) que se realizaron en los equipos existentes del laboratorio de minas de la universidad.

El material a trabajar en el ensayo experimental cumplió los siguientes tamaños:

El primer tamaño requerido fue de una granulometría pasante la malla 80, es decir, 180 μm .

El segundo tamaño requerido fue de una granulometría pasante la malla 100, es decir, 150 μm .

El tercer tamaño requerido fue de una granulometría pasante la malla 140, es decir, 106 μm .

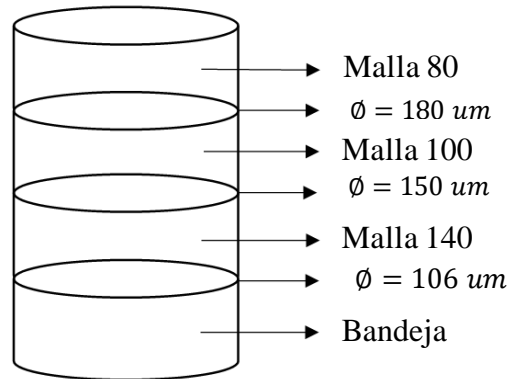


Figura 2.1 Esquema de los tamices con su respectiva malla y tamaño en micrones con los que se trabajó

Fuente: Elaboración propia

Los tamaños de partícula mencionados anteriormente se los obtuvo con los tamices marca Humboldt, mediante la norma ASTM E11 que pertenecen al Laboratorio de Ingeniería en Minas de la Universidad del Azuay. Los tamices utilizados se pueden observar en el Anexo1.

La ley de cabeza de la veta, es decir, la ley del mineral con la que ingresa al proceso mineralúrgico fue de 11.19 g/t. La ley de cabeza sirvió para calcular los resultados de recuperación y se tomó en cuenta para cada una de las granulometrías.

Finalmente, la concentración de oro se analizó mediante el método de ensayo al fuego (Fire Assay) por lo cual, fue necesario de la contribución del laboratorio de la empresa PROMINE.

2.2 Cuarteo

El cuarteo de una muestra mineral es una de las operaciones más importantes ya que sirve para aumentar el nivel de confianza de la recolección de la muestra y de los resultados finales. El cuarteo del mineral se realizó durante todos los procesos correspondientes para la preparación de la muestra, en especial al momento de recolección del concentrado final.

2.3 Caracterización del material

Se realizaron dos análisis para la caracterización del mineral: El primero consistió en un análisis de difracción de rayos X, el cual ayudó a conocer la composición química y estructura de los minerales existentes en la mena; el análisis se lo realizó en el instituto de minerales CIMEX, Colombia. El resultado de dicho análisis se puede observar en el Anexo 2.

El segundo análisis realizado fue el contenido de metales de la mena mediante ensayo al fuego, en donde se obtuvo una ley de cabeza promedio de 11,19 g/t; el análisis se lo realizó en el laboratorio metalúrgico JV Metals. El resultado del análisis se puede apreciar en el Anexo 3.

2.4 Secado del material

El material recolectado (20 kg aproximadamente) in situ de la zona de “stock” fue secado de forma natural, por lo que se lo trasladó al laboratorio de Ingeniería en Minas, en donde fue esparcido sobre una lona y dejado en una zona de secado durante 3 semanas aproximadamente. La mena a trabajar secándose se puede observar en el Anexo 4.

Por otro lado, el secado de los concentrados y relaves se lo realizó en bandejas metálicas colocadas en un horno a una temperatura de 200°C. El tiempo de secado dependió mucho de la cantidad de agua contenida. Por lo general, los concentrados tardaron

aproximadamente 7 horas en estar completamente secos, mientras que los relaves se demoraron aproximadamente 24 horas.

2.5 Molienda

La molienda del mineral es un proceso imprescindible que ayuda a la liberación del mineral de interés, previo al proceso de flotación es necesario obtener una granulometría adecuada que favorezca a dicho proceso.

Para este proyecto se utilizaron distintos equipos de conminución. El mineral pasó por un proceso de trituración primaria (trituradora de mandíbulas), trituración secundaria (trituradora de rodillos), molienda (molino de bolas) y finalmente en la pulverizadora para obtener las granulometrías necesarias.

2.6 Equipos e insumos

Los equipos e insumos utilizados para el ensayo experimental fueron todos aquellos que ayudaron a cumplir los objetivos del presente proyecto de titulación.

2.6.1 Equipo de flotación

El equipo de flotación utilizado para las pruebas de flotación fue la celda Denver. En la parte final del capítulo 1 se describió más a profundidad sus características, ventajas y partes que constituyen la celda Denver.

2.6.2 Equipos Auxiliares

Balanza

La balanza se utilizó para medir el peso de los diferentes colectores sólidos e insumos necesarios, también para pesar las muestras utilizadas para las pruebas de flotación y sus

respectivos concentrados y relaves obtenidos; siendo estos dos últimos muy importantes para determinar el balance de masas. La balanza utilizada para el proyecto se la puede apreciar en el Anexo 5.

Probeta

La probeta se utilizó para medir el volumen de agua correspondiente de una manera exacta.

Picnómetro

El picnómetro ayudó con el cálculo de la densidad del material a trabajar. La densidad del material fue muy importante para calcular la cantidad de mineral necesario a utilizar en cada una de las pruebas de flotación.

Bandejas

Las bandejas fueron utilizadas para almacenar los concentrados y relaves producto de las pruebas de flotación. En el laboratorio existen de 2 tipos de bandejas metálicas: Unas bandejas blancas grandes que fueron utilizadas para almacenar los relaves, debido a que contenían mayor cantidad de agua, y otras bandejas plateadas de menor capacidad para almacenar los concentrados. Ambas bandejas son idóneas para meter al horno, las bandejas utilizadas se pueden apreciar en el Anexo 6.

Espátula

Las espátulas ayudaron a manipular los reactivos e insumos que se necesitaban pesar. Además, para recolectar los concentrados y relaves e ir almacenándolos en fundas para su posterior análisis.

Papel / tiras de pH

El papel o tiras de pH sirven para determinar la alcalinidad o acidez del agua. Bibliográficamente basándonos en la flotación de sulfuros y los reactivos a utilizar se

recomienda trabajar en medios alcalinos por lo que se decidió trabajar en un pH de 9, por lo que para su control se utilizó tiras pH. Las tiras pH se pueden observar en el Anexo 7.

2.6.3 Preparación y dosificación de reactivos

Los reactivos utilizados en el proyecto con su respectiva preparación y dosificación se describen a continuación:

Xantato amílico de potasio (Z-6)

Este colector es más conocido como Z-6. Se lo consigue en estado sólido, por lo que es recomendable diluirlo en agua. El colector Z-6 en estado sólido se lo puede apreciar en el Anexo 8.

La dosificación usual del colector es de 10 - 100 g/t; y el método usual de alimentación es a una concentración del 10 – 20 % (American Cyanamid Company [ACC], 1986).

Siguiendo las recomendaciones de la bibliografía y realizando algunas relaciones para los 371 g de material a utilizar, la concentración de xantato amílico de potasio fue de 0.15 ml; el colector se colocó en cada prueba de flotación durante el tiempo de acondicionamiento.

El colector preparado listo para usarse en las pruebas de flotación se lo puede apreciar en el Anexo 9.

Xantato isopropílico de sodio (Z-11)

Este colector es más conocido como Z-11. Se lo consigue en estado sólido, por lo que es recomendable diluirlo en agua, el colector Z-11 en estado sólido se lo puede apreciar en el Anexo 10.

La dosificación usual del colector es de 10 - 100 g/t; y el método usual de alimentación es a una concentración del 10 – 20 % (American Cyanamid Company [ACC], 1986).

Siguiendo las recomendaciones de la bibliografía y realizando algunas relaciones para los 371 g de material la concentración de xantato amílico de sodio fue de 0.15 ml; el colector se colocó en cada prueba de flotación durante el tiempo de acondicionamiento.

El colector preparado listo para usarse en las pruebas de flotación se lo puede apreciar en el Anexo 11.

Ditiofosfato AR – 1208

Este colector es más conocido como 208. Se lo consigue en estado líquido, el colector AR-1208 en estado líquido sin diluir se lo puede apreciar en el Anexo 12.

La dosificación usual del colector es de 5 – 50 g/t; y el método usual de alimentación es a una concentración del 5 – 20 %. (American Cyanamid Company [ACC], 1986).

Siguiendo las recomendaciones de la bibliografía y realizando algunas relaciones para los 371 g de material la concentración de ditiofosfato AR-1208 fue de 0.11 ml; el colector se colocó en cada prueba de flotación durante el tiempo de acondicionamiento.

El colector preparado listo para usarse en las pruebas de flotación se lo puede apreciar en el Anexo 13.

Sulfato de Cobre (Cu SO₄)

Es un activador que sirve para recuperar oro libre. Se lo consigue en estado sólido granular. El sulfato de cobre en estado sólido sin diluir se lo puede apreciar en el Anexo 14.

La dosificación usual del sulfato de cobre es de 100 – 2500 g/t; y el método usual de alimentación puede ser seco o en solución. (American Cyanamid Company [ACC], 1986).

Siguiendo las recomendaciones de la bibliografía y realizando algunas relaciones para los 371 g de material la concentración de sulfato de cobre fue de 0.17 ml.

El colector preparado listo para usarse en las pruebas de flotación se lo puede apreciar en el Anexo 15.

Espumante ER-350

El espumante ayuda a la generación de burbujas las cuales encapsulan el mineral de interés, el espumante se lo consigue en estado líquido.

Siguiendo las recomendaciones de la bibliografía y realizando algunas relaciones para los 371 g de material la concentración de espumante ER – 350 fue de 0.11 ml.

El espumante que se utilizó en el proyecto fue facilitado por la empresa PROMINE, estuvo ya preparado. listo para usarse y corresponde a la marca FIBESA, el espumante que se utilizó se puede apreciar en el Anexo 16.

Regulador de pH

Para el proyecto se utilizó como regulador de pH la Cal (CaO) debido a que es muy utilizado en las empresas mineras por su bajo costo y su facilidad de adquisición.

La dosificación usual de la cal es de 250 – 2500 g/t; y el método usual de alimentación es en seco. La cal se la encuentra en forma de polvo. (American Cyanamid Company [ACC], 1986).

Para las pruebas de flotación se determinó trabajar en un pH de 9, por lo tanto, se tuvo que añadir aproximadamente 0,8 g de cal a la pulpa para obtener el pH ideal. La cal que se utilizó se la puede apreciar en el Anexo 17.

2.7 Pruebas de laboratorio

Las pruebas de flotación se las realizó en las instalaciones del laboratorio de minas de la Universidad del Azuay. Para el proyecto se realizaron 9 pruebas en las que se variaron 2 parámetros que fueron el tamaño de partícula y el tipo de colector a utilizar; los demás parámetros se mantuvieron constantes. El material a utilizar para cada prueba se lo fue almacenando en bolsas y se lo puede observar en el Anexo 18.

De cada una de las pruebas de flotación se obtuvo un concentrado y un relave respectivamente, que posteriormente fue enviado a analizar en el laboratorio de la empresa PROMINE. En total se mandaron a analizar 9 concentrados.

Los resultados se analizaron en una matriz de 3x3; en las filas se ubicaron los tamaños de la partícula, mientras que en las columnas se ubicaron los colectores. La matriz de 3x3 con los colectores y tamaños de partícula utilizados para el proyecto se muestran a continuación:

Tabla 2.1 Matriz 3x3 con los tamaños de partícula y colectores a utilizar

Tamaño de partícula Colectores	P80 (180 um)	P100 (150 um)	P140 (106 um)
z6 (1^{er} Ensayo)	1 ^{ra} Prueba	4 ^{ta} Prueba	7 ^{ma} Prueba
z11 (do Ensayo)	2 ^{da} Prueba	5 ^{ta} Prueba	8 ^{ava} Prueba
AR - 208 (3^{er} Ensayo)	3 ^{era} Prueba	6 ^{ta} Prueba	9 ^{na} Prueba

Fuente: Elaboración propia

El procedimiento que se realizó se describirá a continuación:

2.7.1 Densidad del material

Para obtener la densidad del material se utilizó el método del picnómetro. La fórmula utilizada fue:

$$\rho = \frac{m1 (g)}{m1 + m2 - m3 (cm^3)} \quad (16)$$

Dónde:

$$\rho = \text{Densidad del sólido (g/cm}^3\text{)}$$

$$m1 = \text{Peso del sólido (g)}$$

$$m2 = \text{Peso del picnómetro + agua (cm}^3\text{)}$$

$$m3 = \text{Peso del picnómetro + agua + mineral (cm}^3\text{)}$$

Se realizaron 3 pruebas con el picnómetro para luego sacar una densidad promedio: Los resultados obtenidos fueron:

Tabla 2.2 Resultado de las densidades obtenidos con el picnómetro

PRUEBA	DENSIDAD	UNIDADES
1	2.82	g/cm ³
2	2.727	g/cm ³
3	2.692	g/cm ³
DENSIDAD PROMEDIO	2.746	g/cm³

Fuente: Elaboración propia

La densidad promedio del material a trabajar fue de: **2.746 g/cm³**.

2.7.2 Densidad de la pulpa (fracción de sólidos)

La densidad de la pulpa se calculó con la siguiente fórmula:

$$\rho_p = \frac{1}{\phi_p \left(\frac{1}{\rho_s} - 1 \right) + 1} \quad (17)$$

Dónde:

$\rho_p =$ Densidad de la pulpa (g/cm^3)

$\phi_p =$ Porcentaje de sólidos (%)

$\rho_s =$ Densidad del sólido (g/cm^3)

Basándonos en el Capítulo 1, se optó por trabajar con un porcentaje de sólidos del 30%. Por otro lado, la densidad del sólido corresponde a la densidad del material que se calculó en el paso anterior.

Reemplazando los valores en la ecuación se obtuvo la siguiente densidad de pulpa:

$$\rho_p = \frac{1}{0.30 \left(\frac{1}{2.746 \text{ g}/\text{cm}^3} - 1 \right) + 1} \quad (18)$$

$$\rho_p = 1.2357 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}$$

Con la densidad de la pulpa determinamos la masa de sólidos en la pulpa mediante la siguiente ecuación:

$$m_p = \rho_p * V_p \quad (19)$$

Dónde:

$mp = \text{Masa de sólidos en la pulpa (g)}$

$\rho p = \text{Densidad de la pulpa (g/cm}^3\text{)}$

$Vp = \text{Volumen de la pulpa (cm}^3\text{)}$

El volumen de la pulpa fue de 1000 cm³ debido a que las pruebas de flotación se las realizó en la celda de 1 litro. Reemplazando los valores en la ecuación se obtuvo la siguiente masa de sólidos en la pulpa.

$$mp = 1.2357 \frac{g}{cm^3} * 1000 cm^3 \quad (20)$$

$$mp = 1235.7 g$$

Como la fracción de sólidos a trabajar en las pruebas de flotación fue del 30 %, siendo el 70 % restante líquido se realizaron algunas relaciones, en donde se obtuvo que se necesita 371 g de material y 865 ml de agua a utilizar para cada una de las 9 pruebas.

El peso para cada una de las pruebas se puede observar en el Anexo 19.

2.7.3 Parámetros a utilizar en las pruebas de flotación

- **Tipo de celda:** Celda Denver
- **pH:** 9 (Alcalino)
- **Velocidad de agitación de la pulpa:** La velocidad con la que se realizaron las pruebas de flotación fue de 1100 rpm.

- **Tiempo de acondicionamiento 1:** El tiempo de acondicionamiento 1 fue de 5 minutos y consistió en acondicionar la cal y el sulfato de cobre.
- **Tiempo de acondicionamiento 2:** El tiempo de acondicionamiento 2 fue de 10 minutos y consistió en acondicionar el respectivo colector a utilizar en cada prueba.
- **Tiempo de acondicionamiento 3:** El tiempo de acondicionamiento 3 fue de 5 minutos y consistió en acondicionar el espumante.
- **Tiempo de flotación por prueba:** Cada prueba se realizó aproximadamente en 22 minutos.
- **Temperatura:** Ambiente
- **Contenido de la pulpa (30% sólidos):** 371 g de material y 865 ml de agua potable.
- **Granulometrías:**
 1. Pasante malla 80 y retenido malla 100 → Entre 180 a 150 μm
 2. Pasante malla 100 y retenido malla 140 → Entre 150 a 106 μm
 3. Pasante Malla 140 → Menor a 106 μm
- **Colectores:**
 1. Xantato amfílico de potasio (Z – 6)
 2. Xantato isopropílico de sodio (Z – 11)
 3. Ditiófosfato aerofloat 1208 (AR – 1208)

2.7.4 Pruebas de flotación

El proceso que se realizó fue el mismo en todas las fases de diseño experimental, los dos factores operacionales que se evaluaron y cambiaron fueron: El tipo de colector y la granulometría, todos los demás parámetros que fueron descritos anteriormente se mantuvieron fijos.

Los pasos que se realizaron para las pruebas de flotación fueron:

- 1 :** Preparamos la pulpa vertiendo los 865 ml de agua en la celda de flotación de 1 litro. Luego se fue agregando poco a poco los 371 g de mineral hasta que después de unos minutos se homogenizó por completo y se obtuvo la pulpa.



Figura 2.2 Preparación de la pulpa agregando el material aurífero

Fuente: Elaboración propia

- 2 :** Luego, se agregaron los agentes modificadores: El primero fue los 0.8 g de cal para elevar el pH a 9; y el segundo fue los 0.17 ml de sulfato de cobre, ambos insumos se dejaron acondicionar durante 5 minutos para cambiar las propiedades de la pulpa.
- 3 :** Pasados los 5 minutos se añadió la dosificación del colector correspondiente, la cual se calculó anteriormente. El tiempo de acondicionamiento para que el colector actúe fue de 10 minutos.

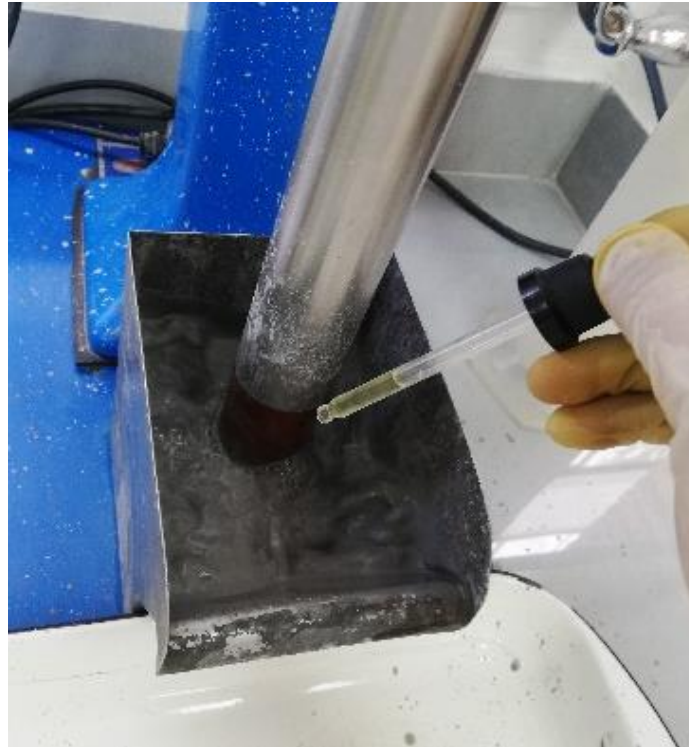


Figura 2.3 Adición del colector Xantato amílico de potasio (Z-6)

Fuente: Elaboración propia

- 4 :** Una vez pasado el tiempo de acondicionamiento del colector, se agregó los 0.11 ml del espumante y se esperó 2 minutos de acondicionamiento.
- 5 :** Luego de los 2 minutos se abrió el paso del aire y se empezó a jalar el material que tiende a flotar durante 2 minutos, este producto recolectado fue nuestro concentrado, el cual fue almacenado en una bandeja y secado en el horno para luego ser llevado al laboratorio a su respectivo análisis.



Figura 2.4 Obtención del concentrado en un recipiente para posterior dejar secar

Fuente: Elaboración propia

6 : Finalmente, todo el material restante en la celda de flotación corresponde al relave o colas, una vez recolectado todo el relave se lo almacenó en una bandeja y fue secado en el horno para ser llevado al laboratorio a su respectivo análisis.



Figura 2.5 Relaves o colas resultantes del proceso de flotación

Fuente: Elaboración propia

2.7.5 Porcentaje de pérdidas

Después de retirar del horno las muestras secas de los concentrados y relaves se los fue pesando y almacenando en bolsas plásticas, posterior fueron trasladadas al laboratorio de empresa PROMINE para los análisis respectivos. Con la ayuda de los pesos de los concentrados y relaves, se determinó qué porcentaje de pérdidas existió en cada una de las pruebas de flotación. El porcentaje de pérdidas de cada prueba se lo realizó de la siguiente forma:

El material que ingresó al proceso (masa del alimento) fueron los 371 g, esto fue un dato fijo para todas las pruebas; mientras tanto, el mineral que salió fue diferente en cada prueba. Suele ser normal tener un porcentaje bajo de pérdidas de material durante el proceso de flotación. Los porcentajes de pérdidas de cada prueba se los muestra a continuación en las siguientes tablas:

- **Primera Prueba:**

Tabla 2.3 Porcentaje de pérdidas en la primera prueba

Muestra seca relave 1er ensayo P80 (Z6)	296	g		
Muestra seca concentrado 1er ensayo P80 (Z6)	67	g		
Material total de salida obtenido	363	g	8 g	2.2 %

Fuente: Elaboración propia

- **Segunda Prueba:**

Tabla 2.4 Porcentaje de pérdidas en la segunda prueba

Muestra seca relave 2do ensayo P80 (Z11)	302	g		
Muestra seca concentrado 2do ensayo P80 (Z11)	63	g		
Material total de salida obtenido	365	g	6 g	1.6 %

Fuente: Elaboración propia

- **Tercera Prueba:**

Tabla 2.5 Porcentaje de pérdidas en la tercera prueba

Muestra seca relave 3er ensayo P80 (AR-1208)	312	g		
Muestra seca concentrado 3er ensayo P80 (AR-1208)	55	g		
Material total de salida obtenido	367	g	4 g	1.1 %

Fuente: Elaboración propia

- **Cuarta Prueba:**

Tabla 2.6 Porcentaje de pérdidas en la cuarta prueba

Muestra seca relave 1er ensayo P100 (Z6)	272	g		
Muestra seca concentrado 1er ensayo P100 (Z6)	98	g		
Material total de salida obtenido	370	g	1 g	0.3 %

Fuente: Elaboración propia

- **Quinta Prueba:**

Tabla 2.7 Porcentaje de pérdidas en la quinta prueba

Muestra seca relave 2do ensayo P100 (Z11)	263	g		
Muestra seca concentrado 2do ensayo P100 (Z11)	107	g		
Material total de salida obtenido	370	g	1 g	0.3 %

Fuente: Elaboración propia

- **Sexta Prueba:**

Tabla 2.8 Porcentaje de pérdidas en la sexta prueba

Muestra seca relave 3er ensayo P100 (AR-1208)	272	g		
Muestra seca concentrado 3er ensayo P100 (AR-1208)	95	g		
Material total de salida obtenido	367	g	4 g	1.1 %

Fuente: Elaboración propia

- **Séptima prueba:**

Tabla 2.9 Porcentaje de pérdidas en la séptima prueba

Muestra seca relave 1er ensayo P140 (Z6)	286	g		
Muestra seca concentrado 1er ensayo P140 (Z6)	83	g		
Material total de salida obtenido	369	g	2 g	0.5 %

Fuente: Elaboración propia

- **Octava Prueba:**

Tabla 2.10 Porcentaje de pérdidas en la octava prueba

Muestra seca relave 2do ensayo P140 (Z11)	281	g		
Muestra seca concentrado 2do ensayo P140 (Z11)	88	g		
Material total de salida obtenido	369	g	2 g	0.5 %

Fuente: Elaboración propia

- **Novena Prueba:**

Tabla 2.11 Porcentaje de pérdidas en la novena prueba

Muestra seca relave 3er ensayo P140 (AR-1208)	283	g		
Muestra seca concentrado 3er ensayo P140 (AR-1208)	88	g		
Material total de salida obtenido	371	g	0 g	0 %

Fuente: Elaboración propia

2.8 Diseño experimental

El diseño experimental del presente trabajo fue de carácter factorial, los diseños factoriales se caracterizan por trabajar con dos o más variables independientes y dos o más niveles de presencia en cada una de las variables; además, son muy utilizados porque permiten al investigador evaluar los efectos de cada variable independiente.

El diseño factorial de este trabajo fue de 3x3, es decir, 3 variables independientes con 3 categorías, en dónde se estudió la eficiencia de recuperación de oro a distintas granulometrías (pasante malla 80 y retenido malla 100, pasante malla 100 y retenido malla 140, y pasante malla 140), de acuerdo a tres colectores distintos (Z – 6, Z – 11 y AR – 208). En total se obtuvieron 9 resultados experimentales. Adicional a las 9 pruebas válidas se realizaron 3 pruebas que sirvieron para probar y familiarizarse con el equipo y para calcular la cantidad de cal necesaria para elevar el pH a 9. En total se realizaron 12 pruebas de flotación o ensayos, el diseño experimental se lo puede observar en la tabla 2.1.

La efectividad de cada prueba se comparó mediante la relación entre las granulometrías (variables independientes) y los colectores (categorías).

El análisis de los 9 concentrados se los realizó por el método de ensayo al fuego, los análisis fueron realizados en el laboratorio de la empresa PROMINE. Las muestras listas para ser llevadas al laboratorio para sus respectivos análisis se pueden observar en el

Anexo 20. Para el cálculo de la concentración de oro en los relaves/colas se realizó por balance de masa.

2.8.1 Análisis de concentrado

Los resultados generales obtenidos de las muestras de concentrado que fueron enviadas al laboratorio corresponden al valor del tenor de concentrado (tc). Los resultados se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 2.12 Tenores de concentrado de las pruebas otorgadas por el laboratorio PROMINE

N° PRUEBA	TENOR DE CONCENTRADO (Tc)	
1	41.8	g/t
2	36.7	g/t
3	32.6	g/t
4	35.4	g/t
5	28.9	g/t
6	27.9	g/t
7	25.2	g/t
8	22.1	g/t
9	20.9	g/t

Fuente: Elaboración propia

Los valores de los tenores de concentrado otorgados por el laboratorio de la empresa PROMINE se pueden observar en el Anexo 21.

En las siguientes tablas se muestran los mismos datos obtenidos de los concentrados divididos por mallas, los cuales sirvieron para calcular en la siguiente parte la recuperación.

Tabla 2.13 Masa y tenor del concentrado en la malla pasante 80 y retenido malla 100

	1^{era} Prueba	2^{da} Prueba	3^{era} Prueba
	Xantato amílico de potasio (Z - 6)	Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)	Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR - 208)
Masa de concentrado (g)	67	63	55
Tenor de concentrado (g/t)	41.8	36.7	32.6

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.14 Masa y tenor del concentrado en la malla pasante 100 y retenido malla 140

	4^{ta} Prueba	5^{ta} Prueba	6^{ta} Prueba
	Xantato amílico de potasio (Z - 6)	Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)	Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR - 208)
Masa de concentrado (g)	98	107	95
Tenor de concentrado (g/t)	35.4	28.9	27.9

Fuente: Elaboración propia

Tabla 2.15 Masa y tenor del concentrado en la malla pasante 140

	7^{ma} Prueba	8^{ava} Prueba	9^{na} Prueba
	Xantato amílico de potasio (Z - 6)	Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)	Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR - 208)
Masa de concentrado (g)	83	88	88
Tenor de concentrado (g/t)	25.2	22.1	20.9

Fuente: Elaboración propia

2.8.2 Análisis de recuperación

Para calcular la recuperación de cada prueba se utilizó la fórmula del capítulo 1. La fórmula es la siguiente:

$$R = \frac{C * t_c}{A * t_a} \quad (21)$$

Dónde:

R = Recuperación (%)

C = Masa del Concentrado (g)

t_c = Tenor del Concentrado (g/t)

A = Masa del Alimento (g)

t_a = Tenor del Alimento (g/t)

Primero fue necesario conocer cuál es la ley de cabeza de la mena, por lo tanto, se realizó el análisis del contenido de metales, el cual dio como resultado 11.19 g/t. Dicha ley de cabeza corresponde al tenor de alimentación (t_a). El tenor de alimentación se puede observar en el Anexo 3.

La masa del alimento (A) corresponde a la cantidad de material utilizada en cada prueba, siendo de 371 g para cada una de las pruebas.

Tanto el tenor de alimentación como la masa del alimento se mantuvo constante en todas las pruebas realizadas.

Tabla 2.16 Peso y concentrado en la alimentación

	Xantato amílico de potasio (Z - 6)	Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)	Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR - 208)
Masa del Alimento (g)	371	371	371
Tenor del Alimento (g/t)	11.19	11.19	11.19

Fuente: Elaboración propia

Cálculo de recuperación pasante malla 80 y retenido malla 100

1 prueba: Xantato amílico de potasio (Z - 6)

$$R = \frac{(67 \text{ g}) * \left(41.8 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(371 \text{ g}) * \left(11.19 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)} \quad (22)$$

$$R = 67.46 \%$$

2 prueba: Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)

$$R = \frac{(63 \text{ g}) * \left(36.7 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(371 \text{ g}) * \left(11.19 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)} \quad (23)$$

$$R = 55.69 \%$$

3 prueba: Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR – 1208)

$$R = \frac{(55 \text{ g}) * \left(32.6 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(371 \text{ g}) * \left(11.19 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)} \quad (24)$$

$$R = 43.19 \%$$

Cálculo de recuperación pasante malla 100 y retenido malla 140

4 prueba: Xantato amílico de potasio (Z - 6)

$$R = \frac{(98 \text{ g}) * \left(35.4 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(371 \text{ g}) * \left(11.19 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)} \quad (25)$$

$$R = 83.57 \%$$

5 prueba: Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)

$$R = \frac{(107 \text{ g}) * \left(28.9 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(371 \text{ g}) * \left(11.19 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)} \quad (26)$$

$$R = 74.49 \%$$

6 prueba: Ditiófosfato aerofloat 1208 (AR – 1208)

$$R = \frac{(95 \text{ g}) * \left(27.9 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(371 \text{ g}) * \left(11.19 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)} \quad (27)$$

$$R = 63.84 \%$$

Cálculo de recuperación pasante malla 140

7 prueba: Xantato amílico de potasio (Z - 6)

$$R = \frac{(83 \text{ g}) * \left(25.2 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(371 \text{ g}) * \left(11.19 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)} \quad (28)$$

$$R = 50.38 \%$$

8 prueba: Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)

$$R = \frac{(88 \text{ g}) * \left(22.1 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(371 \text{ g}) * \left(11.19 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)} \quad (29)$$

$$R = 46.85 \%$$

9 prueba: Ditionofosfato aerofloat 1208 (AR – 1208)

$$R = \frac{(88 \text{ g}) * \left(20.9 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)}{(371 \text{ g}) * \left(11.19 \frac{\text{g}}{\text{t}}\right)} \quad (30)$$

$$R = 44.30 \%$$

2.8.3 Razón de enriquecimiento

La razón de enriquecimiento se calcula utilizando la fórmula del capítulo 1. La fórmula es la siguiente:

$$R_E = \frac{t_c}{t_a} \quad (31)$$

Dónde:

R_E = Razón de enriquecimiento

t_a = Tenor del alimento

t_c = Tenor del concentrado

Cálculo de la razón de enriquecimiento pasante malla 80 y retenido malla 100

1 prueba: Xantato amílico de potasio (Z - 6)

$$R_E = \frac{41.8 \frac{g}{t}}{11.19 \frac{g}{t}} \quad (32)$$

$$R_E = 3.74$$

2 prueba: Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)

$$R_E = \frac{36.7 \frac{g}{t}}{11.19 \frac{g}{t}} \quad (33)$$

$$R_E = 3.28$$

3 prueba: Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR - 1208)

$$R_E = \frac{32.6 \frac{g}{t}}{11.19 \frac{g}{t}} \quad (34)$$

$$R_E = 2.91$$

Cálculo de la razón de enriquecimiento pasante malla 100 y retenido malla 140

4 prueba: Xantato amílico de potasio (Z - 6)

$$R_E = \frac{35.4 \frac{g}{t}}{11.19 \frac{g}{t}} \quad (35)$$

$$R_E = 3.16$$

5 prueba: Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)

$$R_E = \frac{28.9 \frac{g}{t}}{11.19 \frac{g}{t}} \quad (36)$$

$$R_E = 2.58$$

6 prueba: Ditiófosfato aerofloat 1208 (AR – 1208)

$$R_E = \frac{27.9 \frac{g}{t}}{11.19 \frac{g}{t}} \quad (37)$$

$$R_E = 2.49$$

Cálculo de la razón de enriquecimiento pasante malla 140

7 prueba: Xantato amílico de potasio (Z - 6)

$$R_E = \frac{25.2 \frac{g}{t}}{11.19 \frac{g}{t}} \quad (38)$$

$$R_E = 2.25$$

8 prueba: Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)

$$R_E = \frac{22.1 \frac{g}{t}}{11.19 \frac{g}{t}} \quad (39)$$

$$R_E = 1.97$$

9 prueba: Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR - 1208)

$$R_E = \frac{20.9 \frac{g}{t}}{11.19 \frac{g}{t}} \quad (40)$$

$$R_E = 1.87$$

2.8.4 Análisis de relaves / colas

Para el análisis de las colas o relaves se utilizó la fórmula del capítulo 1. La fórmula es la siguiente:

$$t_t = \frac{(A * t_a) - (C * t_c)}{T} \quad (41)$$

Dónde:

t_t = Concentrado de oro en colas

T = Masa de colas

A = Peso del alimento

t_a = Tenor del alimento

C = Peso del concentrado

t_c = Tenor del concentrado

Utilizando la ecuación se obtuvieron los siguientes resultados en cada una de las pruebas:

Cálculo de las colas pasante malla 80 y retenido malla 100

Tabla 2.17 Peso de las colas pasante malla 80 y retenido malla 100

N° PRUEBA	Masa de las colas pasante malla 80		
1	Muestra seca relave P-80 (Z6)	296	g
2	Muestra seca relave P-80 (Z11)	302	g
3	Muestra seca relave P-80 (AR-1208)	312	g

Fuente: Elaboración propia

1 prueba : Xantato amónico de potasio (Z - 6)

$$t_t = \frac{\left(371g * 11.19 \frac{g}{t}\right) - \left(67g * 41.8 \frac{g}{t}\right)}{296g} \quad (42)$$

$$t_t = 4.564 \frac{g}{t}$$

2 prueba : Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)

$$t_t = \frac{\left(371g * 11.19 \frac{g}{t}\right) - \left(63g * 36.7 \frac{g}{t}\right)}{302g} \quad (43)$$

$$t_t = 6.091 \frac{g}{t}$$

3 prueba : Ditionofosfato aerofloat 1208 (AR – 1208)

$$t_t = \frac{\left(371g * 11.19 \frac{g}{t}\right) - \left(55g * 32.6 \frac{g}{t}\right)}{312g} \quad (44)$$

$$t_t = 7.559 \frac{g}{t}$$

Cálculo de las colas pasante malla 100 y retenido malla 140

Tabla 2.18 Peso de las colas pasante malla 100 y retenido malla 140

N° PRUEBA	Masa de las colas pasante malla 100		
4	Muestra seca relave P-100 (Z6)	272	g
5	Muestra seca relave P-100 (Z11)	263	g
6	Muestra seca relave P-100 (AR-1208)	272	g

Fuente: Elaboración propia

4 prueba : Xantato amílico de potasio (Z - 6)

$$t_t = \frac{\left(371g * 11.19 \frac{g}{t}\right) - \left(98g * 35.4 \frac{g}{t}\right)}{272g} \quad (45)$$

$$t_t = 2.508 \frac{g}{t}$$

5 prueba : Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)

$$t_t = \frac{\left(371g * 11.19 \frac{g}{t}\right) - \left(107g * 28.9 \frac{g}{t}\right)}{263g} \quad (46)$$

$$t_t = 4.027 \frac{g}{t}$$

6 prueba : Ditiófosfato aerofloat 1208 (AR – 1208)

$$t_t = \frac{\left(371g * 11.19 \frac{g}{t}\right) - \left(95g * 27.9 \frac{g}{t}\right)}{272g} \quad (47)$$

$$t_t = 5.518 \frac{g}{t}$$

Cálculo de las colas pasante malla 140

Tabla 2.19 Peso de las colas pasante malla 140

N° PRUEBA	Masa de las colas pasante malla 140	
7	Muestra seca Relave P-140 (Z6)	286 g
8	Muestra seca Relave P-140 (Z11)	281 g
9	Muestra seca Relave P-140 (AR-1208)	283 g

Fuente: Elaboración propia

7 prueba : Xantato amílico de potasio (Z - 6)

$$t_t = \frac{\left(371g * 11.19 \frac{g}{t}\right) - \left(83g * 25.2 \frac{g}{t}\right)}{286g} \quad (48)$$

$$t_t = 7.202 \frac{g}{t}$$

8 prueba : Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)

$$t_t = \frac{\left(371g * 11.19 \frac{g}{t}\right) - \left(88g * 22.1 \frac{g}{t}\right)}{281g} \quad (49)$$

$$t_t = 7.853 \frac{g}{t}$$

9 prueba : Ditiófosfato aerofloat 1208 (AR – 1208)

$$t_t = \frac{\left(371g * 11.19 \frac{g}{t}\right) - \left(88g * 20.9 \frac{g}{t}\right)}{283g} \quad (50)$$

$$t_t = 8.171 \frac{g}{t}$$

CAPÍTULO 3

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

3.1 Resultados obtenidos

Una vez finalizada la parte experimental se procedió a mostrar los resultados finales obtenidos de las 9 pruebas realizadas.

3.1.1 Resultados de concentración

Los resultados de concentración otorgados por el laboratorio de la empresa PROMINE necesarios para calcular la recuperación fueron los siguientes:

Los resultados de los tenores de concentración otorgados por el laboratorio de la empresa PROMINE necesarios para calcular la recuperación fueron los siguientes:

Tabla 3.1 Tenores de concentración de cada prueba

N° PRUEBA	Tenor de concentración (tc)	
1	41.8	g/t
2	36.7	g/t
3	32.6	g/t
4	35.4	g/t
5	28.9	g/t
6	27.9	g/t
7	25.2	g/t
8	22.1	g/t
9	20.9	g/t

Fuente: Elaboración propia

3.1.2 Resultados de recuperación

Los resultados de recuperación obtenidos aplicando su respectiva fórmula fueron los siguientes:

Recuperación según el tamaño de la partícula

Granulometría pasante malla 80 y retenido malla 100

Tabla 3.2 Recuperación obtenida con el material pasante malla 80 y retenido malla 100

N° Prueba	Colector	Recuperación
1	Xantato amílico de potasio (Z - 6)	67.46%
2	Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)	55.69%
3	Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR - 208)	43.19%

Fuente: Elaboración propia

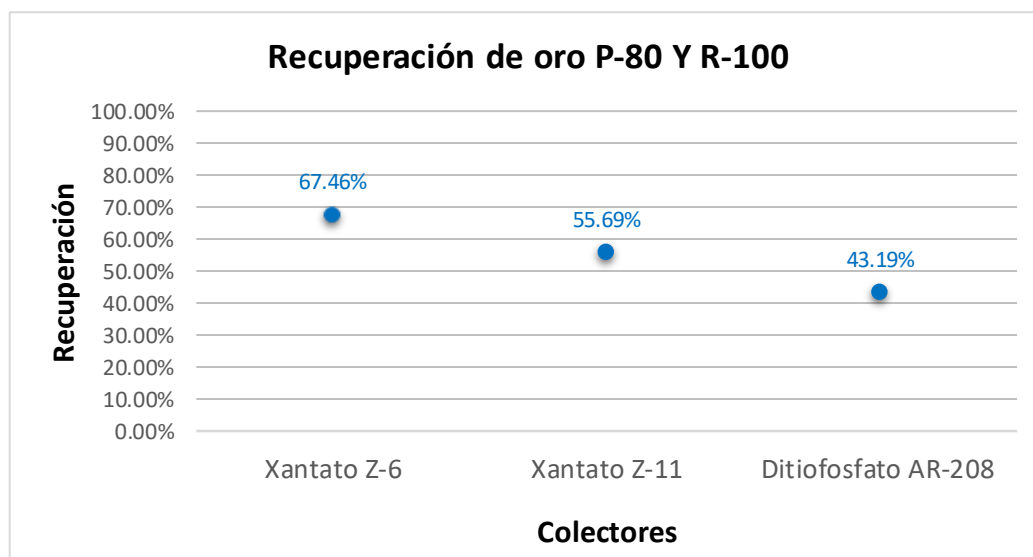


Figura 3.1 Recuperación de cada colector con el material pasante malla 80 y retenido malla 100

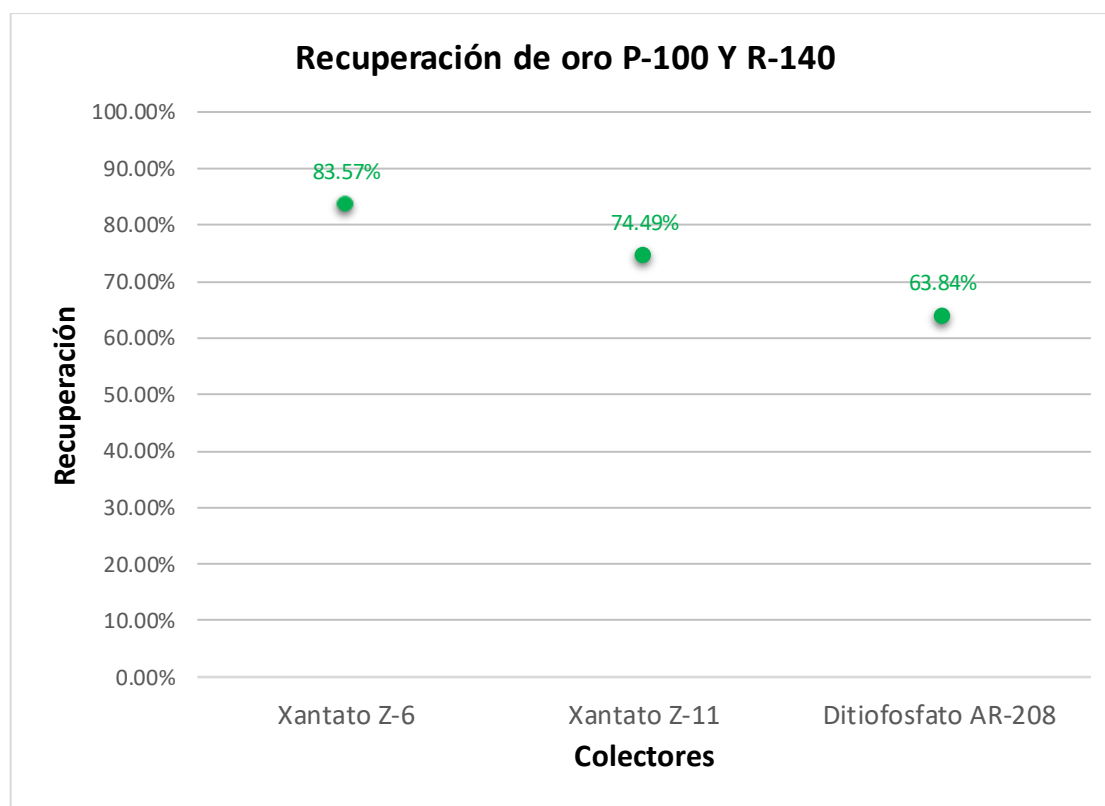
Fuente: Elaboración propia

Granulometría pasante malla 100 y retenido malla 140

Tabla 3.3 Recuperación obtenida con el material pasante malla 100 y retenido malla 140

N° Prueba	Colector	Recuperación
4	Xantato amfílico de potasio (Z - 6)	83.57%
5	Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)	74.49%
6	Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR - 208)	63.84%

Fuente: Elaboración propia

**Figura 3.2** Recuperación de cada colector con el material pasante malla 100 y retenido malla 140

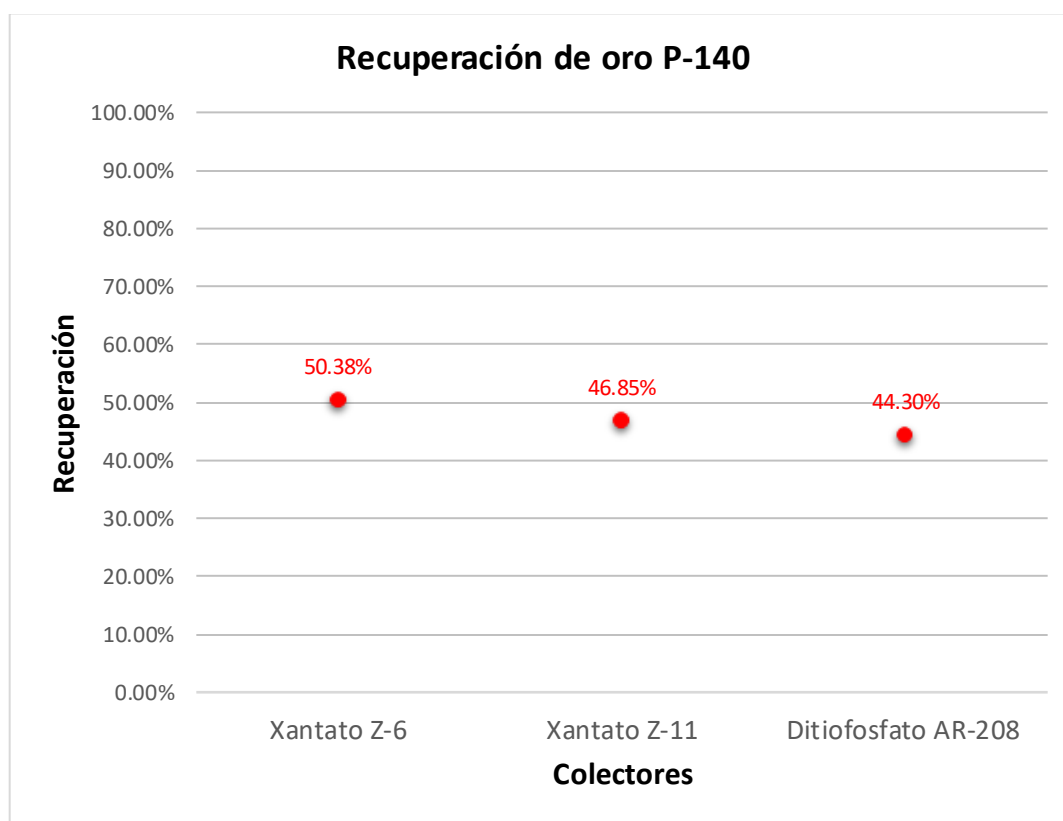
Fuente: Elaboración propia

Granulometría pasante malla 140

Tabla 3.4 Recuperación obtenida con el material pasante malla 140

N° Prueba	Colector	Recuperación
7	Xantato amílico de potasio (Z - 6)	50.38%
8	Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)	46.85%
9	Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR - 208)	44.30%

Fuente: Elaboración propia

**Figura 3.3** Recuperación de cada colector con el material pasante malla 140

Fuente: Elaboración propia

A continuación, se presenta un resumen de los resultados generales que se obtuvieron después de haber realizado las pruebas:

Tabla 3.5 Resultados generales de la recuperación

N° Prueba	Peso del alimento (g)	Tenor del alimento (g/t)	Masa del concentrado (g)	Tenor del concentrado (g/t)	Recuperación
1	371	11.19	67	41.8	67.46%
2	371	11.19	63	36.7	55.69%
3	371	11.19	55	32.6	43.19%
4	371	11.19	98	35.4	83.57%
5	371	11.19	107	28.9	74.49%
6	371	11.19	95	27.9	63.84%
7	371	11.19	83	25.2	50.38%
8	371	11.19	88	22.1	46.85%
9	371	11.19	88	20.9	44.30%

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.6 Matriz 3x3 con los resultados de recuperación obtenidos después de las pruebas de flotación

Tamaño de partícula Colectores	P-80 (180 um)	P-100 (150 um)	P-140 (106 um)
z6 (1^{er} Ensayo)	67.46%	83.57%	50.38%
z11 (2^{do} Ensayo)	55.69%	74.49%	46.85%
AR - 208 (3^{er} Ensayo)	43.19%	63.84%	44.30%

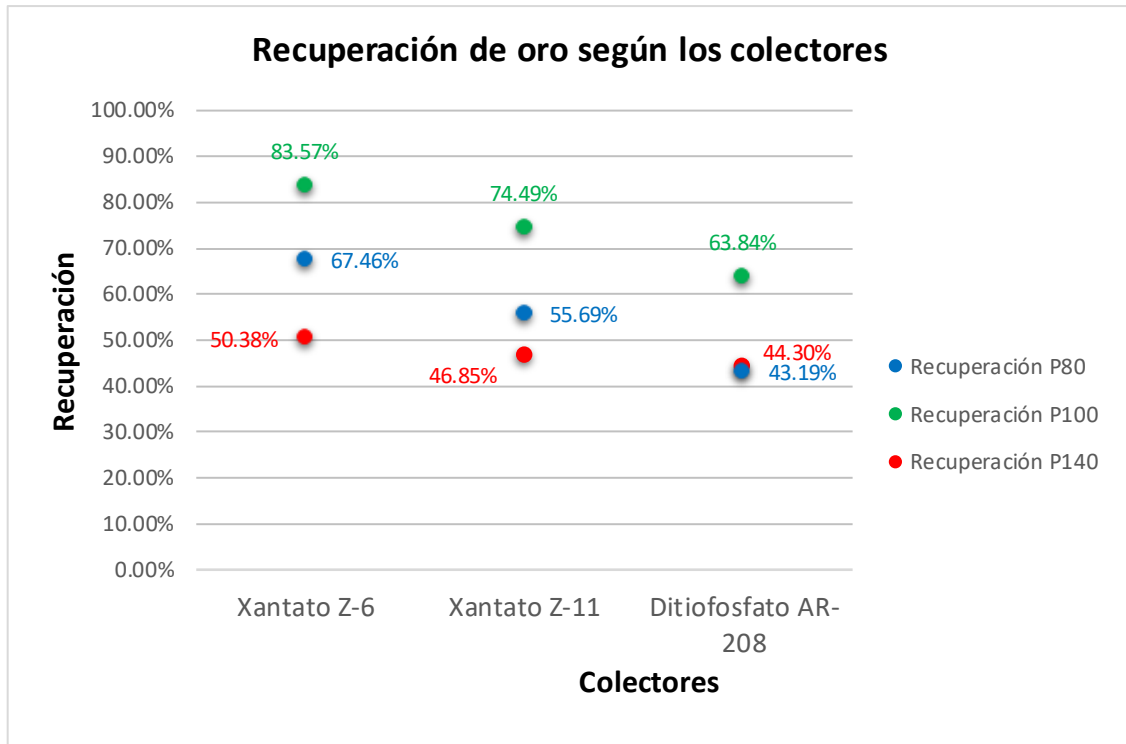


Figura 3.4 Recuperación general de oro de acuerdo a los 3 colectores utilizados

Fuente: Elaboración propia

Recuperación promedio según el colector usado

Xantato amílico de potasio (Z – 6)

Tabla 3.7 Recuperación general del xantato amílico de potasio (Z – 6)

Colector	Recuperación
Xantato Amílico de Potasio P-80	67.46%
Xantato Amílico de Potasio P-100	83.57%
Xantato Amílico de Potasio P-140	50.38%
Recuperación promedio	67.14%

Fuente: Elaboración propia

Xantato isopropílico de sodio (Z – 11)

Tabla 3.8 Recuperación general del Xantato isopropílico de sodio (Z – 11)

Colector	Recuperación
Xantato isopropílico de sodio P-80	55.69%
Xantato isopropílico de sodio P-100	74.49%
Xantato isopropílico de sodio P-140	46.85%
Recuperación promedio	59.01%

Fuente: Elaboración propia

Ditiofosfato AeroFloat 1208 (AR – 208)

Tabla 3.9 Recuperación general del Ditiofosfato AeroFloat 1208 (AR – 208)

Colector	Recuperación
Ditiofosfato aerofloat 1208 P-80	43.19%
Ditiofosfato aerofloat 1208 P-100	63.84%
Ditiofosfato aerofloat 1208 P-140	44.30%
Recuperación promedio	50.45%

Fuente: Elaboración propia

La recuperación de oro según el tamaño de partícula se puede observar en la siguiente gráfica:

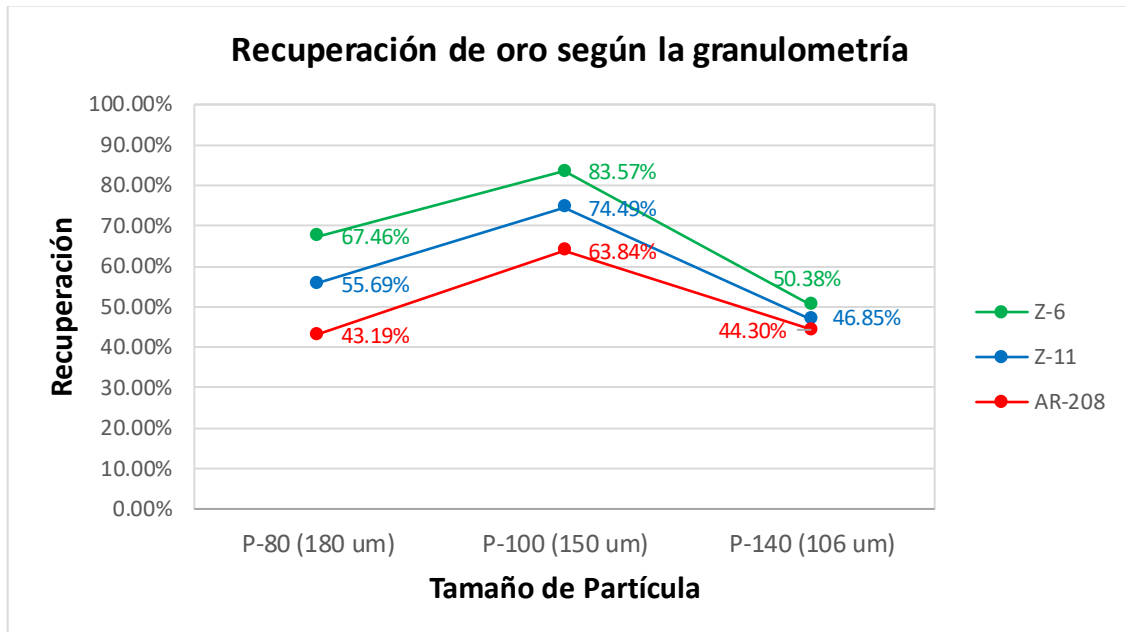


Figura 3.5 Recuperación general de oro de acuerdo a las 3 granulometrías

Fuente: Elaboración propia

En la discusión de resultados se interpretarán los valores obtenidos.

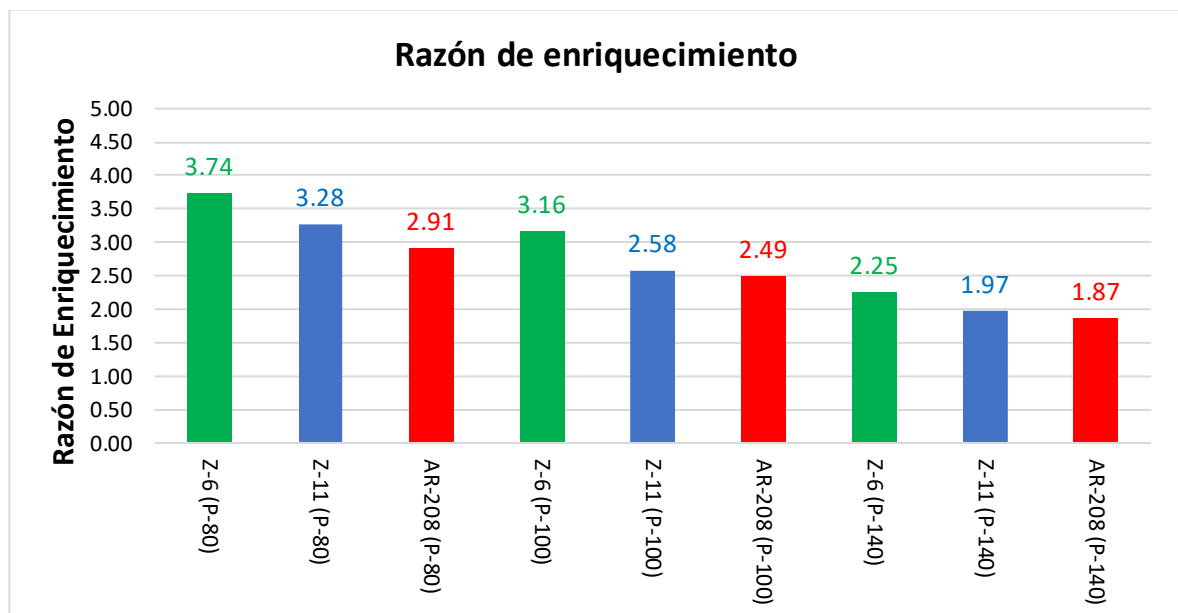
3.1.3 Resultados de la razón de enriquecimiento

Los resultados generales de la razón de enriquecimiento en cada una de las pruebas fueron los siguientes:

Tabla 3.10 Resultados generales de la razón de enriquecimiento

N° Prueba	Tenor del alimento (g/t)	Tenor del concentrado (g/t)	RE
1 Prueba	11.19	41.8	3.74
2 Prueba	11.19	36.7	3.28
3 Prueba	11.19	32.6	2.91
4 Prueba	11.19	35.4	3.16
5 Prueba	11.19	28.9	2.58
6 Prueba	11.19	27.9	2.49
7 Prueba	11.19	25.2	2.25
8 Prueba	11.19	22.1	1.97
9 Prueba	11.19	20.9	1.87

Fuente: Elaboración propia

**Figura 3.6** Razón de enriquecimiento obtenido de acuerdo al colector utilizado

Fuente: Elaboración propia

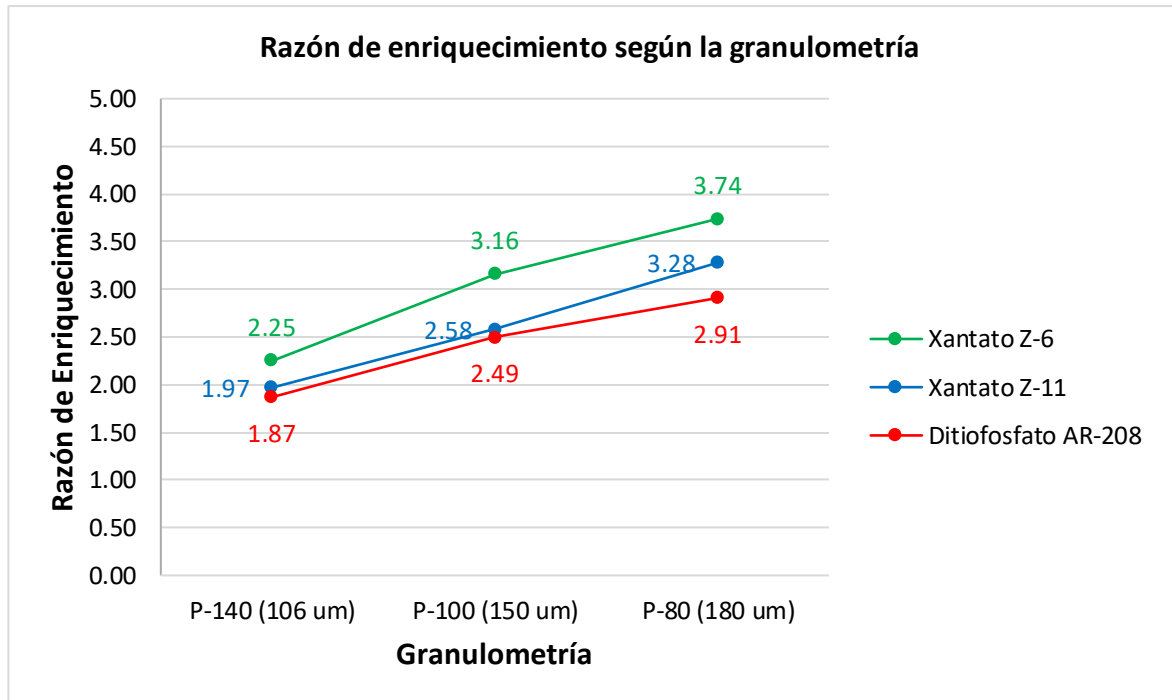


Figura 3.7 Razón de enriquecimiento obtenido según la granulometría utilizada

Fuente: Elaboración propia

3.2 Análisis y discusión de resultados

El proyecto realizado consistió en determinar cuál de los 9 ensayos de flotación que se realizaron obtuvo el mejor porcentaje de recuperación de oro. Vale recordar que la parte experimental consistió en variar los colectores y la granulometría (tamaño de partícula). Los colectores utilizados fueron: El Xantato amílico de potasio (Z - 6), Xantato isopropílico de sodio (Z - 11) y el Ditiófosfato aerofloat 1208 (AR - 208). Las granulometrías fueron pasante malla 80 y retenido malla 100, pasante malla 100 y retenido malla 140 y pasante malla 140 respectivamente. Los parámetros de flotación que se mantuvieron constantes fueron:

- **pH:** 9 (Alcalino)
- **Velocidad de agitación de la pulpa:** La velocidad con la que se realizaron las pruebas de flotación fue de 1100 rpm.

- **Tiempo de flotación por prueba:** Cada prueba se realizó aproximadamente en 22 minutos.
- **Temperatura:** Ambiente
- **Contenido de la pulpa (30% sólidos):** 371 g de material y 865 ml de agua potable.
- **Espumante:** Espumante ER/350 (FIBESA).

De las figuras 3.4 y 3.5 correspondientes a la recuperación de oro se puede deducir lo siguiente:

1. El tamaño de partícula (granulometría) en la que mejor se obtuvo porcentajes de recuperación de oro es en el material pasante malla 100 (P-100) y retenido malla 140. En segundo lugar, es el material pasante de la malla 80 (P-80) y retenido malla 100, y, finalmente el material pasante malla 140 obtuvo los porcentajes de recuperación más bajos.
2. Ahora bien, desde el punto de vista de los colectores; el colector con mejor porcentaje de recuperación en los distintos tamaños de partícula fue el xantato amílico de potasio más conocido en la industria minera como Z – 6, seguido del xantato isopropílico de sodio más conocido como Z – 11, y, finalmente en último lugar el Ditiofosfato aerofloat 1208, más conocido como AR – 208.

De las tablas 3.5 y 3.6 se puede deducir lo siguiente:

1. De las 9 pruebas realizadas en la celda Denver la prueba #4 fue el ensayo que mayor porcentaje de recuperación se logró, el colector utilizado en dicha prueba fue el xantato amílico de potasio (Z – 6) y el tamaño de partícula del material fue pasante malla 100 y retenido malla 140, siendo el resultado obtenido de 83.57 % de recuperación de oro.

De las figuras 3.6 y 3.7 correspondientes a la razón de enriquecimiento se puede deducir lo siguiente:

1. Los valores con mayor razón de enriquecimiento según la granulometría se los obtuvo en la malla pasante 80 (180 μm) y retenido malla 100, seguido de la malla pasante 100 (150 μm) y retenido malla 140; y, finalmente la malla pasante 140 (106 μm) obtuvo los valores más bajos.
2. Desde el punto de vista de los colectores el Xantato amílico de potasio (Z - 6) fue el colector que obtuvo los valores con mayor razón de enriquecimiento, seguido del Xantato isopropílico de sodio (Z - 11) y finalmente el Ditiófosfato aerofloat 1208 (AR - 208) obtuvo los valores más bajos en lo que respecta la razón de enriquecimiento.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- La variable de la granulometría y/o el tamaño de la partícula influyen en el porcentaje de recuperación de oro. La granulometría con la que se alcanzó los mayores porcentajes de recuperación de oro para la veta “San Alfonso” fue con el material pasante malla 100 y retenido malla 140. La recuperación promedio de las pruebas utilizando el material pasante malla 100 y retenido malla 140 fue de 73.97%, seguido del material pasante malla 80 y retenido malla 100 con una recuperación promedio de 55.45%, y finalmente el material pasante malla 140 obtuvo una recuperación promedio de 47.18%.
- Al igual que la granulometría, el uso de distintos colectores también influyó significativamente en los porcentajes de recuperación. El colector más efectivo que obtuvo los mejores porcentajes de recuperación de oro para la veta “San Alfonso” fue el Xantato amílico de potasio (Z – 6), seguido del Xantato isopropílico de sodio (Z – 11), y, finalmente en último lugar el Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR – 208).
- Después de haber obtenido e interpretado los resultados finales de los 9 ensayos de flotación, se concluye que la mejor alternativa para realizar la flotación y recuperación de oro de la veta “San Alfonso” fue la combinación del Xantato amílico de potasio (Z – 6) como reactivo colector, mientras que el tamaño de partícula ideal fue el material pasante malla 100 y retenido malla 140. La recuperación obtenida de oro utilizando el Z – 6 con el material pasante malla 100 y retenido malla 140 fue de 83.57%; dichos resultados son superiores a los obtenidos por (Cuenca, 2018), donde el porcentaje de recuperación de oro resultante utilizando el Xantato amílico de potasio (Z – 6) con el material pasante malla 100 obtuvo una recuperación de 65.81%, vale mencionar que esa recuperación la obtuvo trabajando con un porcentaje de sólidos del 25% en la pulpa de flotación y la ley de cabeza de la mena fue de 18.4 g/t.

- Por otro lado, desde el punto de vista de los colectores utilizados la razón de enriquecimiento más alta se logró obtener con el colector Xantato amílico de potasio (Z – 6) trabajando con el material pasante malla 80 y retenido malla 100, lográndose obtener un valor de 3.74; sin embargo, no significa que a mayor razón de enriquecimiento va a existir mayor porcentaje de recuperación, como menciona (Bustamante et al., 2008) en la concentración de minerales los índices de Recuperación (R) y Razón de enriquecimiento (R.E.) son completamente antagónicos, es decir, totalmente opuestos. La razón de enriquecimiento de 3.74 significa que con el colector Xantato Amílico de Potasio (Z – 6) y el material pasante malla 80 y retenido malla 100 se logró obtener un tenor de concentrado que casi cuadriplica la ley de cabeza que fue 11.19 g/t.
- Indistintamente de los colectores utilizados se obtuvieron valores mayores de la razón de enriquecimiento cuando se trabaja con el material pasante malla 80 y retenido malla 100, es decir que con dicha malla y los 3 colectores utilizados se eleva los tenores de concentración con respecto a la ley de cabeza que fue 11.19 g/t, no obstante, los resultados de recuperación de oro cuando se trabaja con el material de la malla pasante 80 y retenido malla 100 no son mayores a los obtenidos con el material de la malla pasante 100 y retenido malla 140, debido a que la masa de concentrado resultante de las pruebas de flotación de la granulometría pasante malla 80 y retenido malla 100 son considerablemente inferior al obtenido con la granulometría pasante malla 100 y retenido malla 140.
- El presente trabajo cumplió con el objetivo de determinar los parámetros operacionales óptimos para la flotación selectiva de la veta “San Alfonso”, logrando encontrar una combinación de colectores y granulometría para conseguir alcanzar más del 80 % de recuperación de oro.

Recomendaciones

- Si bien el tamaño de partícula o granulometría a nivel planta son un parámetro estandarizado y difícil de controlar en las operaciones de las plantas, después de haber realizado los ensayos se demostró que la granulometría es un parámetro con mucha incidencia en los resultados de recuperación de oro para la veta trabajada, por tal motivo se recomienda para las próximas investigaciones realizar pruebas de flotación utilizando granulometrías diferentes.
- Para futuros trabajos se recomienda investigar acerca de la incidencia en la concentración con valores diferentes del colector Ditiofosfato aerofloat 1208 (AR - 208), ya que al realizar las pruebas de flotación con una concentración del 10 % se obtuvieron valores relativamente bajos.
- Se recomienda a la empresa PROMINE CIA LTDA, utilizar el Xantato amílico de potasio más conocido como Z – 6 y la granulometría pasante malla 100 y retenido malla 140 para la recuperación de oro de la veta “San Alfonso”, debido a que resultó ser la combinación más eficiente en la que se obtuvieron mejores resultados de recuperación de oro.
- Se recomienda en las futuras investigaciones realizar pruebas de flotación utilizando el colector Z – 6 y la granulometría malla 100 y retenido malla 140, variando otro tipo de parámetros cómo, por ejemplo: El tiempo de recolección del concentrado, el pH o dosificaciones de los colectores para comprobar si se puede mejorar la concentración de oro de 83.57 %.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Abarca Rodriguez, J. (2011). *Flotación de Minerales*.
- American Cyanamid Company. (1986). *Manual de productos químicos para minería*.
- Basurto Hidalgo, J. A. (2021). *Flotación sostenida y sustentable de oro, planta de beneficio METALESA S.A., Código 10000543, La Fortuna-Camilo Ponce Enríquez*.
<http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/25187>
- Bravo G, A. (2004). Casapalca - 2004. *Manual de Flotación - Casapalca*, 1–39.
- Bustamante, M. O., Gaviria, A. C., & Restrepo, O. J. (2008). Concentracion De Minerales. In *Characterization of Minerals, Metals, and Materials* (Vol. 17, Issue 34, pp. 39–46).
- Cuenca Romero, R. J. (2018). *Concentración de oro de la mina "SAN ALFONSO" mediante flotación con variación de granulometría y colectores*.
<https://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/7914/1/13654.pdf>
- Hernández Vera, M., Arenas Fuentes, A., Cárcamo Gutiérrez, H., Conejeros Trujillo, V., & Coloma Alvarez, G. (1995). *La Cal en la metalurgia extractiva* (Primera).
- Jimenez, M., & Elvis, J. (2017). *PROCESO DE FLOTACIÓN*. 20.
- López Yaja, P. J. (2020). *ESTUDIO Y ANÁLISIS DE PRUEBAS DE FLOTACIÓN EN MINERALES AURÍFEROS*.
<http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12773/12642/IMloyapj.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Luna Méndez, E. A. (2016). *Elaboración de guías prácticas de procesos metalúrgicos para el laboratorio de minas de la Universidad del Azuay*.
<http://201.159.222.99/bitstream/datos/6351/1/12519.pdf>

Ospina, I. D. (2020). *Ficha Técnica Xantato Amilico De Potasio*. Distribuidora De Químicos Industriales S.A. <https://www.dqisa.com/wp-content/uploads/2020/12/XANTATO-AMILICO-DE-POTASIO-Z6.pdf>

Pavez, O. (2014). *CONCENTRACIÓN DE MINERALES I: Vol. XL*.

Salager, J.-L., & Forgiarini, A. (2007). *Fundamentos de la Flotación* (Vol. 3, p. 19). <https://elsuperhincha.com/fundamentos-de-la-gimnasia-origen-tipos-aparatos/>

UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL NORTE. (2008). *Flotación Fundamentos y Aplicaciones*.

Villas Boas, R., & Sanchez, M. (2006). *TECNOLOGÍAS LÍMPIAS EN LAS INDÚSTRIAS EXTRACTIVAS MÍNERO-METALÚRGICA Y PETROLERA* (p. 71).

ANEXOS



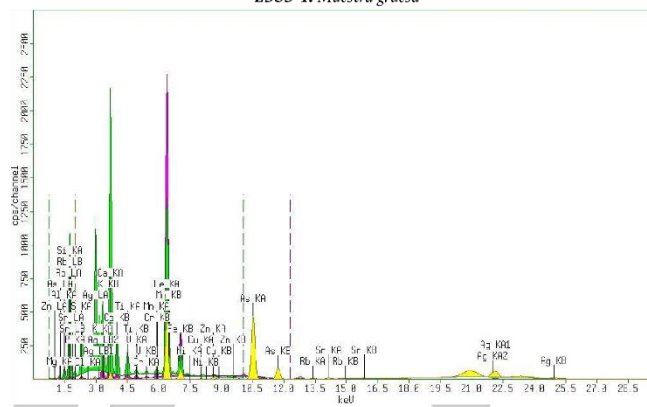
Anexo 1. Tamices utilizados

Tabla 1. Resultados fluorescencia de rayos x y espectro de análisis elemental para muestras analizadas.

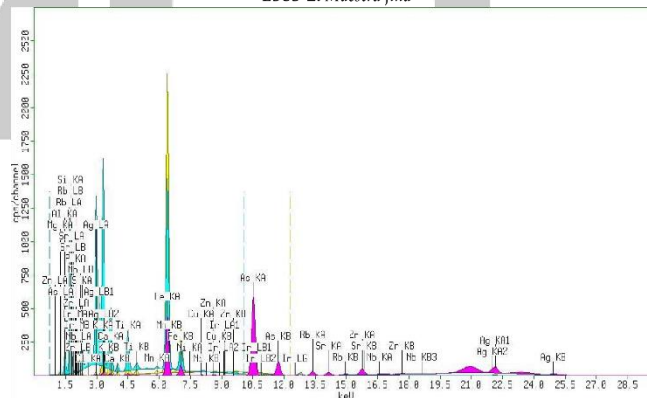
Elemento*	Nombre elemento	Concentración [%]	
		E385-1	E385-2
		Muestra gruesa	Muestra fina
MgO	Magnesio	6,553	5,005
Al ₂ O ₃	Aluminio	12,319	21,803
SiO ₂	Silicio	47,484	49,803
P ₂ O ₅	Fosforo	0,721	0,821
SO ₃	Azufre	4,371	1,703
Cl	Cloro	0,207	0,275
K ₂ O	Potasio	1,999	6,017
CaO	Calcio	8,006	1,606
TiO ₂	Titanio	0,659	1,041
V ₂ O ₅	Vanadio	0,042	-
Cr ₂ O ₃	Cromo	0,027	-
MnO	Manganeso	0,097	0,044
Fe ₂ O ₃	Hierro	5,149	4,729
NiO	Níquel	0,012	0,009
CuO	Cobre	0,017	0,014
ZnO	Cinc	0,043	0,013
As ₂ O ₃	Arsénico	0,920	1,077
Rb ₂ O	Rubidio	0,004	0,025
SrO	Estroncio	0,007	0,016
ZrO ₂	Zirconio	-	0,039
Nb ₂ O ₅	Niobio	-	0,003

(*) Los valores reportados se encuentran en función del óxido más estable o básico para cada elemento.

E385-1: Muestra gruesa



E385-2: Muestra fina



2.1.DRX, E385-1: Muestra gruesa

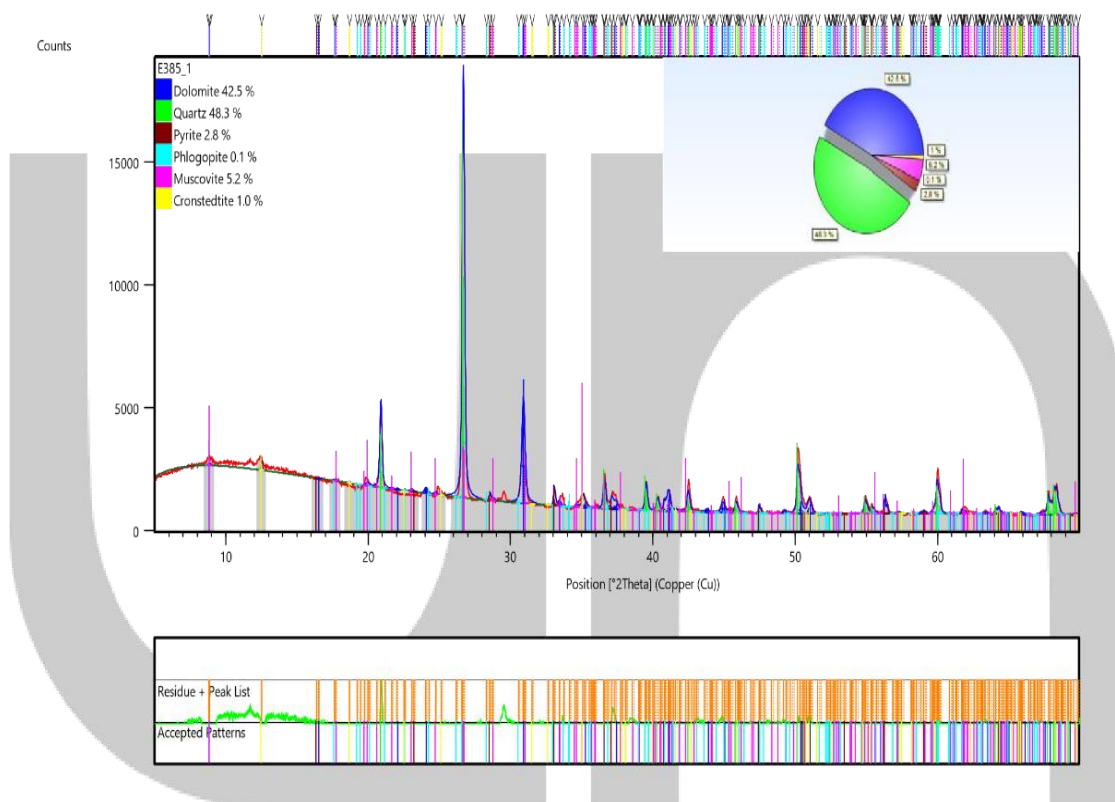


Figura 2. Difractograma análisis mineralógico, muestra analizada

Tabla 2. Concentración mineral, muestra analizada.

Nombre componente	Formula química	Concentración [%]
Dolomita	$\text{Ca}_{3.00} \text{Mg}_{3.00} \text{C}_{6.00} \text{O}_{18.00}$	42,5
Cuarzo	$\text{Si}_{3.00} \text{O}_{6.00}$	48,3
Pirita	$\text{Fe}_{4.00} \text{S}_{8.00}$	3,8
Flogopita	$\text{K}_{2.00} \text{Mg}_{4.34} \text{Fe}_{1.65} \text{Si}_{8.00} \text{O}_{24.00} \text{H}_{2.78}$	0,1
Moscovita	$\text{K}_{3.00} \text{Al}_{9.00} \text{Si}_{9.00} \text{O}_{36.00}$	5,2
Cronstedtita	$\text{Fe}_{3.52} \text{Si}_{1.48} \text{O}_{9.00} \text{H}_{4.00}$	1,0

Anexo 2. Análisis de difracción de rayos X



LABORATORIO QUIMICO METALURGICO
JV METALS
MAYORES BENEFICIOS, MEJOR PRODUCCION

**JV
METALS**

Client :
Received : 15/7/2021 12:29
Report Date : 19/7/2021 18:09

INFORME DE ENSAYO
Ref. N° 7576

Cod. Lab.	N° Bag	Detalle de muestra	Analito							
			Unidad	Au	Ag	Cu	As			
			Método	g/Tm	g/Tm	%	%			
			mjb FA	mjb FA	mjb EAA	mjb EAA				
17731	1	Veta San Alfonso Muestra #1		4,60	77,99	0,02	0,83			
17732		Veta San Alfonso Muestra #2		5,18	54,52	0,02	0,84			
17733	1	Veta San Alfonso Muestra #3		29,33	114,79	0,02	0,91			
17734	1	Veta San Alfonso Muestra #4		5,65	67,24	0,02	0,90			

N° Bag (cantidad de bolsas que conforman el compuesto para el análisis)

Información de método

mjb cc_FA(Nw)	Determinación de oro y plata en concentrados polimetálicos por ensayo a fuego aplicando el método newmont
mjb cc_FA	Determinación de oro y plata en concentrados polimetálicos por ensayo a fuego
mjb FA	Determinación de oro y plata en minerales y concentrados por ensayo a fuego
mjb EAA	Determinación de Cu, Pb, Zn, As, Sb, Fe, Mo por digestión ácida y espectroscopía de absorción atómica

LABORATORIO QUIMICO METALURGICO
JV METALS
REPORTADO



Ing. Quím. José Bueno Malla

pag 1 de 1

Vía principal, frente a la empresa eléctrica.
EL PACHE - PORTOVELO - EL ORO

lab.jvmetals@gmail.com



Diego Mora
PROPIETARIO

Ing. José Bueno Malla
JEFE DE LABORATORIO

OFICINA: 2948 803

0969 537170



Anexo 4. Mineral secándose de forma natural



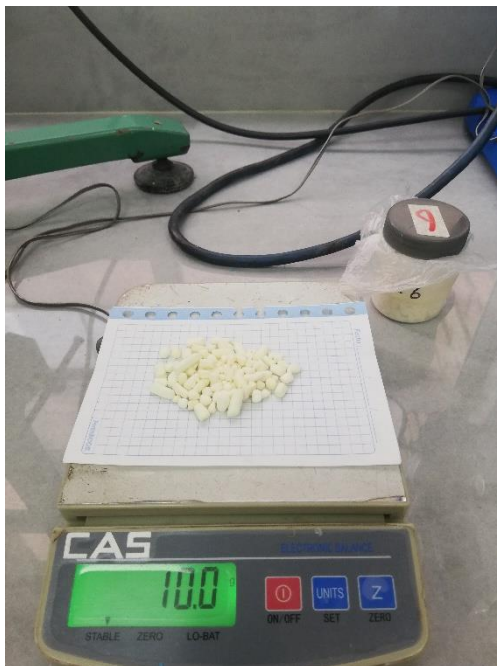
Anexo 5. Balanza utilizada



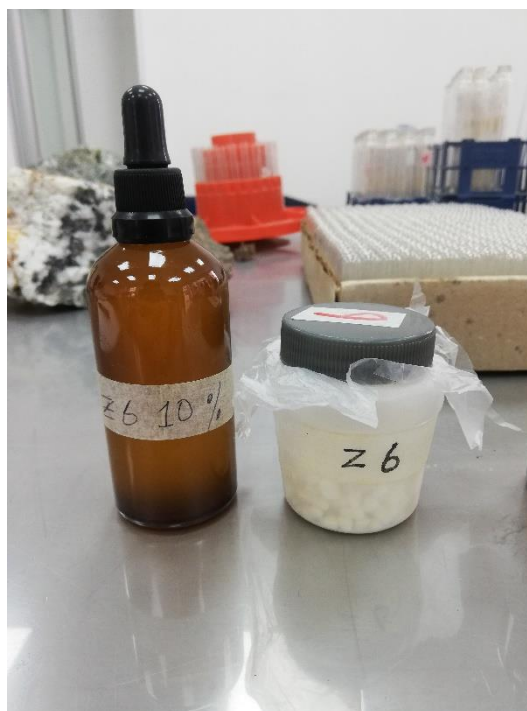
Anexo 6. Bandejas para secar concentrados y relaves



Anexo 7. Tiras pH



Anexo 8. Xantato amílico de potasio en estado sólido (z – 6)



Anexo 9. Xantato amílico de potasio al 10% (z – 6)



Anexo 10. Xantato isopropílico de sodio en estado sólido (z – 11)



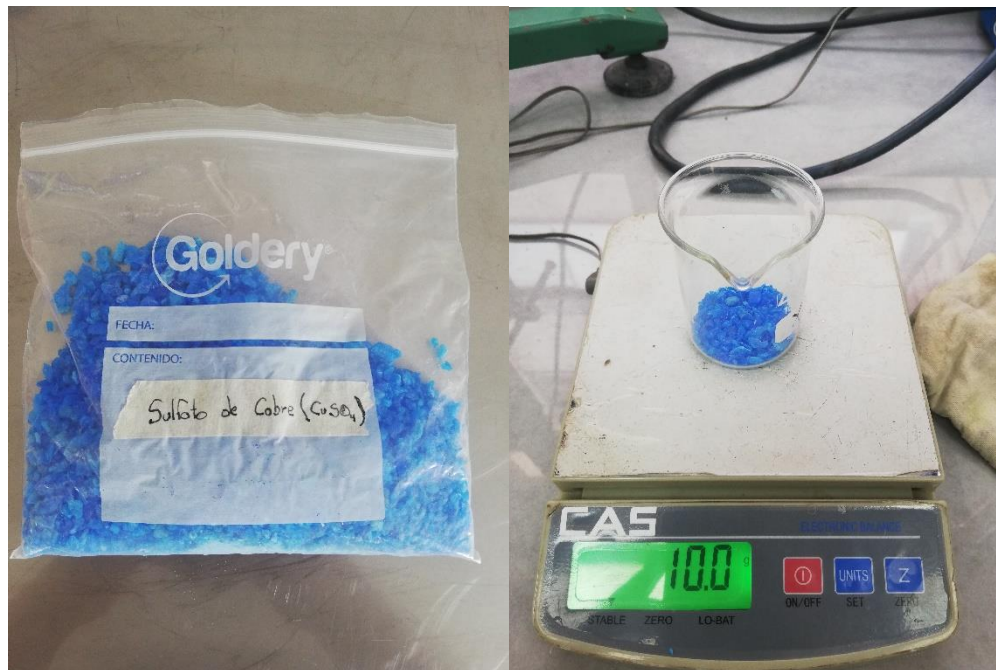
Anexo 11. Xantato isopropílico de sodio al 10% (z – 11)



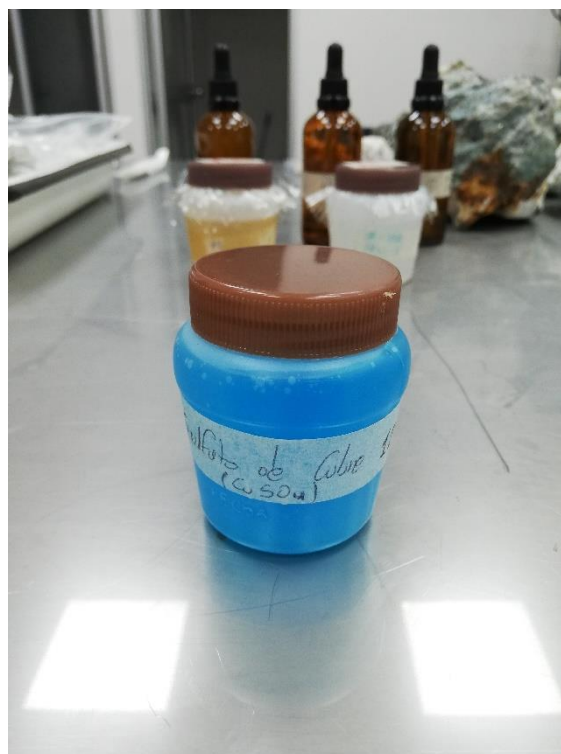
Anexo 12. Ditiofosfato AR-1208 en estado líquido puro (AR-1208)



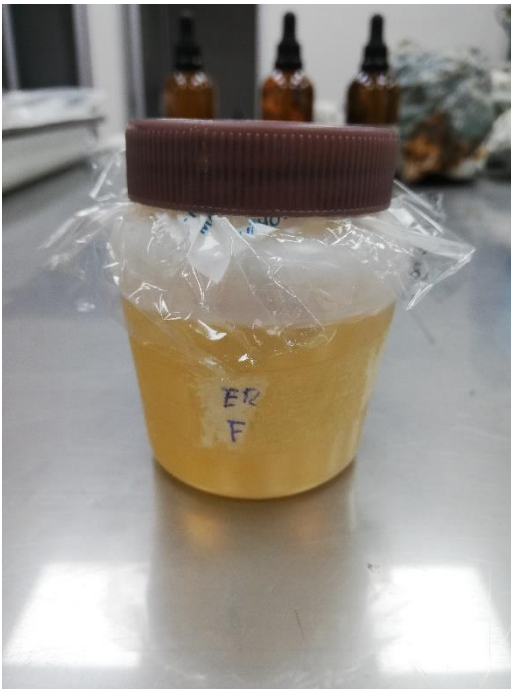
Anexo 13. Ditiofosfato AR-1208 al 10 % (AR-1208)



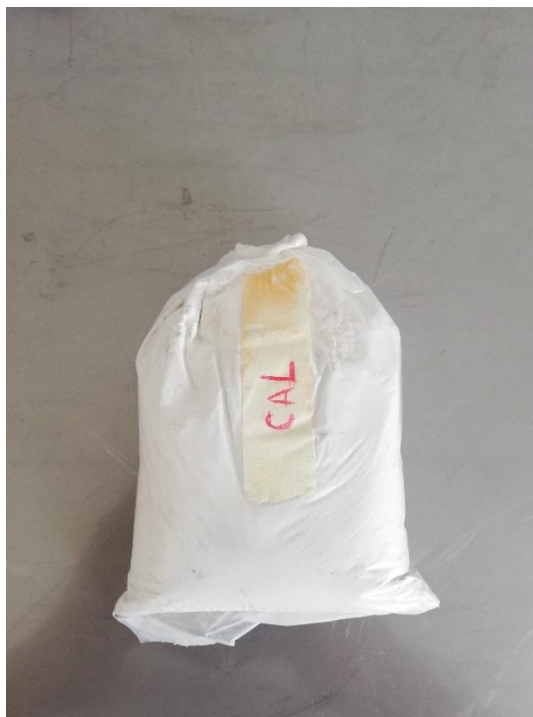
Anexo 14. Sulfato de cobre en estado sólido



Anexo 15. Sulfato de cobre al 10 %



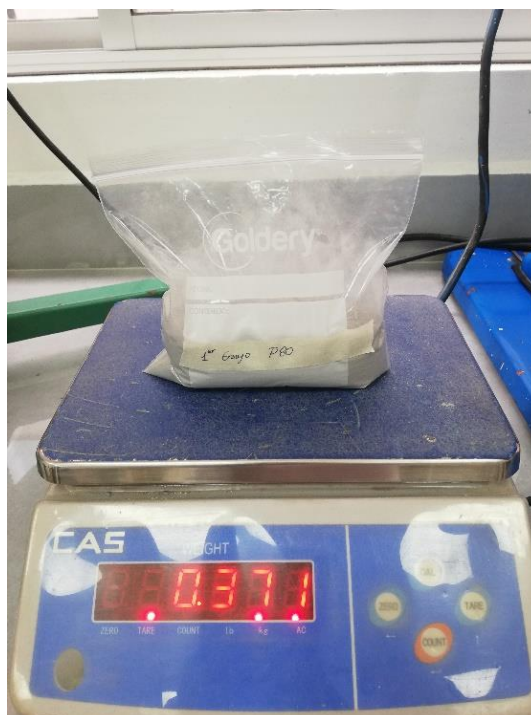
Anexo 16. Espumante ER – 350 FIBESA



Anexo 17. Cal



Anexo18. Material para las pruebas de flotación



Anexo 19. Peso para cada prueba de flotación



Anexo 20: Concentrados previos a ser analizados

