ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL

FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIA

DISEÑO DE UNA PLANTA DE RECUPERACIÓN DE CONCENTRADOS DE COBRE POR FLOTACIÓN A PARTIR DE UN RELAVE POLISULFURADO COMPLEJO DE LA PROVINCIA DE ZAMORA CHINCHIPE

PROYECTO PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE INGENIERA QUÍMICA

LETICIA ALEJANDRA JORDÁN SANTAMARÍA
alejordsa@yahoo.com

DIRECTOR: ING. MARCELO LOZADA
marcelo.lozada@epn.edu.ec

Quito, febrero 2013

© Escuela Politécnica Nacional 2013
Reservados todos los derechos de reproducción

DECLARACIÓN

Yo, Leticia Alejandra Jordán Santamaría, declaro que el trabajo aquí descrito es de mi autoría; que no ha sido previamente presentado para ningún grado o calificación profesional; y, que he consultado las referencias bibliográficas que se incluyen en este documento.

La Escuela Politécnica Nacional puede hacer uso de los derechos correspondientes a este trabajo, según lo establecido por la Ley de Propiedad Intelectual, por su Reglamento y por la normativa institucional vigente.

_____

Leticia Alejandra Jordán Santamaría

CERTIFICACIÓN

Certifico que el presente trabajo fue desarrollado por Leticia Alejandra Jordán Santamaría, bajo mi supervisión.

_____

Ing. Marcelo Lozada

DIRECTOR DE PROYECTO

AUSPICIO

La presente investigación contó con el auspicio financiero del proyecto Demex Nº 9, “Estudio de la concentración por flotación de menas sulfuradas”, que se ejecuta en el Departamento de Metalurgia Extractiva.

AGRADECIMIENTO

A Dios por brindarme la oportunidad de cumplir este gran sueño, pero sobre todo por enseñarme a ser valiente y saber que todo en la vida tiene un propósito.

A mi padre César, por el apoyo y el amor que me brindó desde niña y quien ahora desde el cielo guiará mis pasos.

A mi madre Gloria, por ser mi compañera, mi fortaleza en los momentos difíciles, por enseñarme que lo más importante en la vida es no darse por vencido y que con la ayuda de Dios lo imposible se hace posible.

A Mónica, Gaby, Marco y Luis, por ser mis segundos padres, gracias por el apoyo económico y emocional que me han brindado siempre.

A Jorge, María y a la pequeña Pauly, gracias por compartir conmigo la vida universitaria.

A mis pequeños sobrinos Paty, Fausto, Javier, Carlos, Caro, Mishell, Luis, July, Jorge, Joao y Sofía, por alegrar mis fines de semana y llenarlos de magia.

A Freddy, gracias por llenarme de amor y compañía todo este tiempo.

Al Ing. Marcelo Lozada por ser mi director de tesis y por brindarme la oportunidad de ingresar al DEMEX.

A la Ing. Alicia Guevara, por el apoyo incondicional que me ha brindado siempre en el desarrollo de este proyecto, mil gracias por su tiempo.

Al DEMEX por la apertura que se me brindó siempre, gracias Ing. Ernesto, Maguita, Eve, Verito y Kléver.

A mi compañera de fórmula Mary, gracias por compartir conmigo tantos días y noches de estudio, de alegría y lágrimas, pero sobre todo por tu amistad incondicional.

A mis amigos politécnicos Sofía, Angel, Víctor, Diego y Cris, por ser mis compañeros y por ser parte de mi vida en todo este tiempo.

DEDICATORIA

A mis padres César y Gloria y a mis hermanos Maria, Luis, Jorge, Marco, Mónica, Gaby y Pauly, por su amor y confianza. Y por enseñarme que en la vida lo más importante es ser valiente y luchar por nuestros sueños.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

	PÁGINA
RESUMEN	xx
INTRODUCCIÓN	xxi
1. REVISION BIBLIOGRÁFICA	**1**
1.1 Minerales polisulfurados complejos	1
1.1.1 Generalidades	2
1.1.1.1 Minerales polares	2
1.1.1.2 Minerales no polares o apolares	4
1.1.2 Minerales polisulfurados de cobre	4
1.1.2.1 Calcopirita ($CuFeS_2$)	4
1.1.2.2 Bornita (Cu_5FeS_4)	6
1.1.2.3 Calcosina (Cu_2S)	6
1.1.2.4 Djurleita	7
1.1.2.5 Covelina (CuS)	8
1.1.2.6 Digenita (Cu_9S_5)	9
1.1.2.7 Tenantita (Cu_5AsS_3)	9
1.1.2.8 Enargita (Cu_5AsS_4) 10	
1.1.2.9 Idaita (Cu_5FeS_4) 10	
1.2 Proceso de flotación aplicada a sulfuros de cobre	11
1.2.1 Introducción al proceso de flotación de sulfuros de cobre	11
1.2.1 Flotación de calcopirita	14
1.2.2 Proceso de flotación de sulfuros de cobre	15
1.2.2.1 Química del proceso	16
1.2.2.2 Cinética del proceso	17
1.2.2.3 Modelo de primer orden de García-Zúñiga	20
1.2.3 Fisicoquímica de la flotación	21
1.2.3.1 Condiciones de adhesión	21
1.2.3.2 Ángulo de contacto	22
1.2.3.3 Trabajo de adhesión	23

1.2.3.4 Propiedades superficiales 24
1.2.3.5 Potencial zeta 24
1.2.4 Tipos de flotación 27
1.2.4.1 Flotación de espuma 28
1.2.5 Reactivos de la flotación 29
1.2.5.1 Colectores 30
1.2.5.2 Activadores 32
1.2.5.3 Depresores 32
1.2.5.4 Espumantes 32
1.2.5.5 Equipos de flotación 33
1.2.6 Flotación a escala industrial 35
1.2.6.1 Circuitos de flotación 35

2. PARTE EXPERIMENTAL 37

2.1 Caracterización física, química y mineralógica del mineral polisulfurado complejo 40

2.1.1 Carácterización física 40
2.1.1.1 Densidad real 40
2.1.1.2 Densidad aparente 41
2.1.1.3 Potencial de hidrógeno (pH) 41
2.1.1.4 Granulometría 42
2.1.2 Caracterización química 42
2.1.2.1 Caracterización química mediante espectrofotometría de absorción atómica (AA) 42
2.1.2.2 Caracterización química mediante ensayo al fuego 43
2.1.3 Caracterización mineralógica 45
2.1.3.1 Caracterización mineralógica del mineral polisulfurado complejo por difracción de rayos X 45
2.1.3.2 Caracterización mineralógica del mineral polisulfurado complejo por microscopía óptica 46
2.1.3.3 Caracterización mineralógica del mineral polisulfurado complejo por microscopía electrónica 46

2.2 Evaluación de los parámetros y reactivos para la flotación de un mineral polisulfurado complejo 47

2.2.1 Ensayos preliminares de flotación 47
2.2.2 Ensayos de flotación 50
2.2.2.1 Balances metalúrgicos 56

2.3 Determinación de la cinética de recuperación de oro, plata, cobre, hierro, plomo y zinc en los concentrados recuperados por flotación 57
2.3.1 Diagrama de flujo del proceso de flotación para la cinética de recuperación de oro, plata,cobre, hierro, plomo y zinc 58

2.4 Establecimiento del diagrama de flujo (etapas de molienda, acondicionamiento y flotación) y dimensionamiento de los equipos de la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación 60
2.4.1 Dimensionamiento de equipos 61
2.4.1.1 Molino de bolas 61
2.4.1.2 Clasificador espiral 62
2.4.1.3 Celdas de flotación 62
2.4.1.4 Tanques agitados 62

2.5 Evaluación económica preliminar de la instalación de la planta de flotación 63

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN 65

3.1 Caracterización química, física y mineralógica del mineral polisulfurado complejo 65
3.1.1 Caracterización física 65
3.1.2 Caracterización química 66
3.1.3 Caracterización mineralógica por DRX 67
3.1.4 Microscopía óptica 68
3.1.5 Microscopía electrónica de barrido 71

3.2 Evaluación de los parámetros y reactivos para la flotación de un mineral polisulfurado complejo 73
3.2.1 Pruebas preliminares de flotación 73
3.2.2 Ensayos de flotación 74

3.3 Determinación de la cinética de recuperación de Au, Ag, Cu, Fe, Pb y Zn en los concentrados recuperados por flotación 81

3.4 Diagrama de flujo y dimensionamiento de equipos en la recuperación por flotación de concentrados de Cu 87
3.4.1 Diagrama de flujo inicial 89
3.4.2 Diagrama de flujo detallado 90
3.4.3 Distribución de la planta 91
3.4.4 Dimensionamiento de los equipos 92
3.4.4.1 Balance de masa en el molino de bolas 92
3.4.4.2 Balance de masa en la celdas de flotación 92
3.4.4.3 Hoja de especificación del molino de bolas 93
3.4.4.4 Hoja de especificación de las celdas de flotación 94
3.4.4.5 Hoja de especificación del tanque agitado 95
3.4.4.6 Hoja de especificación del clasificador espiral 96
3.4.4.7 Lista de equipos y potencia requerida en la planta de flotación 97

3.5 Evaluación económica preliminar 97
3.5.1 Inversiones 98
3.5.1.1 Terreno y construcciones 98
3.5.1.2 Maquinaria y equipo 99
3.5.2 Costos 101
3.5.3 Ingresos por ventas 103
3.5.4 Estado de pérdidas y ganancias 103
3.5.5 Punto de equilibrio 104
3.5.6 Indicadores económicos 105
3.5.7 Resumen económico 106

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES 107
4.1 Conclusiones 107
4.2 Recomendaciones 109

5. BIBLIOGRAFÍA 110
ANEXOS 118

ÍNDICE DE TABLAS

		PÁGINA
Tabla 2. 1.	Variación de parámetros en las pruebas de flotación	51
Tabla 3. 1.	Propiedades físicas del relave polisulfurado complejo	66
Tabla 3. 2.	Concentración de elementos en la muestra de cabeza del relave polisulfurado complejo	66
Tabla 3. 3.	Concentración de oro y plata en la muestra de cabeza del relave polisulfurado complejo	67
Tabla 3. 4.	Resultados de la caracterización mineralógica del relave polisulfurado complejo	68
Tabla 3. 5.	Composición en porcentaje de los elementos presentes en le relave polisulfurado complejo, analizados por microscopia electrónicade barrido	72
Tabla 3. 6.	Porcentaje de recuperación de metales preciosos en los concentrados de flotación	73
Tabla 3. 7.	Porcentaje de recuperación de Cu,Fe,Pb,Zn,Au y Ag, con respecto a la concentración de amil xantato de potasio (KAX) en el concentrado de flotación	74
Tabla 3. 8.	Porcentaje de recuperación de Cu,Fe,Pb,Zn,Au y Ag, con respecto a la concentración de aceite de pino en el concentrado de flotación	77
Tabla 3. 9.	Porcentaje de recuperación de Cu, Fe, Pb, Zn, Au y Ag, con respecto al tiempo de flotación	79
Tabla 3. 10.	Concentración de los minerales preciosos presentes en el concentrado final de flotación	80
Tabla 3. 11.	Recuperación acumulada de Au, Ag, Cu, Fe, Pb y Zn	81

Tabla 3. 12. Datos para obtener la constante cinética de flotación del Cu, Fe, Pb, Zn, Au y Ag 82

Tabla 3. 13. Valores de las constantes cinéticas de flotación de losminerales de interés del relave polisulfurado complejo 83

Tabla 3. 14. Porcentaje de recuperación teórico de los elementos de interés a escala industrial 87

Tabla 3. 15. Número de celdas necesarias para la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación 88

Tabla 3. 16. Lista de equipos y potencia requerida en la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación 97

Tabla 3. 17. Costo del terreno para la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación 98

Tabla 3. 18. Costo estimado de las construcciones necesarias para la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación 98

Tabla 3. 19. Costo aproximado del equipo necesario en la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación 99

Tabla 3. 20. Costo aproximado del equipo auxiliar utilizado en la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación 100

Tabla 3. 21. Costo aproximado del equipo del taller utilizado en la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación 100

Tabla 3. 22. Costo aproximado del equipo de oficina utilizado en la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación 101

Tabla 3. 23. Gasto de sueldos por año 102

Tabla 3. 24. Desglose de la carga fabril usada en el diseño de la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación 102

Tabla 3. 25. Precio actual del Au, Ag y Cu en el mercado 103

Tabla 3. 26. Estado de pérdidas y ganancias para la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación 104

Tabla 3. 27. Costos fijos y variables para la obtención del punto de equilibrio 104

Tabla 3. 28. Resumen de los indicadores económicos calculados para la evaluación económica de la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación 106

ÍNDICE DE FIGURAS

		PÁGINA
Figura 1. 1.	Fotografías de minerales polares ,1) cinabrio, 2) esfalerita, 3) pirita	3
Figura 1. 2.	Fotografía de vista al microscopio de calcopirita con pirita, galena y esfalerita	5
Figura 1. 3.	Representación gráfica del arreglo atómico de la calcopirita	5
Figura 1. 4.	Fotografía de la bornita en estado natural	6
Figura 1. 5.	Fotografía de la calcosina con maclado que forma cristales pseudohexagonales	7
Figura 1. 6.	Fotografía de un cristal de djurleíta sobre sulfuros de cobre de grano fino	8
Figura 1. 7.	Fotografía de una pequeña drusa de cristales de digenita con calcita sobre sulfuros de cobre masivos	9
Figura 1. 8.	Esquema del proceso de flotación	16
Figura 1. 9.	Gráfico de la ecuación de la cinética de primer orden	18
Figura 1. 10.	Modelo de García Zúñiga	20
Figura 1. 11.	Determinación de k según modelo de García Zúñiga	20
Figura 1. 12.	Formación del agregado partícula burbuja	21
Figura 1. 13.	Capa límite del líquido	22
Figura 1. 14.	Superficie mojable por agua (izq.) y por aceite (der)	23
Figura 1. 15.	Ángulo de contacto	23

Figura 1. 16. Doble capa eléctrica 25

Figura 1. 17. Potencial superficial 26

Figura 1. 18. Potencial zeta vs pH 26

Figura 1. 19. Principio de la flotación de espuma 28

Figura 1. 20. Estructura de un colector 30

Figura 1. 21. Adsorción del colector sobre el mineral de interés 31

Figura 1. 22. Diagrama de clasificación de los colectores 31

Figura 1. 23. Adhesión del espumante a la superficie de la burbuja de aire 33

Figura 1. 24. Representación esquemática de la flotabilidad de las partículas 34

Figura 1. 25. Circuito rougher-cleaner 36

Figura 1. 26. Circuito rougher-cleaner-scavenger 36

Figura 2. 1. Metodología para la recuperación de concentrados de cobre por flotación a partir de un relave polisulfurado complejo 39

Figura 2. 2. Proceso de fundición a) homogenización muestra + carga fundente b) muestra y carga fundente c) mufla con crisol 44

Figura 2. 3. a) Proceso de vaciado b) procesos de desescorificación c) y d) proceso de copelación 45

Figura 2. 4. Esquema del equipo de flotación denver 50

Figura 2. 5. Diagrama de flujo de los ensayos de flotación 52

Figura 2. 6. Diagrama de flujo del análisis por espectrofotometría de absorción atómica 53

Figura 2. 7. Diagrama de flujo del análisis por ensayo al fuego para concentrados de flotación 54

Figura 2. 9. Diagrama del balance de masa global 56

Figura 2. 10. Diagrama de flujo del proceso flotación con toma de muestras a intervalos cortos de tiempo 59

Figura 3. 1. Vistas al microscopio óptico del concentrado a producto de la flotación del relave polisulfurado complejo 69

Figura 3. 2. Vistas al microscopio óptico del concentrado a producto de la flotación del relave polisulfurado complejo 70

Figura 3. 3. Vistas al microscopio óptico del relave residuo de la flotación del relave polisulfurado complejo 71

Figura 3. 4. Resultados del análisis por microscopía electrónica de barrido 72

Figura 3. 5. Porcentaje de recuperación de Cu, Au y Ag con respecto a la concentración de KAX 75

Figura 3. 6. Porcentaje de recuperación de Fe, Pb y Zn con respecto a la concentración de KAX 76

Figura 3. 7. Porcentaje de recuperación de Cu, Au y Ag con respecto a la concentración de aceite de pino 77

Figura 3. 8. Porcentaje de recuperación de Cu, Au y Ag con respecto a la concentración de aceite de pino 78

Figura 3. 9. Porcentaje de recuperación de Cu, Au y Ag con respecto al tiempo de flotación 79

Figura 3. 10. Porcentaje de recuperación de Fe, Pb y Zn con respecto al tiempo de flotación 80

Figura 3. 11. Cinética de la flotación del relave polisulfurado de cobre 82

Figura 3. 12. Linealización de la curva para obtener la constante de flotación del Cu 83

Figura 3. 13. Linealización de la curva para obtener la constante de flotación del Fe 84

Figura 3. 14. Linealización de la curva para obtener la constante de flotación del Au 84

Figura 3. 15. Linealización de la curva para obtener la constante de flotación del Pb 85

Figura 3. 16. Linealización de la curva para obtener la constante de flotación del Zn 85

Figura 3. 17. Linealización de la curva para obtener la constante de flotación de Ag 86

Figura 3. 18. Balance de masa en el molino de bolas 92

Figura 3. 19. Balance de masa en la celda de flotación 92

Figura 3. 20. Fotografía del molino de bolas 93

Figura 3. 21. Fotografía de la celda de flotación 94

Figura 3. 22. Fotografía del tanque agitado 95

Figura 3. 23. Fotografía del clasificador espiral 96

ÍNDICE DE ANEXOS

PÁGINA

ANEXO I **118**
Resultados del análisis granulométrico y 118
Resultados del análisis por microscopía de barrido 120

ANEXO II **121**
Resultados preliminares de flotación 121

ANEXO III **122**
Resultados de flotación 122

ANEXO IV **124**
Resultados cinética de flotación 124

ANEXO V **125**
Catálogos de equipos 125

RESUMEN

El presente trabajo tuvo como objetivo diseñar una planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación a partir de un relave polisulfurado complejo. Este relave, acumulado por alrededor de 10 años, es el residuo de una concentración con trapiche chileno (concentración gravimétrica) en una mina artesanal ubicada en el cantón Centinela del Cóndor (Zamora Chinchipe). Con este fin se realizó una caracterización física, química y mineralógica del relave polisulfurado complejo.

Se realizó también una evaluación de la influencia de los parámetros de flotación como tiempo de molienda (30 min), porcentaje de sólidos (33 %), pH (9), reactivos y tiempo de flotación (5 min). En cuanto a los reactivos de flotación se utilizó ácido tánico (25 g/t), aerofloat 208 (50 g/t), amil xantato de potasio (50 g/t) y aceite de pino (50 g/t). Además se realizó una evaluación con base en la variación de la concentración de reactivos como KAX (25 y 75 g/t), aceite de pino (75 y 100 g/t) y tiempo de flotación (7 y 10 min).

Mediante balances metalúrgicos se obtuvo el porcentaje de recuperación de cada uno de los metales preciosos en cada fracción de flotación del mineral polisulfurado complejo (96,80 % de Au, 93,37 % de Ag y 82,19 % de Cu) y se determinó las siguientes condiciones de flotación 75 g/t de KAX, 50 g/t de aceite de pino y 10 min de flotación que permitieron obtener la mayor concentración de metales preciosos en los concentrados de flotación. Se determinó el tiempo de flotación (2 h), las celdas de flotación requeridas (16) y el volumen de cada celda (0,3 m^3), para obtener los porcentajes de recuperación de Au (94,31%), Ag (72,60%) y Cu (90,20%) a escala industrial. Finalmente mediante una evaluación económica preliminar se determinó que el diseño de una planta (100 t/día) de recuperación de cobre a partir de un relave polisulfurado complejo, constituye un proyecto viable debido a su rentabilidad (88,5 %) y a su tasa interna de retorno (198,7).

INTRODUCCIÓN

El proceso de flotación ha tenido una introducción exitosa en plantas procesadoras de minerales, de igual forma ha sido de gran interés entender los mecanismos y variables que intervienen en la operación de flotación. Las investigaciones y aplicaciones sobre este proceso han determinado su utilidad en el procesamiento de minerales complejos que presentan problemas de selectividad, en especial en el tratamiento de sulfuros de cobre, molibdeno, óxidos de hierro, carbón y grafito (Suarez, García y Amariz, 2005 p. 5-6).El sulfuro de cobre más abundante en la naturaleza es la calcopirita ($CuFeS_2$), en algunas investigaciones se reporta una lixiviación en soluciones alcalinas mediante la que se ha establecido que su oxidación produce Cu S, Fe $(OH)_3$ y S_2 (Ordoñez, Ríos y Alfaro, 2009 p. 11).

Los productos de la oxidación de la calcopirita ($CuFeS_2$), tienen un comportamiento metalúrgico complejo ya que son minerales oxidados polimetálicos que generan altos costos de tratamiento, elevada contaminación ambiental y concentraciones bajas de metales preciosos. Las pruebas metalúrgicas en la Planta Concentradora de Mesapata-Cátac (Chile) han determinado que la recuperación por flotación de minerales oxidados polimetálicos complejos constituye una tecnología viable en el ámbito económico y ambiental (Pérez, 2009 p. 259).La presencia de fracciones finas de minerales sulfurados de cobre de baja ley ocasiona importantes problemas operacionales en los procesos de lixiviación y aglomeración que incrementan un requerimiento energético que se refleja en la economía del proceso global (Ibañez, Ipinza, Collao y Alhborn, 2007 p. 126).

La actividad minera tiene un impacto local sobre el ambiente ya que la liberación de metales ocurre principalmente a través de, drenaje ácido de mina, erosión de desechos en pila y depósitos de relaves. Cuando estos depósitos presentan sulfuros (calcopirita) y tienen acceso a oxígeno los depósitos contendrán elevados niveles de metales pesados como el cobre (Romero, Flores y Medina, 2009

p.13). Los relaves pueden convertirse en un problema ambiental severo que contamine suelos, sedimentos, aguas superficiales y subterráneas, ya que con el paso del tiempo mientras son acumulados en piscinas o relaveras, pueden existir filtraciones que permitan el paso de elementos potencialmente tóxicos como As, Cd, Pb, Cu, Zn y Fe (Romero, Armienta, Gutierrez y Villaseñor, 2008, pp. 44-45).

La explotación de los recursos mineros en el Ecuador está limitada a la recuperación de oro y plata, mediante técnicas tradicionales y rudimentarias. La más utilizada es la concentración con trapiche chileno (concentración gravimétrica), ya que permite la recuperación de oro grueso superior a 0,5 mm y tiene un bajo consumo de energía. Sin embargo, este equipo tiene una desventaja, debido a que no opera a granulometrías menores a 100 um, no se realiza una completa liberación del oro y/o sulfuros portadores de otros metales.

Esta deficiente tecnología ha ocasionado el desperdicio del resto de minerales portadores de cobre, plomo, hierro, zinc y molibdeno en relaves sólidos que se descargan sin tratamiento (De la Torre y Díaz, 2000 pp. 150-151).Los minerales sulfurados o polisulfurados presentan características que permiten la extracción de los minerales preciosos por métodos pirometalúrgicos, sin embargo, estos procesos son altamente contaminantes por las emisiones de SO_2, ya que contribuyen al problema denominado lluvia ácida.

La política medio ambiental y los elevados costos de inversión para estos procedimientos dieron paso a la hidrometalúrgia como una nueva alternativa (Rodríguez, Ballester, Gonzales y Muñoz, 2001 p. 665).El estudio del proceso de flotación en relaves polisulfurados complejos es una respuesta a la necesidad de nuevas alternativas que nos permitan aprovechar al máximo la riqueza de un mineral y mediante la cinética de flotación conseguir altas recuperaciones con un bajo gasto de reactivos lo que implica una menor inversión.

1. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

1.1 MINERALES POLISULFURADOS COMPLEJOS

1.1.1 GENERALIDADES

Los depósitos minerales distribuidos en la superficie de la tierra y en las cavidades subterráneas en algunas ocasiones tienen morfologías complejas y éstas a su vez pueden controlar sus propiedades físicas, químicas incluyendo su reacción. La comprensión de dichos minerales puede resultar un desafío ya que resulta difícil hallar la forma adecuada de describirlos en términos cuantitativos (Jettestuen , Jamtveit , Podladchikov , de Villiers , Amundsen y Meakin, 2006, p. 108).

1.1.1.1 Minerales polares

Se denominan de tipo polar a los minerales que tienen un fuerte enlace superficial covalente o iónico, se caracterizan por tener valores altos de energía libre en la superficie; ésta energía reacciona fuertemente con las moléculas de agua y como consecuencia de esto son hidrofílicos (Linares, 2010, p. 5).

La naturaleza hidrofílica de un mineral gobierna su capacidad de flotabilidad, aunque ésta puede ser manipulada con la adición de un colector que incrementa la hidrofobicidad al mineral. (Pecina, Uribe, Nava y Pérez, 2002, p. 1)

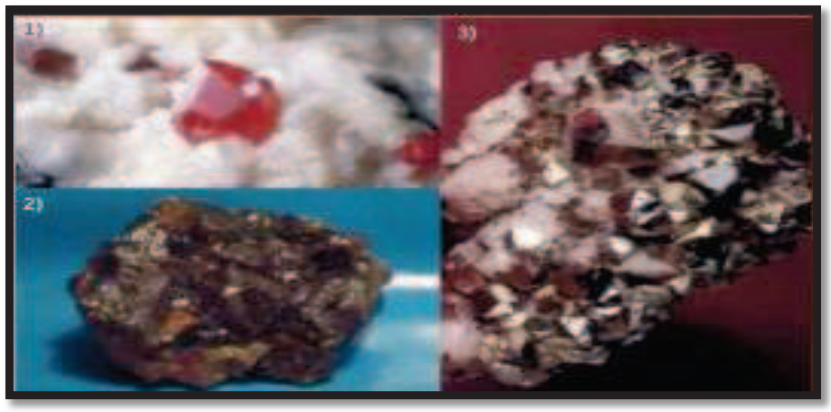


Figura 1. 1. Fotografías de minerales polares 1) Cinabrio, 2) Esfalerita, 3) Pirita (Linares, 2010)

Los minerales incrementan su polaridad de mayor a menor de acuerdo a los siguientes grupos: (Linares, 2010, p. 5)

- Grupo 1: Galena (PbS), Covelina (CuS), Bornita (Cu_2FeS_4), Calcocita (Cu_2S), Calcopirita ($CuFeS_2$), Estibinita (Sb_2S_2), Argentita (Ag_2S), Bismutita (Bi_2S_2), Milerita (Ni S), Cobaltita (CoAsS), Arsenopirita (FeAsS), pirita (FeS_2), esfalerita (ZnS), oropimente (As_2S_2), pentlandita ($Fe_2Ni)S$, oro (Au), plata (Ag), platino (Pt) y cobre (Cu).
- Grupo 2: Barita ($BaSO_4$), Anhidrita ($CaSO_2$), Yeso ($CaSO_4.2H_2O$).
- Grupo 3 A: Cerusita ($PbCO_2$), Malaquita ($CoCO_3Cu(OH)_2$), azurita ($2CuCO_3Co(OH)_2$).
- Grupo 3 B: Fluorita (C_2F_2), Calcita ($CaCO_5$), Widerita ($BaCO_3$), Magnesita ($MgCO_3$), Dolomita ($CaMg(CO_3)_2$, Apatita ($Ca_4(CaF.PO_4)_5$, Siderita ($FeCO_3$).
- Grupo 4: Hematita (FeO_2), Magnetita (Fe_3O_4), Goetita ($Fe_2O.H_2O$), Cromita ($FeO.Cr_2O_3$), Ilmenita ($FeTiO_3$), Pirolusita (MnO_2), Limonita ($2Fe_2O_3.\ 3H_2O$), Wolframita $(Fe,Mn)WO_4$, Tantalita $(Fe(Ta_2)O_6)$.
- Grupo 5: Willernita ($Zn_4Si_2O_3(OH)_2.H$), Berilo $(Be,Al_2(SiO_2)_6$, Feldespato, Cuarzo (SiO_2).

1.1.1.2 Minerales no polares o apolares

Los minerales no polares se caracterizan por tener enlaces moleculares débiles, como fuerzas de Van der Waals que facilitan la unión con los dipolos de agua y como consecuencia son hidrofóbicas (Linares, 2010, p. 7). Otro factor que cuantifica la tendencia a la hidrofobicidad, el ángulo de contacto, éste parámetro permite analizar los mecanismos de interacción entre las fases sólidas y líquidas que se presentan en muchas operaciones industriales (Neira y Cañas, 2007, p. 833).

Entre los minerales no polares tenemos los siguientes:

- Grafito
- Azufre
- Molibdenita
- Diamante
- Carbón
- Talco

Todos los anteriores poseen flotabilidad natural con ángulos de contacto de 60º y 90º (Linares, 2010, p. 7).

1.1.2 MINERALES POLISULFURADOS DE COBRE

1.1.2.1 Calcopirita ($CuFeS_2$)

La calcopirita es un mineral que contiene 34.6% de Cu, Fe 30,4 %, S 35%, su estructura puede considerarse como un derivado de la esfalerita en la que el Zn es sustituido por el Fe y Cu, posee un color amarillo de latón, se distingue de la pirita porque es más blanda que el acero y más frágil que el oro. Es un mineral primario presente en la mayoría de menas de sulfuros, en los depósitos de baja temperatura se presenta con cristales asociados a galena, esfalerita y dolomita. Puede contener oro y plata y convertirse en fuente de extracción de estos metales

(Klein y Hurlbut, 1997, p. 395).La calcopirita es un sulfuro que presenta flotabilidad natural, cuando no está oxidado, aunque un factor importante en esta característica es también su pH (López y Reyes, 2005 p.1). Los sulfuros de calcopirita son semiconductores y su semiconductividad se debe a que son libres portadores de carga (López y Reyes, 2005 p.1).

Sin embargo estos procesos se han encontrado con dificultades ocasionadas por la transformación química superficial que sufre el material cuando se encuentra con medios oxidantes que producen reactivos intermedios de reacción (Ballester y Córdova, 2005 p. 19).

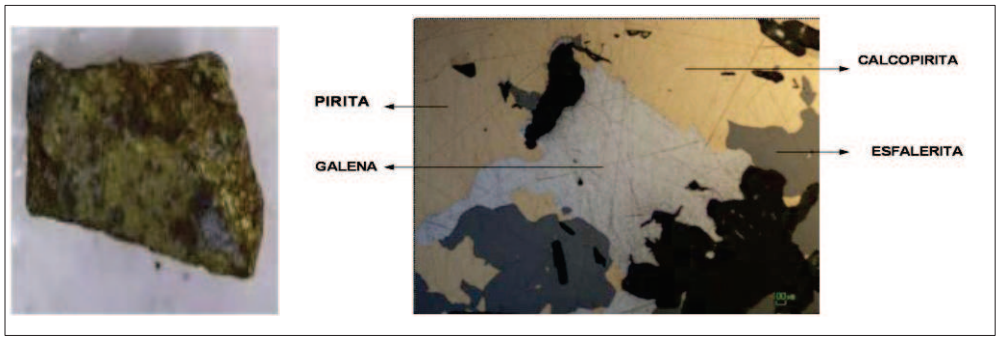


Figura 1. 2. Fotografía de vista al microscopio de calcopirita con pirita, galena y esfalerita.
(Piercey, 2009)

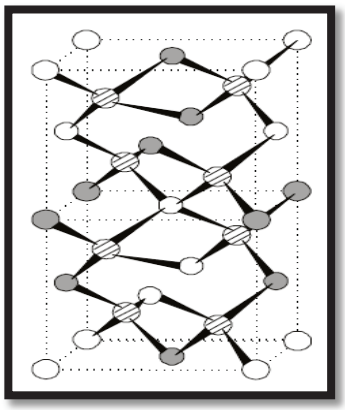


Figura 1. 3. Representación gráfica del arreglo atómico de la calcopirita
(Olvera, Maldonado y Asomoza, 1999)

1.1.2.2 Bornita (Cu_5FeS_4)

La bornita es un mineral de superficie pulida que presenta un color bronce con iridiscencia púrpuras producidas después de un corto período de exposición a la atmósfera, es un claro ejemplo de una forma rápida de deslustre (Vaughan, Tossell y Chris, 1987). Tiene una estructura cristalina tetragonal con átomos de azufre, en la red cúbica centrada en las caras y los átomos de cobre y hierro en coordinación tetraédrica en el azufre (Klein y Hurlbut, 1997, p.391).

La Bornita constituye una fuente importante de cobre, su estructura se puede escribir de la siguiente forma $2(Cu_2S)CuS.FeS$ y así comprobar que el cobre en el mineral, se produce en estado monovalente y divalente (Bevilaqua, Diez-Pérez, Fugivara, Sanz, García y Benedetti, 2003, p. 637).

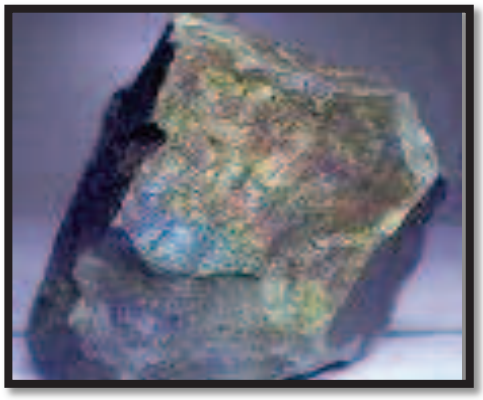


Figura 1. 4. Fotografía de la bornita en estado natural
(Klein y Hurlbut, 1997)

1.1.2.3 Calcosina (Cu_2S)

La calcosina es un mineral no estequiométrico de cobre al igual que la djurleita, digenita y roxbyita. Se ha considerado al la calcosina con una fase estequiométrica Cu_2S, sin embargo el estudio de las estructuras de los minerales muestra una fase $Cu_{1.99-2}S$ y que esta interrelacionada con la djurleíta ($Cu_{1.95-2}S$), de la que es difícil de distinguir (Menor, Carrasco y García, 2010, pp.98-99).

La calcosina es un compuesto intersticial de cobre en un patrón estructural hexagonal de átomos de azufre que favorece la formación de maclas. El mineral presenta dos polimorfos, un hexagonal que se forma a temperaturas mayores de 103 ºC y monoclínico cuya formación se da a temperaturas inferiores; el polimorfo hexagonal se transforma a una estructura monoclínica a temperatura ambiente, por esta razón se establece que su estructura hexagonal es producto de procesos a temperaturas mayores mientras que a temperatura ambiente se tiene un polimorfo estable con formación de djurleíta estable a temperaturas inferiores a 93 ºC (Menor, et al., 2010, pp.99-102).

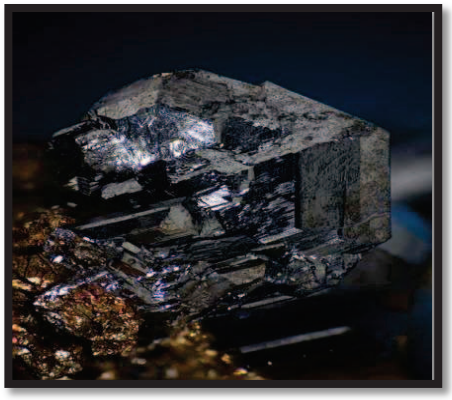


Figura 1. 5. Fotografía de la calcosina con maclado que forma cristales pseudohexagonales.
(Menor, et al., 2010)

1.1.2.4 Djurleita

Los sulfuros ricos en cobre (calcosina-djurleita-digenita-roxbyita-anilita) es un sistema muy complejo y no ha sido correctamente estudiado hasta tiempos recientes en los que se ha definido el diagrama de fases y se ha establecido las relaciones existentes entre los tres minerales. Por esta razón es que las calcosinas de hace 20 años es muy probable que sea djurleita o viceversa o incluso una combinación, ya que las dos especies son difíciles de distinguir (Menor, et al., 2010, p. 113).

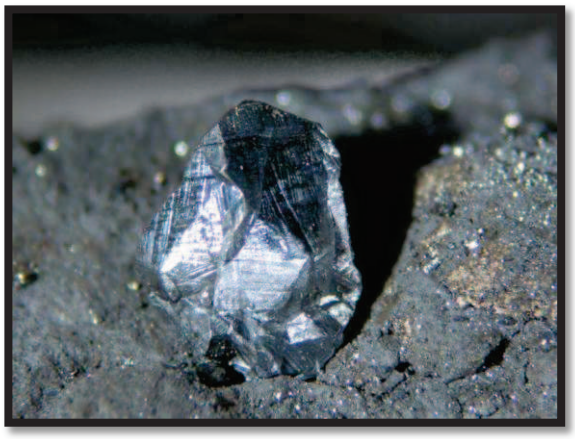


Figura 1. 6. Fotografía de un cristal de djurleíta sobre sulfuros de cobre de grano fino (Menor et al., 2010)

1.1.2.5 Covelina (CuS)

La covelina es un sulfuro que tiene una forma hexagonal, puede ser maciza o estar diseminada en otros minerales de cobre. Está compuesta por un 66.4% de Cu y 33.6 de S, en algunas ocasiones puede presentar pequeñas cantidades de hierro. La covelina presenta una estructura muy compleja ya que un tipo de átomo de Cu está en coordinación tetraédrica con S, formando capas con los vértices compartidos de los tetraedros, un segundo tipo tipo de cobre se encuentra en coordinación trigonal con azufre para formar capas planas (Klein y Hurlbut, 1997, pp.399-400).

Se caracteriza por su tener un color azul, no es un mineral abundante en la naturaleza pero la encontramos en muchos depósitos ce cobre en forma de un mineral superficial, frecuentemente como recubrimiento en la zona de enriquecimiento de sulfuros. Usualmente se encuentra con minerales como calcosina, calcopirita, bornita y enargita, de los que se deriva por alguna alteración, ya que es raro encontrarla como mineral primario (Klein y Hurlbut, 1997, p. 400).

1.1.2.6 Digenita (Cu_9S_5)

La digenita es un sulfuro que cristaliza en el sistema trigonal y muy pocas veces en forma de cristales con un hábito pseudo cúbico modificado u octaedros, usualmente se encuentra en intercrecimientos con djurleita y otros sulfuros de cobre (Menor et al., 2010, p. 114).

En secciones pulidas muestra un color azul característico que facilita la distinción entre la calcosina-djurleita. Su presencia es muy común en zonas de enriquecimiento de cobre, constituyendo un mineral secundario que se ha formado por alguna alteración de sulfuros primarios como calcopirita y bornita, o también por una alteración hidrotermal de la calcosina-djurleita (Menor et al., 2010, p. 114).

Figura 1. 7. Fotografía de una pequeña drusa de cristales de digenita con calcita sobre sulfuros de cobre masivos
(Menor et al., 2010)

1.1.2.7 Tenantita (Cu_5AsS_3)

La tenantita posee un sistema cúbico, tiene un color gris con inclusión de galena que le da un tinte azulado, calcosina con un color verdoso o calcopirita gris azulada. Paragenéticamente se asocia con esfalerita, bornita, covelina, calcosina, argentita, stenbergita, pearceita, plata, oro, rejalgar, linneita, remplaza a pirita,

enargita y puede ser remplazada por galena, famatinita, enargita, calcopirita, stroineyerita (Klein y Hurlbut, 1997, p. 412).

1.1.2.8 Enargita (Cu_5AsS_4)

La enargita es un mineral sulfurado de cobre que contiene 48.3 % de Cu, As 19.1% y S 32.6 %, en algunas ocasiones se sustituye el al As por Sb hasta en un 6 % en peso y frecuentemente presenta hierro y zinc (Klein y Hurlbut, 1997, p. 409).

En el tratamiento de concentrados de cobre con enargita el arsénico se distribuye en todas las fases del proceso, en especial en la gaseosa, debido a que los compuestos que contienen arsénico tienen presiones de vapor significativas a temperaturas bajas. Por esta razón la volatilización del arsénico es un elemento muy importante a ser tomado en cuenta en el control de este elemento en procesos metalúrgicos (Aracena, Ruiz y Padilla, 2010, pp. 1-2).

1.1.2.9 Idaita (Cu_5FeS_4)

La Idaita se presenta como producto de alteración de bornita, se presenta en grandes cristales tabulares. Posee un color rojo anaranjado y una birreflectancia muy fuerte y se encuentra como mineral asociado de bornita, calcopirita, covelina, digenita (Klein y Hurlbut, 1997, p. 416).

1.2 PROCESO DE FLOTACIÓN APLICADA A SULFUROS DE COBRE.

1.2.1 INTRODUCCIÓN AL PROCESO DE FLOTACIÓN DE SULFUROS DE COBRE

La recuperación de cobre a partir de minerales sulfurados es comúnmente realizada por la vía pirometalúrgica, sin embargo esta técnica implica problemas medioambientales provenientes de las grandes emisiones de SO_2 a la atmósfera, problemas económicos debido a los costos excesivos de inversión y sobre todo a los problemas y limitaciones debido a impurezas como As, Sb y Bi. Por esta razón se han planteado técnicas hidrometalúrgicas de recuperación, que no han alcanzado el éxito deseado por problemas de naturaleza química y electroquímica cuyo resultado ha sido el fracaso de los procesos diseñados. En la actualidad se han desarrollado tecnologías enfocadas en resolver problemas con la calcopirita ($CuFeS_2$), que es considerado el mineral más difícil de atacar (Ballester y Córdova, 2005, p.19).

Uno de los métodos que usa la hidrometalurgia para la recuperación de cobre, se direcciona al tratamiento de minerales oxidados y minerales sulfurados secundarios como covelina, calcosina y bornita por lixiviación estática en pilas, seguida de una extracción con disolventes y finalmente una precipitación electrolítica del metal (Ballester y Córdova, 2005, p.19).

Sin embargo estos métodos hidrometalúrgicos han fallado por las siguientes razones: bajas recuperaciones de cobre en las etapas de lixiviación, pérdidas de cobre por la coprecipitación con otros productos, difíciles separaciones sólido-líquido posterior a la etapa de lixiviación, difícil recuperación de metales preciosos a partir de los residuos de lixiviación, excesiva corrosión de los equipos, grandes requerimientos energéticos y mala calidad de los productos obtenidos que requiere su electro afino (Ballester y Córdova, 2005, p.20).

En busca de un nuevo procedimiento hidrometalúrgico que mejore las recuperaciones de cobre a partir de minerales sulfurados con baja ley, se desarrolló la biolixiviación, que es una solubilización de metales mediante la acción de microorganismos que permiten su posterior recuperación. La importancia de este proceso se basa en la oxidación microbiológica de las especies reducidas de hierro y azufre que se hallan en los minerales, sin embargo la desventaja de este proceso, es que se desarrolla a escala de laboratorio o a nivel de reactores con temperatura controlada, es decir no está diseñada para funcionar a escala industrial (Rivera, Camejo, Moya, López y Munguía, 2011, pp. 65-66).

La principal tecnología de alta escala que permite obtener concentrados de cobre a partir de minerales sulfurados, es la flotación espumosa que utiliza reactivos químicos como son colectores, depresantes, activadores, modificadores y espumantes que incrementan el rendimiento, la selectividad del proceso y permiten recuperaciones de especies mineralógicas con tamaños de partícula en el orden de micrómetros (Reyes, Herrera, Godoy, Sáenz, Herrera y Ginocchio, 2011, pp. 66).

La recuperación de minerales sulfurados de cobre por flotación, es un proceso que se basa en el paso de aire a través de una mezcla perfectamente agitada de agua y partículas molidas con el fin de separar minerales de valor de los minerales de ganga, para producir un mineral concentrado (Palafox, De la Fuente, Castillo y Reyes, 2010, p. 1).

La finalidad de un proceso de flotación es, la separación y posterior recuperación selectiva de un material valioso contenido en una pulpa en este caso el cobre; este proceso involucra un sistema complejo multifase (sólido, líquido y gas) y heterogéneo en cuanto a tamaño, forma, composición de las partículas componentes del mineral y tamaño de las burbujas de aire (Yianatos, 2005, p. 4).

La mayoría de minerales de interés económico son extraídos mediante el proceso de flotación, que en la actualidad constituye el principal método de concentración de minerales. Por ejemplo, en la industria del cobre se utiliza para concentrar minerales sulfurados de cobre que constituyen la principal materia prima de este metal, también se usa para beneficio de otras especies minerales como oro, plata, molibdeno entre otras (Vallebuona, Casali y Rodriguez, 2006, p.1).

Como tratamiento previo a la flotación el mineral es sometido a una reducción de tamaño que permite una liberación eficiente. En la separación por flotación se adhieren burbujas de aire a los minerales de valor mediante reactivos que favorecen su hidrofobicidad para elevarse a la superficie de la celda de flotación y de esta forma separarlas del mineral de ganga que permanece en el fondo de la celda (Palafox et al., 2010, p.2).

En los minerales sulfurados de cobre la reducción de tamaño es de hasta 75mm, en el que partículas de las especies sulfuradas se liberan para facilitar el proceso de separación y concentración por flotación. Las partículas que no flotan se descargan y acopian en una escombrera (Herrera, Muñoz y Casas, 2003, p. 330).

Los residuos sólidos (relaves) que se obtienen de la minería, tienen una especial atención ya que no existen procesos de concentración de minerales que tengan una recuperación del 100 %, además estos relaves contienen porcentajes de minerales de interés que pueden ser recuperados mediante otra tecnología y comercializados bajo otras condiciones de mercado que permitan un beneficio futuro. Por esta razón las empresas procesadoras de minerales en la actualidad acumulan sus relaves para tener un próximo beneficio económico y a la vez cumplir con las regulaciones ambientales. La composición química y mineralógica de los residuos de minería puede ser la más diversa, lo que facilita o dificulta su aprovechamiento mineralógico (Sánchez, 1995, p. 239).

De esta manera algunos minerales de baja ley que son los principales componentes de los relaves de cobre que antes eran considerados como

materiales no rentables hoy pueden producir beneficios económicos (Herrera et al., 2003, p. 331).

A escala industrial se arreglan conjuntos de celdas de flotación de tal manera que la eficiencia del proceso y el porcentaje de recuperación se incrementen (Palafox et al., 2010, p. 2).

La calcopirita constituye una de las materias primas de cobre más abundantes en la naturaleza, su tratamiento metalúrgico se lo hace mediante una concentración por flotación, este proceso permite una mayor recuperación de los minerales de interés que se encuentran en concentraciones bajas dando lugar a un control más fácil de los subproductos (Ballester y Córdova, 2005, p.19).

1.2.1 FLOTACIÓN DE CALCOPIRITA

La flotabilidad natural que caracteriza a la calcopirita depende del potencial de oxidación y el pH en la pulpa, a valores bajos de pH la calcopirita es flotable sin la necesidad de usar un reactivo colector en un intervalo grande de potencial, sin embargo a valores alcalinos de pH disminuye por la formación de hidróxidos de cobre y hierro sobre la superficie del mineral (López y Reyes, 2005, p.1).

La flotabilidad de la calcopirita se debe a que existe una disolución preferencial de cobre y hierro que da como resultado una calcopirita con una superficie rica en sulfuro y deficiente en metal como se muestra en la ecuación [1.1] (López y Reyes, 2005, p. 2).

$$CuFeS_2 \rightarrow (CuS)_{l-z}(S^{2-})_{y+z} + yCu^{+} + zFe^{3+} \qquad [1.1]$$

Mediante la oxidación de la superficie se producen iones Cu (II) y Fe (III), éstos se hidrolizan formando hidróxidos que se adhieren en la superficie de la calcopirita

rica en sulfuro y como resultado se obtiene una disminución de su hidrofobicidad (López y Reyes, 2005, p. 2).

La flotación de calcopirita se hace en presencia del colector xantato etílico de potasio, que actúa eficazmente a valores de pH menores que 12, ya que a valores mayores la formación de especies hidrofóbicas no es favorable; pero si la formación de especies hidrofílicas de cobre y hierro (López y Reyes, 2005, p. 2).

Mediante una caracterización electroquímica se puede observar como la superficie de la calcopirita se transforma en covelina (CuS), al producirse una disolución selectiva del hierro de la calcopirita, como se muestra en las siguientes reacciones: (Ballester y Córdoba, 2005, p. 28-29)

$$CuFeS_2 + 2H_2O \rightarrow \frac{1}{2}CuS + \frac{1}{2}CuSO_4 + Fe^{2+} + S^o + 4H^+ + 6e^- \qquad [1.\ 2]$$

1.2.2 PROCESO DE FLOTACIÓN DE SULFUROS DE COBRE

En el proceso de flotación se distinguen las siguientes etapas:

- Adsorción de reactivos.
- Formación del agregado burbuja partícula.
- Transporte del agregado de la pulpa a la espuma.
- Transporte de la espuma al concentrado.
- Retorno del mineral de la espuma a la pulpa. (Yianatos, 2005, p. 12)

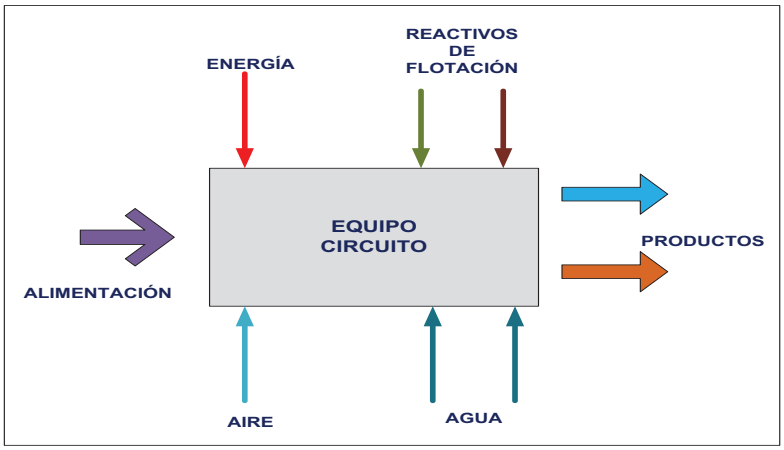


Figura 1. 8. Esquema del proceso de flotación
(Yianatos, 2005)

1.2.2.1 Química del proceso

Determina la selectividad y la máxima recuperación del mineral de interés. Depende del tipo y dosificación de reactivos, de la química de superficies de las partículas cubiertas con colector y del grado de liberación de las partículas del mineral (Yianatos, 2005, p. 12).

La química de la flotación de sulfuros de cobre, se inicia con una depresión simultánea de sulfuros de zinc y pirita a pH natural o levemente alcalino; y se utilizan reactivos colectores como xantatos y ditiofosfatos (Azañero, Aramburu, Quiñones, Puente, Cabrera, Rengifo, Falconi y Quispe, 2010, p. 2). Existen procesos de recuperación de calcopirita que se basan en la adición de carbón para facilitar su disolución, la desventaja que presenta este proceso está en la temperatura de trabajo que rodea los 150 ºC y el material debe ser molido hasta alcanzar un tamaño de partícula relativamente pequeño (Ballester y Córdova, 2005, p. 21).

1.2.2.2 Cinética del Proceso:

Determina la recuperación del mineral que se puede alcanzar en un proceso a nivel industrial. La cinética del proceso representa la velocidad de producción de concentrado y permite el cálculo de equipos de flotación y el diseño de arreglos de circuitos (Yianatos, 2005, p. 28).

Un factor importante en la cinética de flotación, es la densidad de flujo del área superficial de burbuja, debido a que tiene una alta correlación con la constante cinética (López, Uribe, Magallanes y Pérez, 2009, p. 842).

La cinética está muy ligada a la química ya que la adición de reactivos altera también la velocidad para efectuar la separación del mineral de interés de la ganga (Yianatos, 2005, p. 28).

Las celdas de flotación se evalúan mediante el estudio de la relación grado-recuperación de las partículas del mineral; la recuperación de los minerales por medio de una celda de flotación se determina como una reacción de primer orden (López y Reyes, 2005, p. 23).

La evaluación de la constante cinética de flotación nos permite dimensionar la celda de flotación (longitud de la celda) y sus parámetros de mezclado. La ecuación básica está representada por la siguiente ecuación (Piñeres, Barraza y Blandón, 2009, p. 30).

$$-\frac{dc}{dt} = kC^n \qquad [1.\ 3]$$

Donde:

C: es la concentración de especies flotables.

t: el tiempo.

k: la constante de velocidad y

n: el orden de reacción.

Si la cinética es de primer orden tenemos:

$$c = c_o e^{-kt} \quad [1.4]$$

Donde:

c_o: concentración de material flotable al tiempo cero.

c: concentración de material flotable al tiempo t.

La ecuación 1.2 se grafica según la figura 1.

$$ln\frac{c_o}{c} = kt \quad [1.5]$$

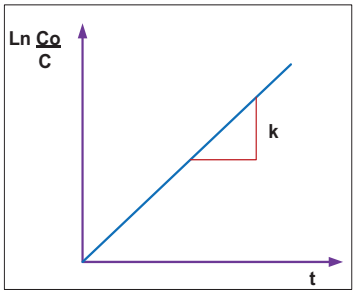


Figura 1. 9. Gráfico de la ecuación de la cinética de primer orden
(Guevara, 2001)

La recuperación es la eficiencia o rendimiento del proceso de flotación, se expresa mediante el porcentaje que indica la cantidad de mineral de interés que ingresa al tratamiento y pasa al concentrado. Mientras mayor sea la cantidad de mineral de interés en el concentrado mayor será la eficiencia del proceso (Azañero, 2008, p. 3).

En el proceso de flotación de minerales las recuperaciones nunca llegan a ser el 100 %, por esta razón la ecuación que más se acerca a la realidad es la siguiente: (Piñeres et al., 2009, p. 1)

$$\ln\left(\frac{c_o - c_\infty}{c - c_\infty}\right) = kt \qquad [1.6]$$

Se puede escribir:

$$R\infty = \frac{c_o - c_\infty}{c - c_\infty} \qquad [1.7]$$

$$R_t = \frac{c_o - c}{c_o} \qquad [1.8]$$

Ahora la ecuación 1.1 queda de la siguiente forma:

$$-\frac{dc}{dt} = -k(c - c_\infty)^n \qquad [1.9]$$

$$\frac{dR}{dt} = k{c_0}^{n-1}(R_\infty - R)^n \qquad [1.10]$$

Para n=1

$$R_t = R_\infty(1 - e^{-kt}) \qquad [1.11]$$

Donde:

Rt: Recuperación a un tiempo t

R∞: Recuperación máxima posible

1.2.2.3 Modelo de primer orden de García-Zúñiga

El modelo trabajo sobre cinética de flotación semi-batch, permite ajustar los resultados experimentales y calcular la constante de velocidad de flotación (Guevara, 2001, p. 9).

$$R = R_{\infty}\,(1 - e^{-kt}) \qquad [1.\ 12]$$

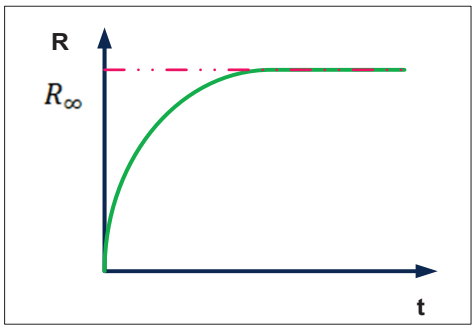


Figura 1. 10. Modelo de García Zúñiga
(Guevara, 2001)

$$\ln\left[1 - \frac{R}{R\infty}\right] = kt \qquad [1.\ 13]$$

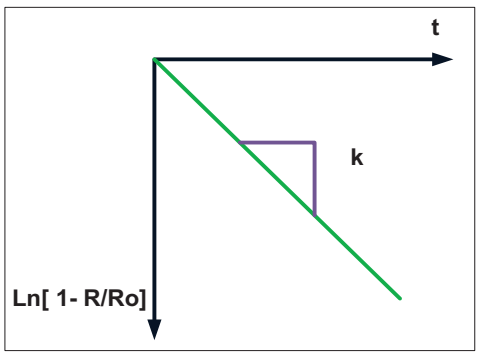


Figura 1. 11. Determinación de k según modelo de García Zúñiga
(Guevara, 2001)

1.2.3 FISICOQUÍMICA DE LA FLOTACIÓN

El objetivo de la flotación es la separación de especies minerales mediante un proceso físico-químico (Palafox et al., 2010, p. 1).

"La flotabilidad del mineral es una propiedad de la corriente de alimentación al proceso o celda de flotación y no depende de las condiciones de operación" (Palafox et al., 2010, p.2).

1.2.3.1 Condiciones de adhesión

La separación de los minerales se da a través de una adhesión selectiva de burbujas de aire a sus partículas como se muestra en la siguiente figura (Palafox et al., 2010, p.2).

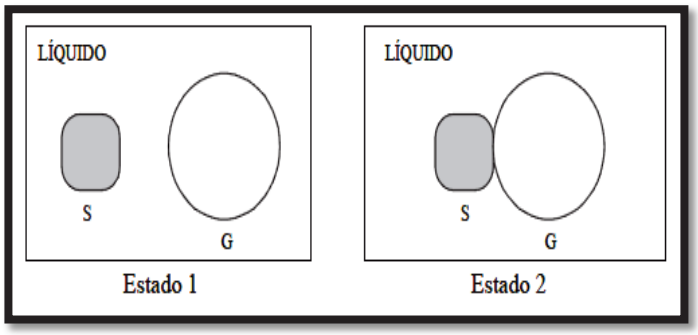


Figura 1. 12. Formación del agregado partícula burbuja
(Yianatos, 2005)

La principal condición en la adhesión partícula-burbuja, si se mantiene constante la base unitaria, presión, temperatura, composición química y número de moles, está dada por la siguiente ecuación: (Yianatos, 2005, p. 14)

$$\Delta G = G_2 - G_1 = G_2^S - G_1^S \qquad [1.\ 14]$$

$$\Delta G = \gamma SG - \gamma SG - \gamma LG < 0 \qquad [1.\ 15]$$

Donde,

G_1, G_2: Energía de Gibbs en el estado 1 y estado 2 respectivamente.

G_1^S: Energías libres en superficie de adherencia, $\frac{E}{L^2}$, en los estados 1 y 2 respectivamente.

$\gamma SG, \gamma SL, \gamma LG$: Tensiones superficiales.

Un aspecto importante a tener en consideración en la formación del agregado es la necesidad de energía necesaria para romper la capa límite del líquido entre la partícula y la burbuja, como se muestra en la figura 1.13 (Yianatos, 2005, p.14).

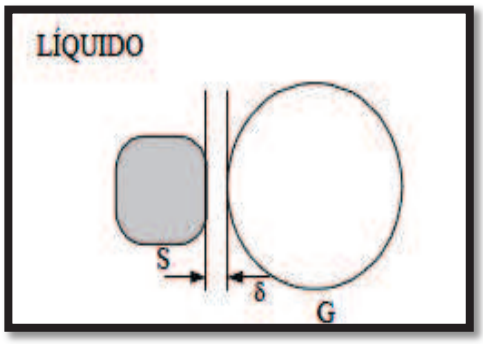


Figura 1. 13. Capa límite del líquido
(Yianatos, 2005)

1.2.3.2 Ángulo de contacto

La mojabilidad del sólido puede definirse respecto a cada uno de los fluidos mediante el ángulo de contacto. Si el ángulo es menor que 90º, la superficie es hidrófila y si el ángulo es mayor a 90º la superficie es hidrófoba como se muestra en la figura 1.14 (Salager y Forgiarini, 2007, p. 5).

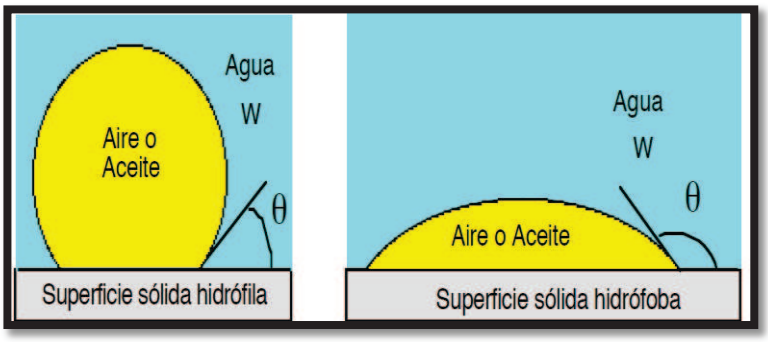


Figura 1. 14. Superficie mojable por agua (izq.) y por aceite (der).
(Salager y Forgiarini, 2007)

El ángulo de contacto se forma entre la superficie del mineral y la superficie de la burbuja como se muestra en la figura 1.15. (Yianatos J., 2005, p.14).

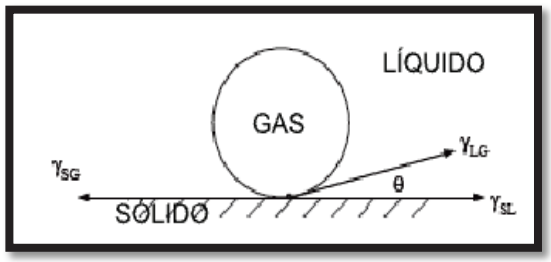


Figura 1. 15. Ángulo de contacto
(Yianatos, 2005)

Mediante un balance de fuerzas entre las tensiones superficiales se puede obtener el ángulo de contacto (θ) con la siguiente ecuación: (Yianatos J., 2005, p.14)

$$\gamma SG = \gamma SL + \gamma LG * cos\theta \qquad [1.\ 16]$$

1.2.3.3 Trabajo de adhesión

El trabajo de adhesión o trabajo requerido para romper la interfase partícula-burbuja es el denominado trabajo de adhesión y está dado por la siguiente ecuación:

$$W_{SG} = \gamma SL + \gamma LG - \gamma SG \qquad [1.\ 17]$$

Si remplazamos la ecuación [1.3] en la ecuación [1.4] tenemos:

$$W_{SG} = \gamma LG * (1 - cos\theta) \quad [1.\ 18]$$

Y si observamos la ecuación [1.2] y [1.4] tenemos que:

$$W_{SG} = -\Delta G \quad [1.\ 19]$$

Y la ecuación anterior es conocida como ecuación de Young, de la que se puede concluir que existe mayor resistencia a la ruptura cuando se incrementa el ángulo de contacto, debido a que el trabajo de adhesión y la estabilidad del agregado partícula-burbuja se incrementa (Yianatos J., 2005, p.15).

1.2.3.4 Propiedades superficiales

- Naturaleza del mineral
- Heterogeneidad
- Forma de las partículas
- Topografía de las partículas (rugosidad) (Yianatos J., 2005, pp.15-16)

1.2.3.5 Potencial Zeta

La técnica de la medida del potencial zeta proporciona información de gran interés en la distribución de carga superficial en la interfase sólido-agua, de esta forma contribuye en la evaluación y conocimiento de los procesos de flotación (Mantilla, Pedraza y Laverde, 2008, p.66).

“El modelo de la doble capa eléctrica, indica que los potenciales de repulsión están unidos a las fuerzas eléctricas de repulsión, mientras que los potenciales de atracción están sujetos a las fuerzas de interacción de London” (Mantilla et al., 2008, p.66).

El modelo de la doble de la doble capa se puede observar en la figura 1.16

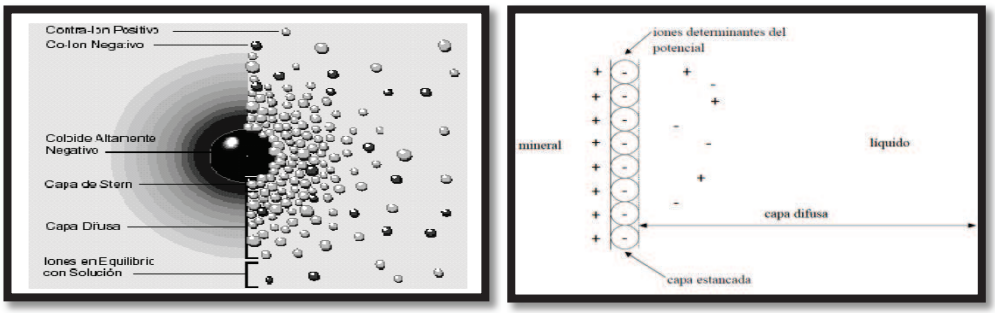


Figura 1. 16. Doble Capa Eléctrica
(Mantilla et al., 2008; Yianatos, 2005)

Por el desbalance eléctrico que se genera como consecuencia de la rotura de enlaces en la superficie de las suspensiones acuosas de minerales, las partículas adquieren carga eléctrica superficial; que provoca una concentración de contra iones. Esta concentración disminuye cuando aumenta la distancia entre las partículas, esto genera una diferencia de potencial (Mantilla et al., 2008, p.66).

El potencial zeta está en la entre la unión de la capa difusa y la de Stern y puede ser una manera efectiva el comportamiento del coloide ya que indica los cambios en el potencial de la superficie y las fuerzas de repulsión. La relación entre el potencial zeta y el potencial superficial es función del nivel de iones en solución, por ejemplo en agua fresca, el potencial zeta es una buena aproximación del potencial superficial. (Mantilla et al., 2008, p.66)

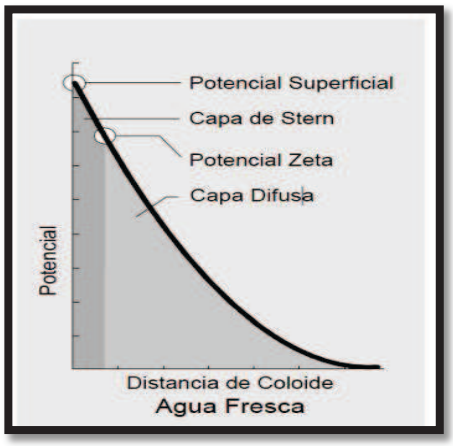


Figura 1. 17. Potencial superficial
(Mantilla et al., 2008)

El potencial zeta se puede modificar con la adición de reactivos como activadores, colectores y se determina mediante un proceso llamado electroforesis. Si modificamos el pH de la pulpa se puede modificar el potencial zeta como se observa en la figura 1.18, el punto en el que el potencial zeta es cero se denomina punto isoeléctrico (Yianatos, 2005, p.16).

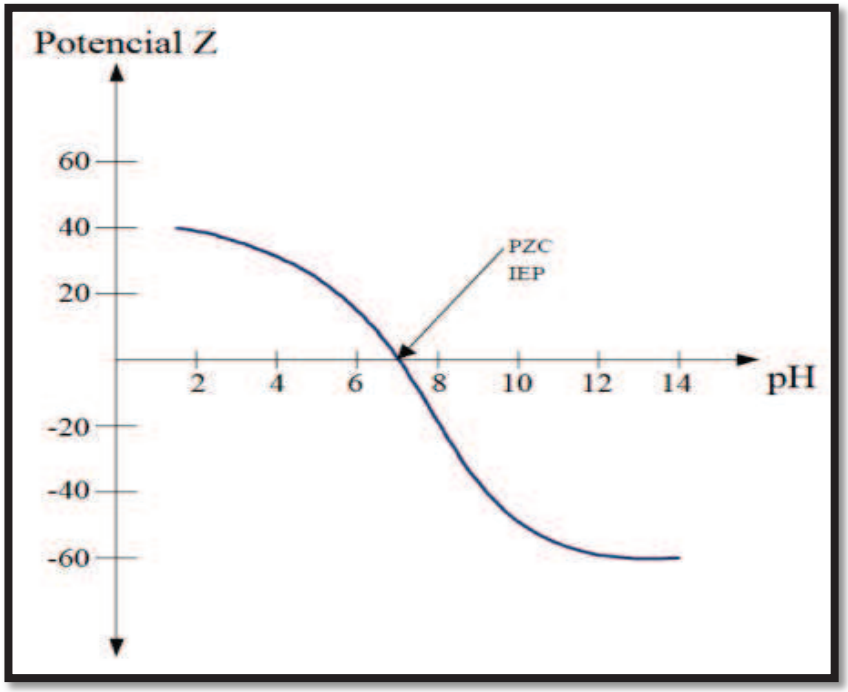


Figura 1. 18. Potencial zeta vs pH
(Yianatos, 2005)

1.2.4 TIPOS DE FLOTACIÓN

- Flotación no selectiva de aceite (bulk oil flotation)

Esta técnica tenía como base la mezcla entre el material molido con aceite y posteriormente con agua, de tal manera que las partículas del mineral sulfuroso, por sus propiedades superficiales hidrófobas, se retenían en la fase aceitosa y las partículas que se mojaban en el agua se quedaban en la fase acuosa, y al final del proceso, la capa aceitosa era separada por decantación y luego el mineral se separaba del aceite por filtración (Huapaya, 2010, p. 3).

- Flotación de película (film or skin flotation)

En esta técnica, se esparcía el mineral molido sobre la superficie del agua, de tal forma que las partículas hidrófobas sobrenadaban formando una delgada película en dicha superficie para luego ser removida por algún mecanismo; por otro lado la ganga se sedimentaba en el fondo. Las dos técnicas anteriores en la actualidad se consideran como obsoletas (Huapaya, 2010, p. 3).

- Flotación de espuma

La base de la flotación de espuma es la adhesión selectiva de partículas hidrófobas a pequeñas burbujas de gas (aire) que se inyectan al interior de la pulpa. El conjunto partícula-burbuja asciende a la superficie formando una espuma mineralizada, y es removida de la celda por paletas o por rebalse, y mediante el uso de reactivos se regulan las propiedades superficiales (Huapaya, 2010, p. 3; Gzogyan y Gubin, 2008, p. 108).

- Flotación de iones

Mediante reactivos de flotación se precipitan los iones para luego ser flotados como en el caso de la flotación de espuma (Gzogyan y Gubin, 2008, p. 108).

1.2.4.1 Flotación de espuma

Como ya mencionamos la base de la flotación de espuma se fundamenta en la repelencia natural o inducida de los minerales al agua (hidrofobicidad). Como se observa en la figura 1.19 el equipo de flotación consta de mecanismos de inyección de burbujas de aire y de mantenimiento en suspensión de las partículas. El volumen de las celdas puede variar varía desde 2 a 3 000 pies cúbicos (Huapaya, 2010 p. 4).El tiempo requerido para que las partículas hidrófobas se adhieran a las burbujas de aire y floten a la superficie se denomina tiempo de flotación y puede variar desde algunos segundos hasta varios minutos (Gzogyan y Gubin, 2008, pp. 108-109).

Otro factor importante es el porcentaje de sólidos que puede estar entre 15 y 40 %. El tamaño de partícula varía entre #65 mallas Tyler hasta 10 micrones aproximadamente (Huapaya, 2010, p. 4).

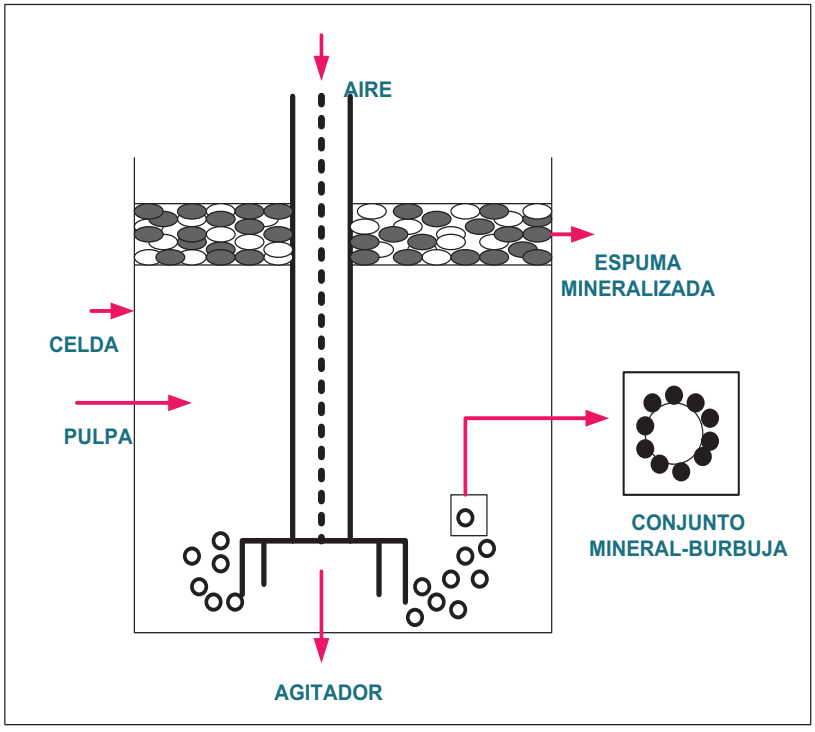


Figura 1. 19. Principio de la flotación de espuma
(Huapaya, 2010)

La flotación de espuma puede ser:

- Flotación Directa

En la flotación directa el mineral de interés flota con la espuma y la ganga se queda en el fondo de la celda (Huapaya, 2010, p.4).

- Flotación Inversa

En la flotación inversa la ganga flota y el mineral de interés se queda en la espuma (Huapaya, 2010, p. 5).

- Flotación Colectiva

En la flotación colectiva todos los minerales valiosos flotan en una sola espuma (Huapaya, 2010, p. 5).

- Flotación Selectiva o Diferencial

En la flotación selectiva, los minerales de interés flotan de uno en uno en cada etapa de flotación (Gzogyan y Gubin, 2008, pp. 108-109).

1.2.5 REACTIVOS DE LA FLOTACIÓN

En el proceso de flotación de minerales sulfurados de cobre se usa aceites no polares en forma de emulsión para aumentar su difusión en una solución acuosa. La característica más importante en este caso es la inexistencia de adsorción molecular clásica, mientras que existe una interacción inicial y las gotas que contienen mineral, agua y colector, cuando se esparce el aceite incrementan su hidrofobicidad y de esta forma el rendimiento del proceso de flotación (Rubio, Matiolo, Teixeira y Capponi, 2006, p. 184).

1.2.5.1 Colectores

Se denominan colectores a los compuestos orgánicos de moléculas complejas de estructura asimétrica y heteropolar, que tienen como función adsorberse en la superficie del mineral de interés hidrofobizándola selectivamente en el interior de la pulpa, con el objetivo de crear condiciones de reducción de la energía libre superficial del mineral hidratado hasta que se hace posible la formación de las fases mineral-agua-aire y de esta manera favorecer la adherencia de la partícula del mineral a la burbuja (Linares, 2010, p. 8).

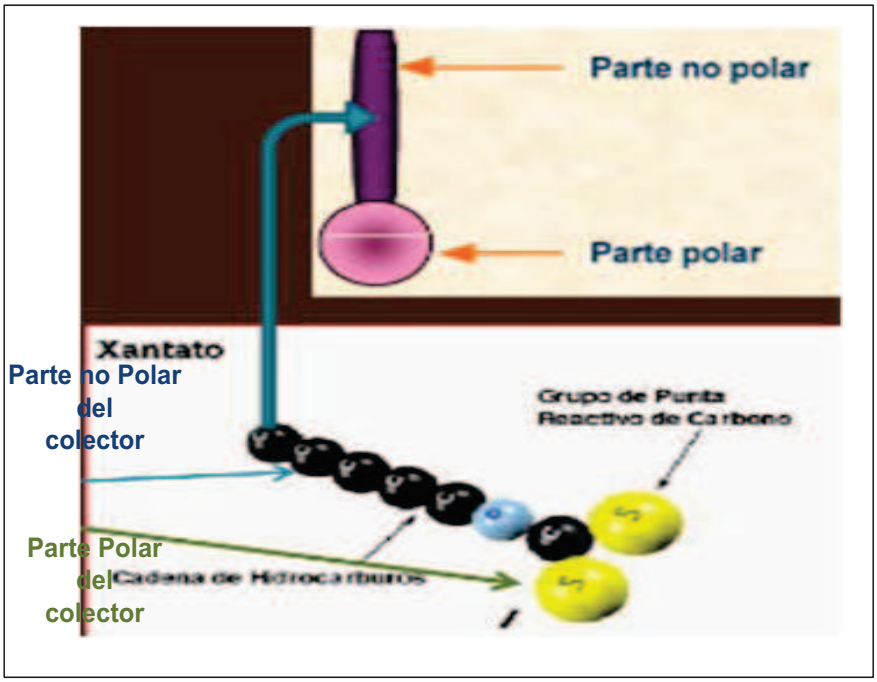


Figura 1. 20. Estructura de un colector
(Linares, 2010)

La adsorción del colector se da gracias a que la parte no polar de la molécula es un radical hidrocarburo que difícilmente reacciona con dipolos de agua y proporciona propiedades hidrofóbicas al mineral. La parte polar o iónica es la que se adsorbe selectivamente en la superficie mineral (Linares, 2010, p. 8).

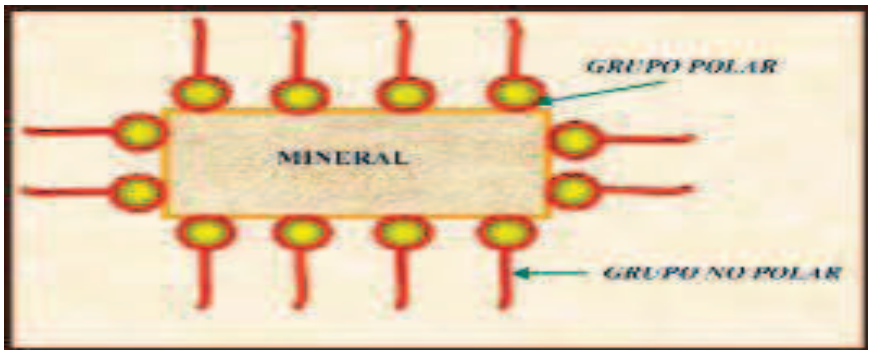


Figura 1. 21 Adsorción del colector sobre el mineral de interés
(Linares, 2010)

La clasificación general de los colectores se muestra en la figura 1.22:

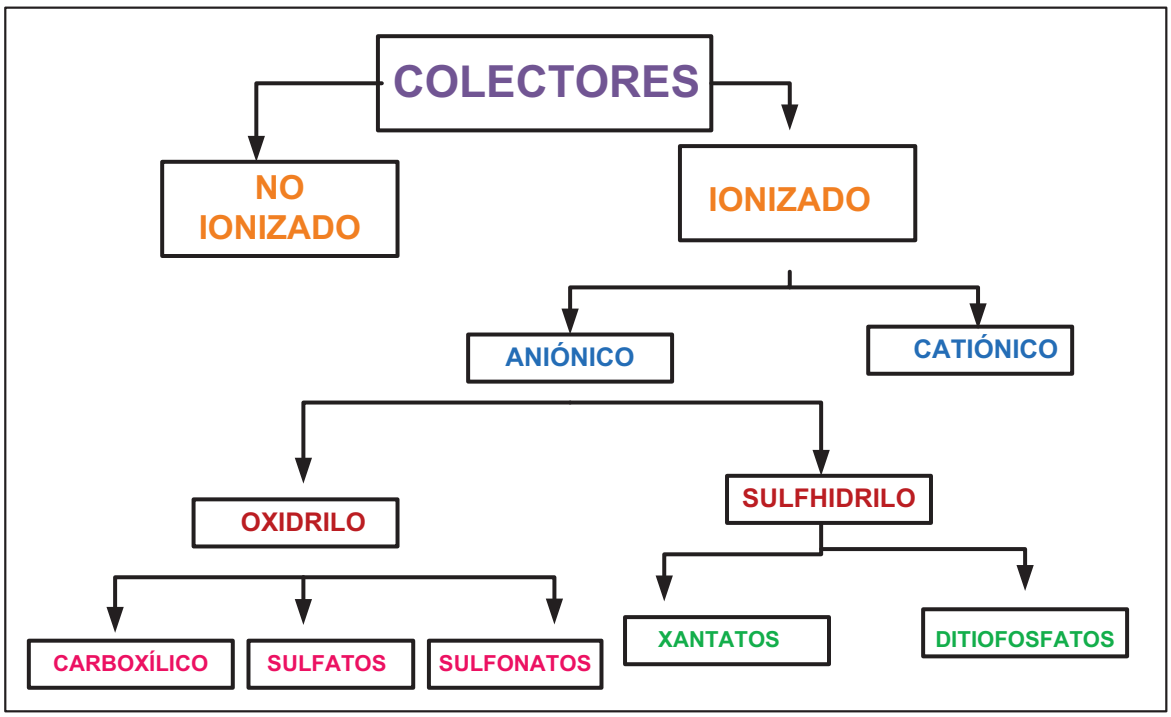


Figura 1. 22. Diagrama de clasificación de los colectores
(Linares, 2010)

Entre los colectores más utilizados en la flotación de minerales sulfurados de cobre están: (Azañero, Aramburu y Quiñones, et al., 2010, p. 3)

- Xantatos
- Ditiofosfatos (aerofloats)

Los colectores xantato se usan mayormente en la flotación de minerales sulfurados de cobre, aunque son muy eficaces pues permiten una alta recuperación pero no son muy selectivos. Por esta razón se han desarrollado colectores más específicos para recuperaciones de cobre, tales como tionocarbamatos y tiourea, éstos tienen la ventaja de ser muy específicos con el ión cobre (Lopez y Reyes, 2005, p.3).

1.2.5.2 Activadores

Es un compuesto inorgánico cuya función es preparar la superficie del mineral para que se adsorba el colector (Huapaya, 2010, p. 8).

1.2.5.3 Depresores

Su función es inhibir la adsorción del colector en la superficie de los minerales que no son de interés en el proceso (Yianatos, 2005, p. 18).

1.2.5.4 Espumantes

El proceso de flotación requiere incorporar en su proceso burbujas de aire, las que permiten su adhesión mediante una colisión con las partículas del mineral. Los líquidos puros como agua, alcohol etílico o parafina, no producen una espuma estable cuando se agitan con aire; sin embargo la adición de pequeñas cantidades de substancias activas como alcoholes superiores le dan estabilidad a la espuma (Yianatos, 2005, p. 18).

La eficiencia del uso de espumantes depende del pH de la pulpa, que determina la condición máxima en que se forma la espuma (Linares, 2010, p. 25).

Los espumantes más comunes son:

- Aceite de Pino, $C_{10}H_{17}OH$
- Cresoles, $CH_3C_6H_4OH$
- Metil Isobutil Carbinol, $C_6H_{13}OH$

Las características más importantes de un espumante son:

- Generar espumas que tengan suficiente estabilidad con adiciones mínimas.
- Tener bajas condiciones colectoras
- Dispersarse en el agua con facilidad.
- La espuma debe romperse fácilmente cuando se retira de flotación.
- Generar pequeñas burbujas (Yianatos, 2005, p. 22).

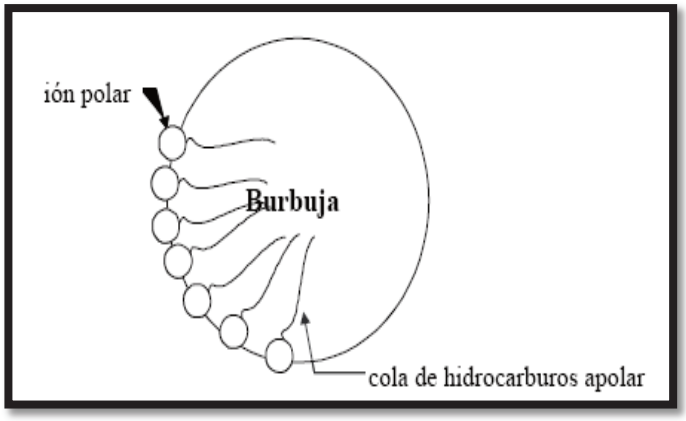


Figura 1. 23. Adhesión del espumante a la superficie de la burbuja de aire
(Yianatos, 2005)

1.2.5.5 Equipos de Flotación

Existen diferentes diseños de máquinas de flotación, pero tienen una función en común, hacer que las partículas hidrofóbicas entren en contacto, se adhieran a las

burbujas de aire y se eleven a la superficie formando una espuma, la que luego es removida (Figueroa, Vega, Dionisio, Caballero, Villacorta y Moreno, 2008, p. 69).

La evaluación de las celdas de flotación se basa en parámetros como la caracterización hidrodinámica (S_b), eficiencia en la zona de espuma (R_f) y la caracterización de la flotabilidad (P) en función de sus características físicas en el flujo de alimentación de la celda, como se muestra en la siguiente figura: (López y Reyes, 2005, pp. 27)

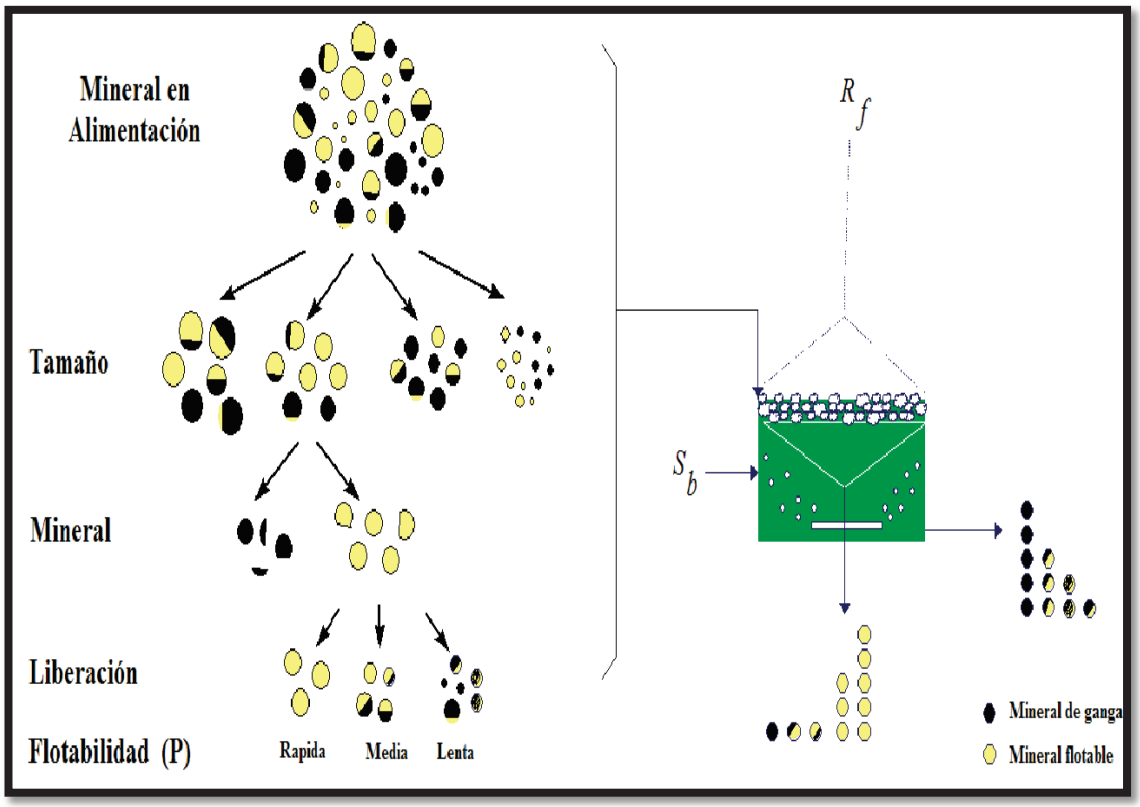


Figura 1. 24. Representación esquemática de la flotabilidad de las partículas
(Figueroa, 2008)

Las celdas de flotación deben mantener todas las partículas en suspensión, asegurar la flotabilidad de cada una de las partículas presentes en la celda, dispersar, minimizar el arrastre que tiene la pulpa hacia la espuma. A partir del método de introducción del aire a la pulpa, las celdas de flotación se pueden clasificar en: (Figueroa, 2008, p. 69)

- **Celdas Mecánicas**

En las celdas mecánicas el aire se introduce mediante agitación mecánica y la parte fundamental es el agitador (Figueroa, 2008, p. 69).

- **Celdas Neumáticas**

En las celdas neumáticas, la inyección de aire se produce mediante compresores a elevadas presiones, en este tipo de celdas no se cuenta con agitación mecánica (Figueroa, 2008, p. 69).

1.2.6 FLOTACIÓN A ESCALA INDUSTRIAL

La flotación a nivel industrial se puede dividir en diferentes fracciones que se enfocan en la diferencia de propiedades superficiales, de esta forma una planta de concentración de cobre puede estar formada por celdas que se agrupan en bancos rougher, scavenger y de limpieza cuyos objetivos son separar las colas o relaves de los concentrados (Galvez, Zabala, Magna y Cisternas, 2002, p. 1).

1.2.6.1 Circuitos de flotación

En los circuitos de flotación se manejan etapas como rougher (primaria), cleaner (limpieza) y scavenger (barrido o agotamiento).El circuito más simple consta de una etapa rougher seguida de una etapa cleaner como lo muestra la figura 1.25 (Yianatos, 2008, p. 87).

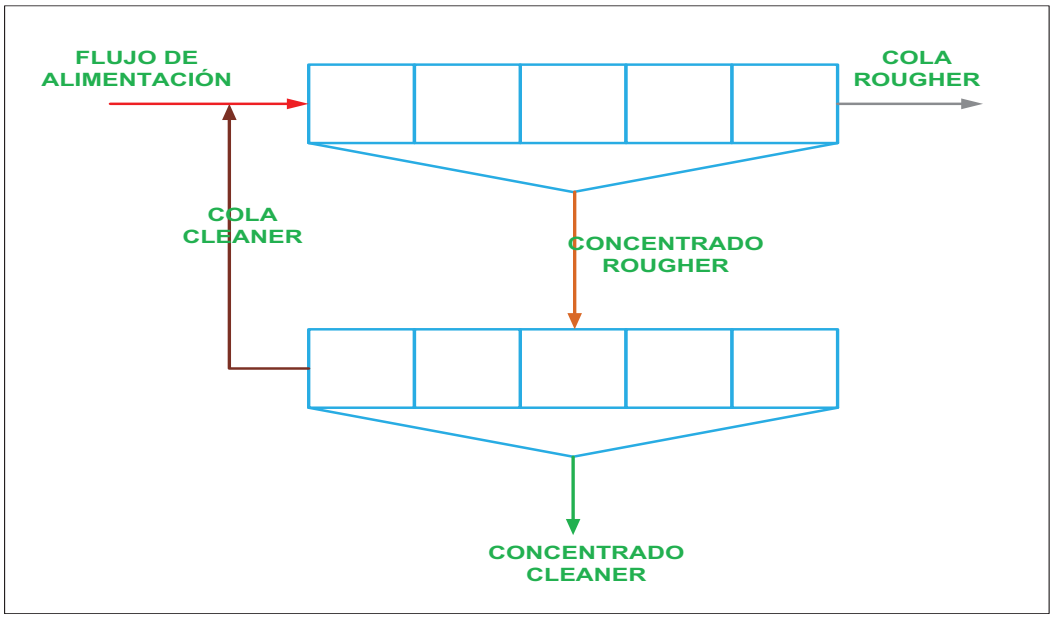


Figura 1. 25. Circuito rougher-cleaner
(Yianatos , 2008)

El siguiente circuito que muestra la figura 1.26, es más complejo pues se adiciona la etapa scavenger, para de esta forma incrementar la recuperación del mineral y mediante la etapa cleaner aumentar la ley del mineral de interés (Yianatos, 2008, p. 87).

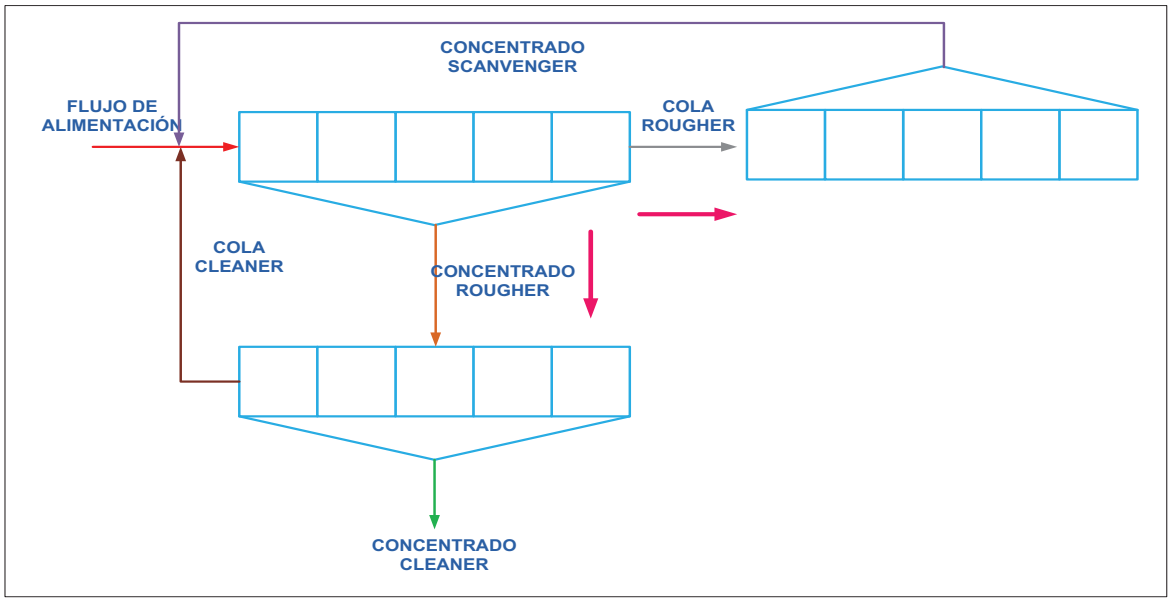


Figura 1. 26. Circuito rougher-cleaner-scavenger
(Yianatos, 2008)

2. PARTE EXPERIMENTAL

Este trabajo buscó el aprovechamiento de los residuos de una concentración gravimétrica (trapiche chileno), de una mina artesanal ubicada en el cantón Centinela del Cóndor, con el propósito de obtener concentrados de cobre comerciales.

La parte experimental se inició con la caracterización física, en la que se determinó densidad real, densidad aparente, potencial de hidrógeno y granulometría (d_{80}).La caracterización química se realizó mediante espectrofotometría de absorción atómica (AA), se determinó la concentración de Si, Al, Na, K, Ca, Mg, Fe, Cu, Pb, Zn y mediante ensayo al fuego se determinó la concentración de Au y Ag.

En la caracterización mineralógica se empleó la técnica de difracción de rayos X (DRX). Se realizaron observaciones de la estructura del mineral polisulfurado complejo mediante las técnicas de microscopía óptica y microscopía electrónica de barrido (MEB).

Para la evaluación de la influencia de los parámetros de flotación sobre la recuperación de concentrados de cobre se tomaron 2 kg del relave polisulfurado complejo y se realizaron pruebas preliminares de flotación.

Se estableció el tiempo de molienda (30 min), pH (9), porcentaje de sólidos (33 %), ácido tánico (25 g/t), aerofloat 208 (50 g/t), KAX (50 g/t), aceite de pino (50 g/t) y tiempo de flotación (5 min) como parámetros iniciales. Además se realizaron ensayos de flotación con base en la variación de la concentración de reactivos como KAX (25 y 75 g/t), aceite de pino (75 y 100 g/t) y tiempo de flotación (7 y 10 min).

Mediante balances metalúrgicos se obtuvo el porcentaje de recuperación de cada uno de los elementos presentes en las fracciones (concentrados y relave) de

flotación y se determinó las condiciones que permitieron obtener la mayor concentración de Cu, Au, Ag, Fe, Zn y Pb en los concentrados de flotación.

Para la determinación de la cinética y porcentajes de recuperación a escala industrial en los concentrados obtenidos del proceso de flotación se utilizaron los parámetros fijados anteriormente y se realizaron ensayos de flotación, de los que se tomó muestras de concentrado en intervalos cortos de tiempo y se determinó la concentración de Au y Ag por ensayo al fuego y mediante la técnica de espectrofometría de absorción atómica (AA), Cu, Pb, Fe y Zn.

Con los valores de los concentrados de Cu, Pb, Fe y Zn, se diseñó el diagrama de flujo del proceso de flotación, se dimensionaron equipos como celdas de flotación, molino de bolas, clasificador espiral y tanques agitados para una planta con una capacidad de 100 t/día. Una vez dimensionado los equipos se escogieron mediante catálogos técnicos.

Mediante los diagramas de flujo inicial y detallado se diseñó los planos de distribución de la planta que incluyen la distribución de equipos, área de carga y descarga de mineral, área administrativa y parqueaderos.

En la figura 2.1, se presenta un diagrama con las pruebas realizadas al relave polisulfurado complejo y el diseño de la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación.

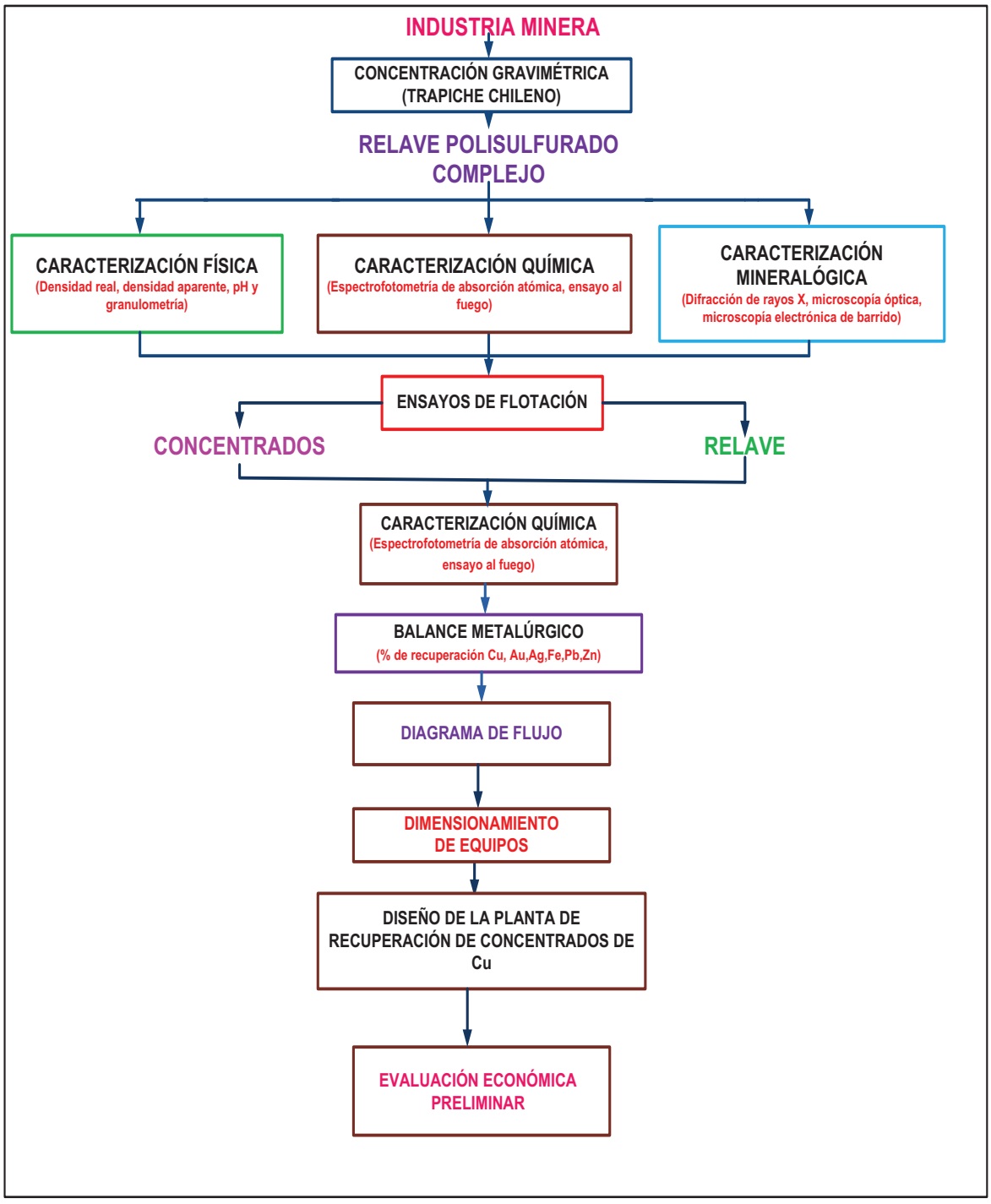


Figura 2. 1. Metodología para la recuperación de concentrados de cobre por flotación a partir de un relave polisulfurado complejo

2.1 CARACTERIZACIÓN FÍSICA, QUÍMICA Y MINERALÓGICA DEL MINERAL POLISULFURADO COMPLEJO.

2.1.1 CARÁCTERIZACIÓN FÍSICA

En la caracterización física se determinó la densidad real, densidad aparente, potencial de hidrógeno y granulometría, del mineral polisulfurado complejo.

2.1.1.1 Densidad Real

Para la medición de la densidad real se empleó el método del picnómetro.

- Se midió la masa del picnómetro de Gay Lussac 25 ºC y 25 mL (marca Boeco) con tapón capilar en la balanza analítica (marca Sartorius modelo TE 124S), capacidad 120g y 4 cifras decimales.
- Se pesó 1g de muestra aproximadamente y se agregó al picnómetro.
- Se registró el peso del picnómetro más la muestra.
- Se llenó el picnómetro con agua destilada, se colocó el tapón capilar y se retiró el exceso de agua que emergió del tapón capilar.
- Se registró la masa del picnómetro con muestra y agua.
- Se lavó el picnómetro con agua destilada y se secó por fuera.
- Se llenó el picnómetro con agua destilada, se colocó el tapón capilar y se retiró el exceso de agua que emergió del tapón capilar.
- Se registró la masa del picnómetro con agua.

Con los datos obtenidos se calculó la densidad real mediante la ecuación [2.1]

$$Dr = \frac{d_w\,(W_s - W_a)}{(W_s - W_a) - ((W_{sw} - W_w)} \left[\frac{g}{mL}\right] \qquad [2.1]$$

Donde:

Dr: Densidad real (g/mL)

d_w: Densidad del agua a 4 ºC (1,00 g/ mL)

W_s: Masa del picnómetro con la muestra (g)

W_a: Masa del picnómetro vacío (g)

W_{sw}: Masa del picnómetro con muestra y agua (g)

W_w: Masa del picnómetro con agua (g)

2.1.1.2 Densidad Aparente

Para la medición de la densidad aparente se empleó el método de la probeta.

- Se lavó en metanol absoluto la probeta graduada de 50 mL, se secó con una corriente de aire y se registró su peso.
- Se colocó el relave polisulfurado complejo en la probeta graduada hasta 20 mL y se registró la masa de la probeta con la muestra.

Se calculó la densidad aparente mediante la ecuación [2.2]

$$D_a = \frac{W_{pr+m} - W_{pr}}{20\ mL} \left[\frac{g}{mL}\right] \qquad [2.2]$$

Donde:

D_a: Densidad aparente (g/mL)

W_{pr+m}: Masa de la probeta con la muestra (g)

W_{pr}: Masa de la probeta vacía (g).

2.1.1.3 Potencial de Hidrógeno (pH)

Para la medición del potencial de hidrógeno se utilizó el método de las bandas indicadoras.

- Se tomó 2 kg de muestra y se llevó a molienda en húmedo al 62,5 % de sólidos por 30 minutos.
- Se colocó el material molido en un recipiente, se introdujo durante 10 s una banda indicadora de pH, se comparó con los patrones de color y se registró el pH.

2.1.1.4 Granulometría

Para determinar el tamaño de partícula, la muestra fue sometida a separación mecánica por medio de tamices compuestos de las mallas estándar: # 40 (425μm), #50 (300 μm), #60 (250 μm), #70 (212 μm), #80 (180 μm), #100 (150 μm), #150(106 μm), #180 (90 μm), #200 (75 μm), #270 (53 μm), #325 (45 μm), #400 (38 μm).

- Se colocaron 250 gramos de muestra en el tamiz superior de la serie y se dejó actuar por 15 min.
- Se pesaron las fracciones retenidas en cada tamiz y se registró el peso de cada una en gramos ($P_{retenido}$).
- Los datos obtenidos se utilizaron para la determinación del tamaño de partícula (d80) en micras para la muestra analizada.

2.1.2 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA

2.1.2.1 Caracterización química mediante espectrofotometría de absorción atómica (AA):

- Se tomó 100 gramos de muestra seca y se pulverizó durante 1 minuto en el equipo BLEULER-MILL.

- Se tomó 100 mg de muestra pulverizada y se disgregó en dos etapas, la primera empleando ácidos analíticos (HF, HNO_3) y la segunda empleando HCl analítico en reactores de teflón.
- Los reactores se colocaron en un microondas durante 2,5 en cada etapa minutos a potencia media y luego se dejó enfriar durante 30 minutos en la primera etapa y en la segunda durante 2 horas.
- La muestra disuelta se aforó a 100 ml con agua destilada y se analizó mediante espectrofotometría de absorción atómica (equipo AAnalyst 300) y se determinó elementos como Si, Al, Na, K, Ca, Mg, Fe, Cu, Pb y Zn.

2.1.2.2 Caracterización química mediante ensayo al fuego

Para la determinación de Au y Ag se utilizó el método de ensayo al fuego conocido también como fusión-copelación, el procedimiento es el siguiente:

- **Tostación:** Se pesó 30 gramos de muestra se sometió a un proceso de tostación a 800 ºC durante 2 horas en una mufla eléctrica (MBF 151800 lindberg blue).
- **Fundición:** Se preparó la carga fundente que consistió en 20 g de sílice, 45 g de carbonato de sodio, 30 g de bórax, 7 g de carbonato de calcio, 50 g de litargirio u óxido de plomo y 2 g de carbón vegetal. Se homogenizó la carga fundente y la muestra tostada, se colocó en un crisol y se la llevó a fundición por 1h a 900 ºC en una mufla eléctrica (MBF 151800 lindberg blue).
- **Vaciado:** Se vació la muestra fundida en una lingotera y se dejó enfriar por unos minutos, luego se quitó la escoria y se obtuvo el régulo.
- **Copelación:** Se calentó la copela previamente a 900 ºC en una mufla eléctrica (MBF 151800 lindberg blue) y se colocó el régulo en la copela con cuidado, se llevó a copelación el régulo durante 45 minutos a 900 ºC en una mufla eléctrica (MBF 151800 lindberg blue) hasta que el plomo

metálico se absorbió en la copela y se produjo la solidificación del doré, se sacó la copela esperamos unos minutos hasta que se enfríe, se pesó el doré y se registró su peso en gramos.

- **Encuartación:** Se colocó el doré en una copela, se adicionó 10 g de plomo y plata metálica pura con un peso equivalente a 3 veces el peso del doré.

  Se colocó dentro de la mufla eléctrica (MBF 151800 lindberg blue) por unos minutos hasta que se funda nuevamente el plomo, el doré y la plata.

- **Refinación:** Se laminó el nuevo doré y se colocó en un tubo de ensayo, se añadió HNO_3 y agua en proporción de 1:1, se colocó en un tubo de ensayo dentro de un vaso con agua y se calentó de 30 a 60 min, se lavó con agua destilada, se colocó en un crisol de porcelana y se calcino por 15 min se pesó el oro y se registro su peso en partes por millón (ppm). El peso de plata se encontró por diferencia de pesos entre el peso del doré y el peso de oro.

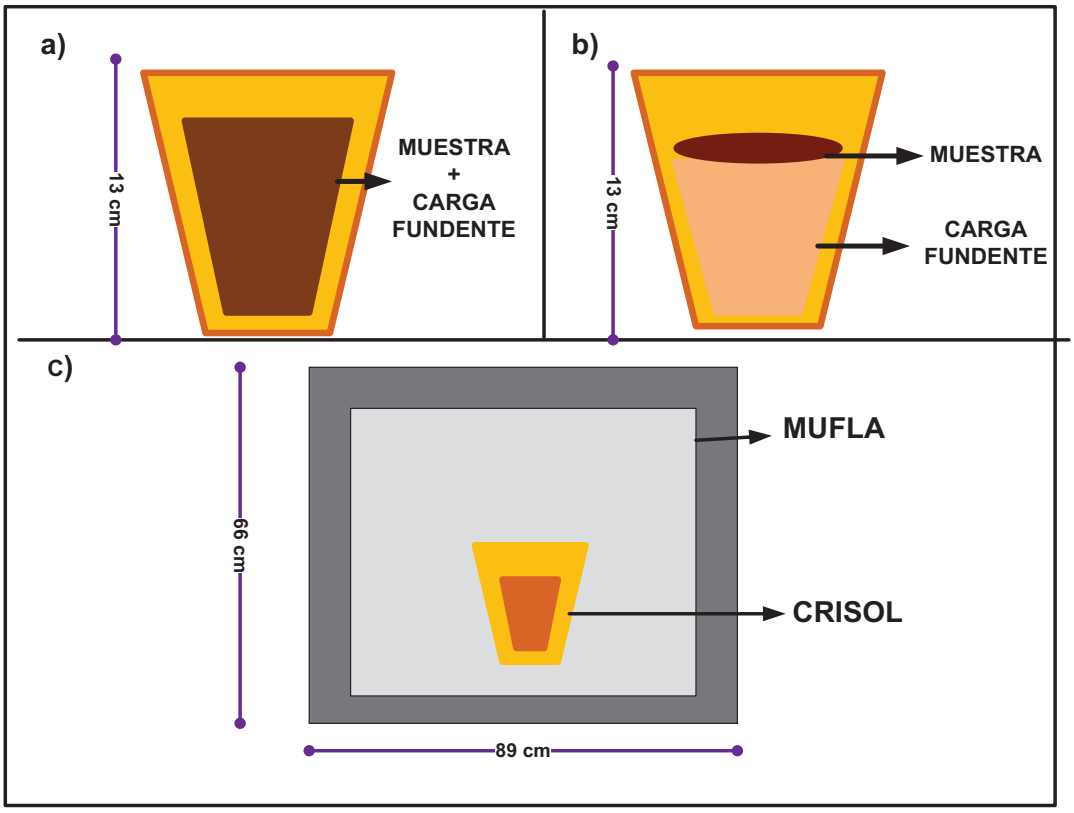


Figura 2. 2. Proceso de fundición a) Homogenización Muestra + Carga Fundente b) Muestra y carga fundente c) Mufla con crisol

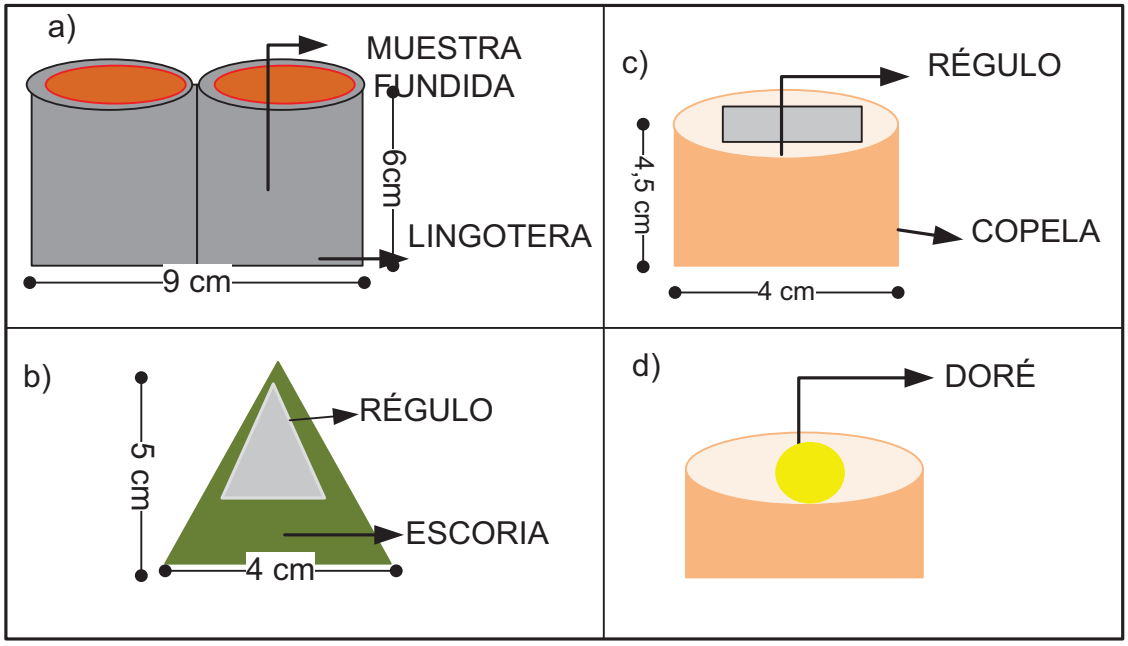


Figura 2. 3. a) Proceso de vaciado b) Procesos de desescorificación c) y d) Proceso de copelación

2.1.3 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

2.1.3.1 Caracterización mineralógica del mineral polisulfurado complejo por Difracción de Rayos X

Para la caracterización mineralógica del relave polisulfurado complejo se realizó como tratamiento previo una pulverización mecánica de 100 gramos de muestra en el equipo BLEULER MILL durante un minuto. Luego la muestra fue pulverizada manualmente en un mortero ágata para disminuir aún más su tamaño. Se tomó con una espátula una fracción pulverizada y manualmente se colocó en el porta muestras para análisis por DRX.

Se orientó randómicamente la muestra con una placa de vidrio presionándola contra la muestra para compactarla.

La muestra fue analizada en un difractómetro D-8Advance (Figura 2.2), con monocromador CuK$\propto$ (λ=1.5418 A) con un ángulo de barrido de 2θ de 3 a 70 º y pasos de 0,02 º (1 s por paso).

2.1.3.2 Caracterización mineralógica del mineral polisulfurado complejo por microscopía óptica.

Se pesó 200 gramos de las fracciones de flotación de relave polisulfurado complejo para una mejor observación de sus componentes se analizó los concentrados A y B producto del proceso de flotación y del relave que se obtuvo como residuo. Se tomo una porción de muestra, se colocó en el porta muestras y se observó al microscopio estereoscópico Olympus, que permite obtener hasta 30 aumentos, con luz reflejada.

Se observaron propiedades de la muestra como composición, color y características microscópicas del relave polisulfurado complejo.

2.1.3.3 Caracterización mineralógica del mineral polisulfurado complejo por microscopía electrónica.

Como paso previo se pulverizó 100 gramos de muestra en el equipo BLEUER MILL durante un minuto, se tomó 0,1 gramos de muestra y se colocó en la cámara del microscopio Tescan con analizador Rayos X Quantax y se realizó el análisis químico semi cuantitativo elemental mediante el programa Espirit 1.8 (Bruker).

2.2 EVALUACIÓN DE LOS PARÁMETROS Y REACTIVOS PARA LA FLOTACIÓN DE UN MINERAL POLISULFURADO COMPLEJO.

2.2.1 ENSAYOS PRELIMINARES DE FLOTACIÓN

Los ensayos preliminares de flotación de un mineral polisulfurado complejo se realizaron bajo los siguientes parámetros:

- Equipo: Celda denver con capacidad 4 L
- Carga de Mineral: 2 kg
- pH: 9 (8 g de cal)
- Tiempo de Molienda: 30 min al 62.5 % de sólidos en un molino de bolas (carga de bolas 10 kg).
- Colector amil xantato de potasio (KAX): 25 g/t
- Espumante aceite de Pino: 50 g/t
- Modificador ácido tánico: 25 g/t
- Colector aerofloat 208: 50 g/t
- Tiempo de acondicionamiento: 3 min
- Tiempo de flotación: 5 min
- Porcentaje de sólidos en la flotación: 33 %
- Velocidad de agitación: 1600 rpm

PROCEDIMIENTO:

- Se tomó 2 kg de muestra y 8 gr de cal, se llevó a molienda por 30 min en un molino de bolas, con 1,2 L de agua (62,5 % de sólidos) y 8 g de cal.
- Se lavó el molino y se preparó la pulpa con 2,8 L de agua (33 % de sólidos).

- Se colocó la pulpa en una celda de flotación denver con capacidad de 4 L y se midió el pH.
- Se sometió a la pulpa a una aireación por 5 min y se fijaron las revoluciones por minuto (1600 rpm).
- Se colocó 25 g/t de modificador (ácido tánico) y se dejó 3 min de tiempo de acondicionamiento.
- Se adicionó el colector aerofloat 208 (50 g/t), se dejó 1 min de acondicionamiento, luego se adicionó la mitad de la concentración de espumante aceite de pino (25 g/t), se dejó 3 minutos más de acondicionamiento.
- Se abrió la llave de paso de aire y se inició el proceso de flotación A desde que la espuma empezó a desbordarse, con una paleta manual se evacuó el concentrado A en una bandeja.
- Al final del tiempo de flotación (5 min) se cerró la llave de aire, se adicionó el colector KAX (25 g/t) y se esperó 1 min de acondicionamiento.
- Luego se añadió la segunda parte del espumante aceite de pino (25 g/t) y se dejó acondicionar por 3 minutos.
- Se abrió la llave de paso de aire y se inició el proceso de flotación B desde que la espuma empezó a desbordarse, con una paleta manual se evacuó el concentrado B en una bandeja.
- Los concentrados pasaron a secado y análisis por absorción atómica para determinación de Cu, Fe, Pb, Zn, y mediante ensayo al fuego (tostación, fundición, copelación, encuartación y refinación) se determinó Au y Ag.
- La fracción de pulpa restante en la celda (relave) se decantó, se secó y mediante absorción atómica se determinó las concentraciones de Cu, Fe, Pb, Zn y mediante ensayo al fuego (tostación, fundición, copelación, encuartación y refinación) se determinó Au y Ag.
- Con los datos de la caracterización química de la muestra (análisis de cabeza) se realizaron balances metalúrgicos y se determinó el porcentaje de recuperación de cada uno de los minerales en cada fracción de flotación.

- Se determinaron las condiciones de las pruebas que permitieron obtener el mayor porcentaje de recuperación de Cu, Au y Ag en los concentrados de flotación.

Los ensayos preliminares se realizaron con base en la variación de los parámetros y reactivos que muestran las tablas 2.1 y 2.2 respectivamente.

Tabla 2. 1. Variación de parámetros en los ensayos preliminares de flotación

# Prueba	PARÁMETROS			
	T. Molienda (min)	% de Sólidos	Ac. Tánico (g/t)	T. flotación (min)
1	20	40	15	5
2	40	40	20	5
3	30	33	25	5
4	30	33	25	5
5	30	33	25	5
6	30	33	25	7
7	30	33	25	10
8	30	33	25	10
9	30	33	25	7

Tabla 2. 2. Variación de reactivos en los ensayos preliminares de flotación

# Prueba	REACTIVOS			
	pH	Aero 208 (g/t)	KAX (g/t)	A. Pino (g/t)
1	12	25	50	50
2	9	30	25	50
3	9	40	75	50
4	12	50	75	50
5	9	50	50	100
6	9	50	50	75
7	9	50	50	75
8	9	50	50	75
9	9	50	50	75

2.2.2 ENSAYOS DE FLOTACIÓN:

Los ensayos de flotación se realizaron en un equipo de flotación tipo DENVER, según el diagrama que se muestra en la figura 2.4.

En la celda de flotación se colocó el mineral molido (62,5% de sólidos) y los reactivos de flotación como espumantes, colectores y modificadores. Mediante el mecanismo de inyección de burbujas de aire y de mantenimiento en suspensión de las partículas se obtuvo la espuma mineralizada, que consta del conjunto mineral burbuja que será el componente principal del concentrado.

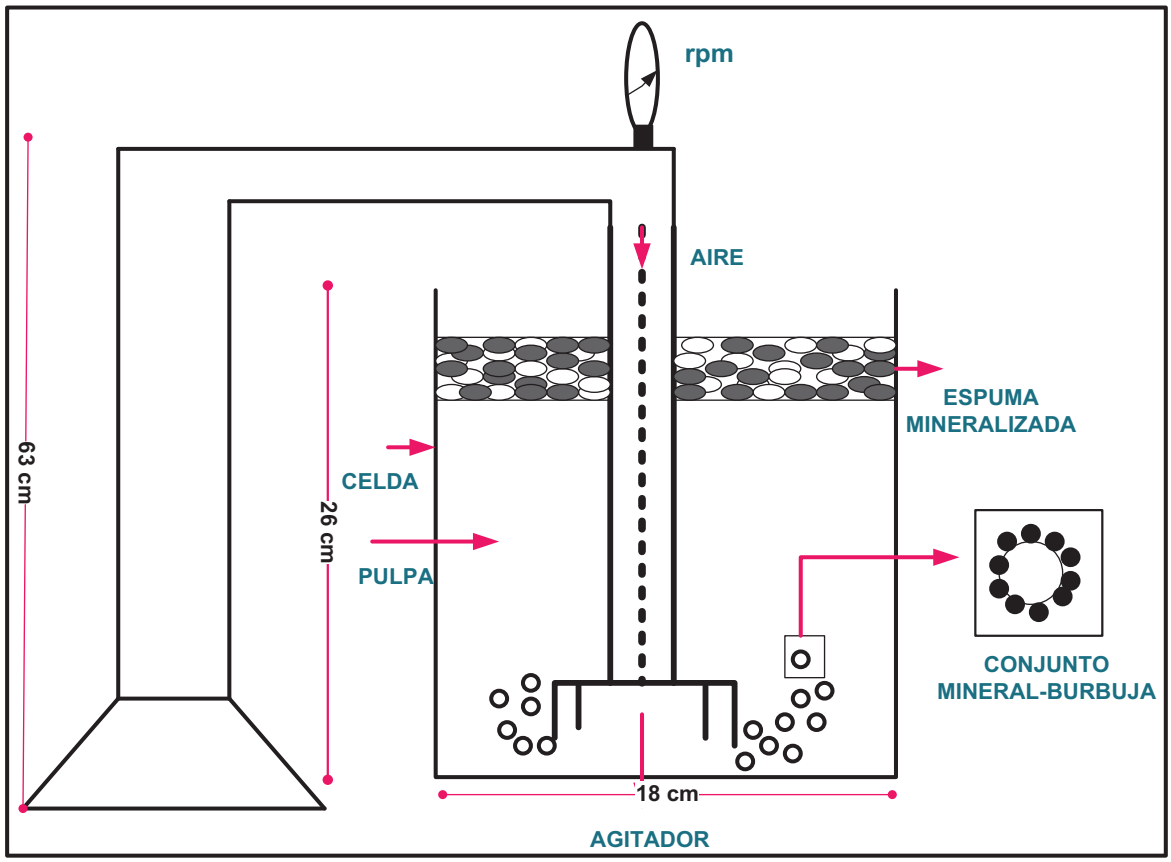


Figura 2. 4. Esquema del equipo de flotación DENVER

La variación de parámetros en el proceso de flotación se realizó como se muestra en la tabla 2.3.Para las pruebas de flotación se tomo 3 valores para cada

parámetro variable, según los resultados obtenidos en las pruebas preliminares, se varió uno a uno los parámetros manteniendo el resto de parámetros constantes, hasta obtener las condiciones que permitan el mayor porcentaje de recuperación de Cu, Au y Ag.

Tabla 2. 3. Variación de parámetros en las pruebas de flotación

VARIACIÓN DE PARÁMETROS EN PRUEBAS DE FLOTACIÓN									
Equipo: Celda Denver **Carga de Mineral**: 2 kg **Tiempo de Molienda:** 30 min.									
pH: 9 **Velocidad de Agitación:** 1300 rpm **% de Sólidos en la Molienda:** 62,5%									
Modificador Acido Tánico: 25 g/t **Colector aerofloat 208:** 50g/t									
% de sólidos en la flotación: 33 % **Tiempo de Acondicionamiento**: 3min									
# Flotación	**KAX [g/t]**			**A. Pino [g/t]**			**T. flotación [min]**		
	25	**50**	**75**	**50**	**75**	**100**	**5**	**7**	**10**
1		X		X			X		
2	X			X			X		
3			X	X			X		
4		X			X		X		
5		X				X	X		
6		X			X			X	X
7		X			X				X
8		X			X				X
9		X			X			X	

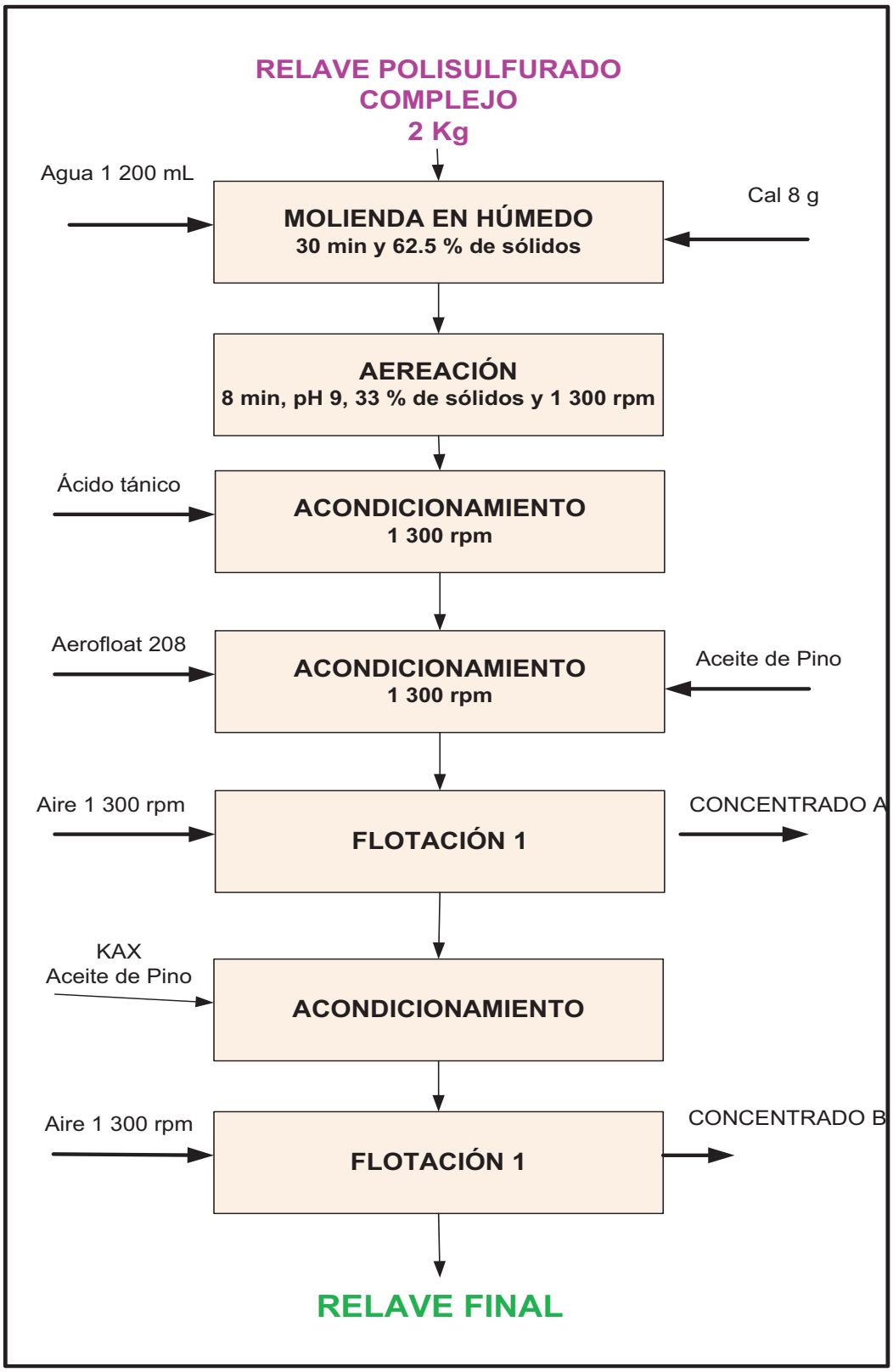


Figura 2. 5. Diagrama de flujo de los ensayos de flotación

Se recogieron los concentrados resultantes de la flotación y mediante la técnica de Espectrofotometría de Absorción Atómica (AA) se determinó la concentración de Cu, Fe, Pb y Zn, según los descrito en la figura 2.6 y mediante ensayo al fuego se determinó la concentración de Au y Ag en los concentrados como se muestra en la figura 2.7 y en el relave según lo descrito en la figura 2.8.

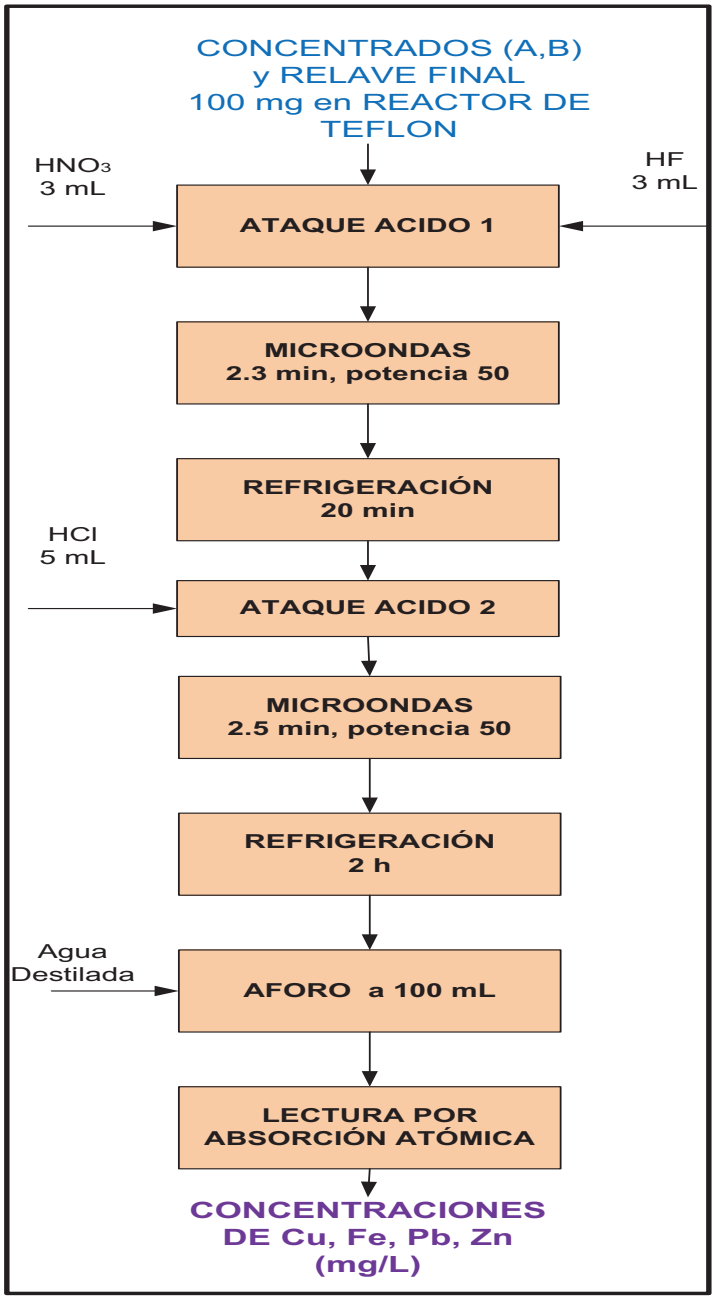


Figura 2. 6. Diagrama de flujo del análisis por espectrofotometría de absorción atómica

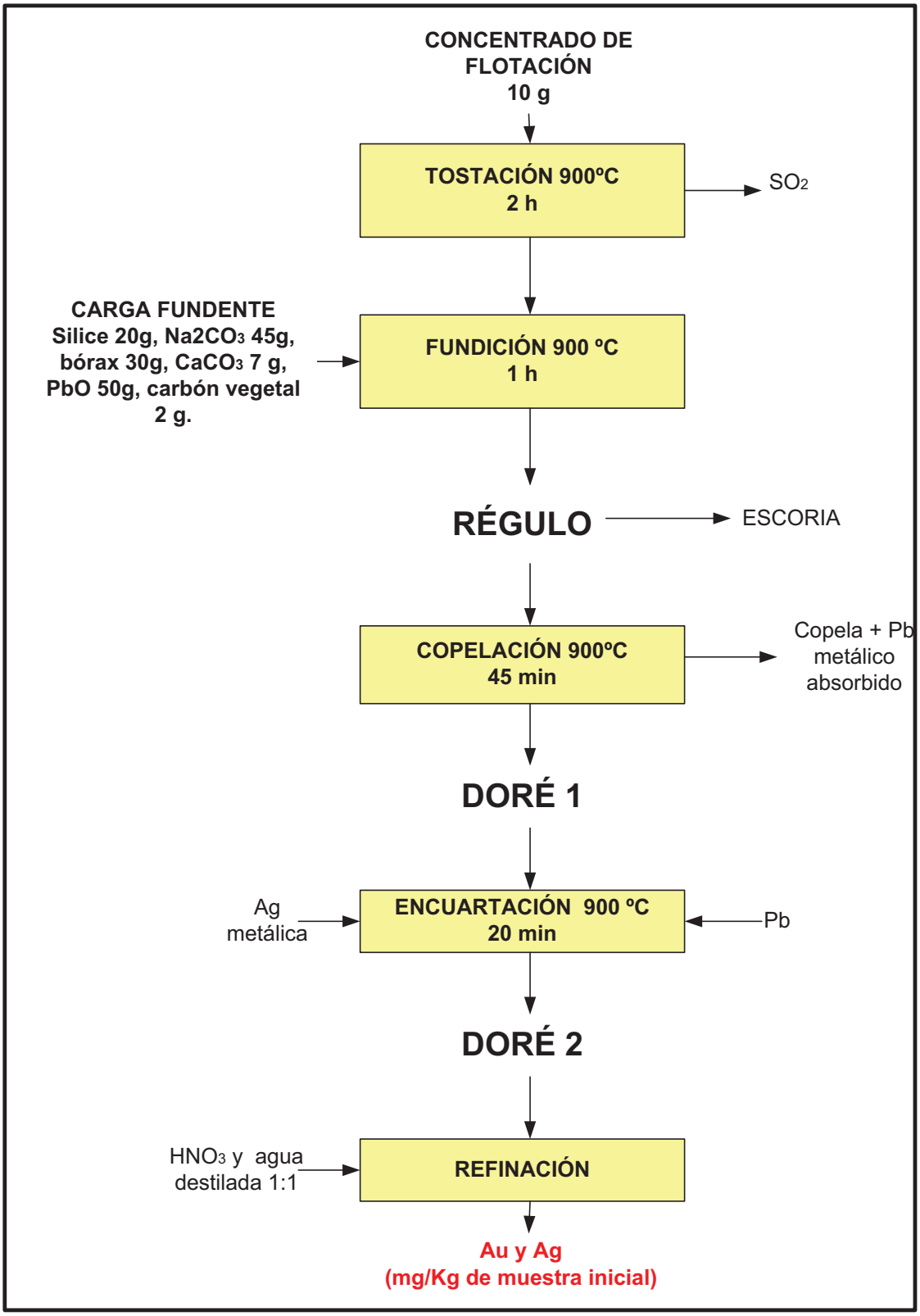


Figura 2. 7. Diagrama de flujo del análisis por ensayo al fuego para concentrados de flotación

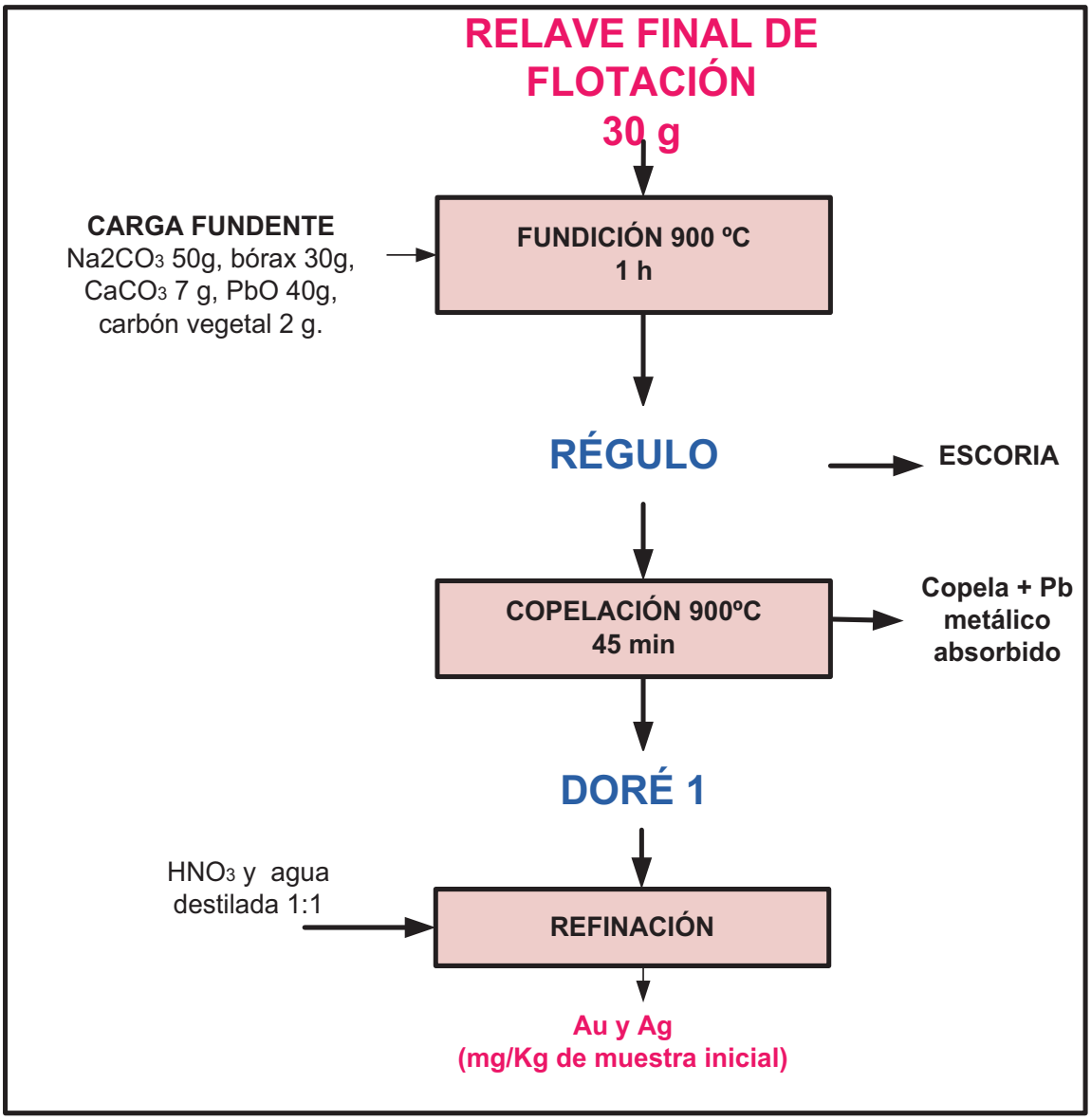


Figura 2. 8. Diagrama de flujo de ensayo al fuego para el relave final de la flotación.

Una vez obtenido las concentraciones de Cu, Fe, Pb, Zn, Au y Ag, mediante balances metalúrgicos se encontró el porcentaje de recuperación de cada uno de los minerales en cada fracción de flotación y se determinó las condiciones que permitieron obtener su mayor concentración.

2.2.2.1 Balances Metalúrgicos

- Balance de masa global

Se realizó un balance masa global en estado estacionario, mediante la siguiente ecuación:

$$F = C + R \qquad [2.\ 3]$$

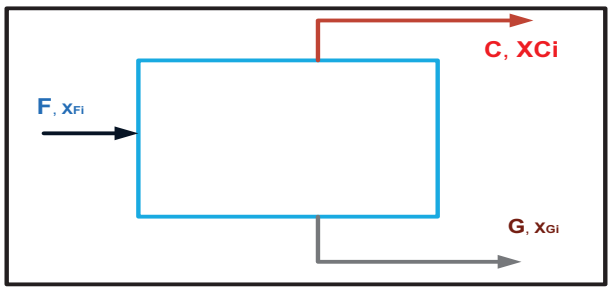


Figura 2. 9 Diagrama del balance de masa global

- Balance de masa por componente

Se realizó un balance de masa por componente para cada elemento valioso, en cada una de las corrientes, mediante la siguiente ecuación:

$$F * X_{Fi} = C * X_{Ci} + G * X_{Gi} \qquad [2.\ 4]$$

Donde:

F: Flujo de alimentación.

X_{Fi}: Ley del mineral de interés en el flujo de alimentación.

C: Concentrado que se obtuvo del proceso de flotación.

X_{Ci}: Ley del mineral de interés en el concentrado.

G: Ganga o relave.

X_{Gi}: Ley del mineral de interés en el relave.

- Porcentaje de recuperación

El cálculo del porcentaje de recuperación se inició mediante la siguiente ecuación:

$$R = \frac{masa\ del\ mineral\ de\ interés\ en\ el\ concentrado}{masa\ del\ mineral\ de\ interés\ en\ el\ flujo\ de\ alimentación} \quad [2.\ 5]$$

Si consideramos los parámetros de la ecuación [2.4], obtuvimos la siguiente ecuación:

$$R = \frac{C*X_{Ci}}{F*X_{Fi}} \quad [2.\ 6]$$

Se reemplazó las ecuaciones del balance global y por componentes y se obtuvo la siguiente ecuación mediante la cual se calculó los porcentajes de recuperación de cada uno de los elementos de interés (Cu, Fe, Pb, Zn, Au y Ag)

$$R = \frac{X_{Ci}*(X_{Fi}-X_{Gi})}{X_{Fi}*(X_{Ci}-X_{Gi})} \quad [2.\ 7]$$

2.3 DETERMINACIÓN DE LA CINÉTICA DE RECUPERACIÓN DE ORO, PLATA, COBRE, HIERRO, PLOMO Y ZINC EN LOS CONCENTRADOS RECUPERADOS POR FLOTACIÓN.

Con los parámetros de flotación establecidos en el punto anterior se realizó un ensayo de flotación, se tomó muestras del concentrado en intervalos cortos de tiempo, se obtuvo el porcentaje de recuperación y se aproximó a una distribución lineal de primer orden. Se estableció su línea de tendencia, su ecuación el valor de R cuadrado y el valor de la pendiente de la recta k que es el valor de la constante de flotación mediante la siguiente ecuación:

$R = Ro(1 - \exp(-kt)$ (Lovera et al., 2005 p. 3) [2. 8]

Si despejamos:

$$LN\left(1-\left(\frac{R}{Ro}\right)\right)=-kt \qquad [2.\ 9]$$

La curva se construyó mediante la siguiente ecuación:

$$LN(1-\left(\frac{R}{Ro}\right)=f(t) \qquad [2.\ 10]$$

Donde:

R: recuperación que se alcanza en el tiempo t, en el laboratorio.

Ro: recuperación máxima alcanzada en el mismo ensayo.

K: constante de flotación.

t: tiempo en el que se obtuvo R.

De la ecuación [2.5] se observa que R, no puede llegar a tener el valor de Ro, porque consideraríamos un valor de LN (0) que es un error matemático.

Con los valores anteriores y mediante la siguiente ecuación para un proceso continuo, se estimaron las recuperaciones alcanzadas en una planta industrial con una capacidad de 100 t/día, para diferentes tiempos de flotación.

$R=Ro\left(\frac{kt}{1+kt}\right)$ (Lovera et al., 2005, p. 3) [2. 11]

2.3.1 DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO DE FLOTACIÓN PARA LA CINÉTICA DE RECUPERACIÓN DE ORO, PLATA COBRE, HIERRO, PLOMO Y ZINC.

El proceso de flotación para obtener el tiempo y porcentajes de recuperación se realizó según lo descrito en la figura 2.10.

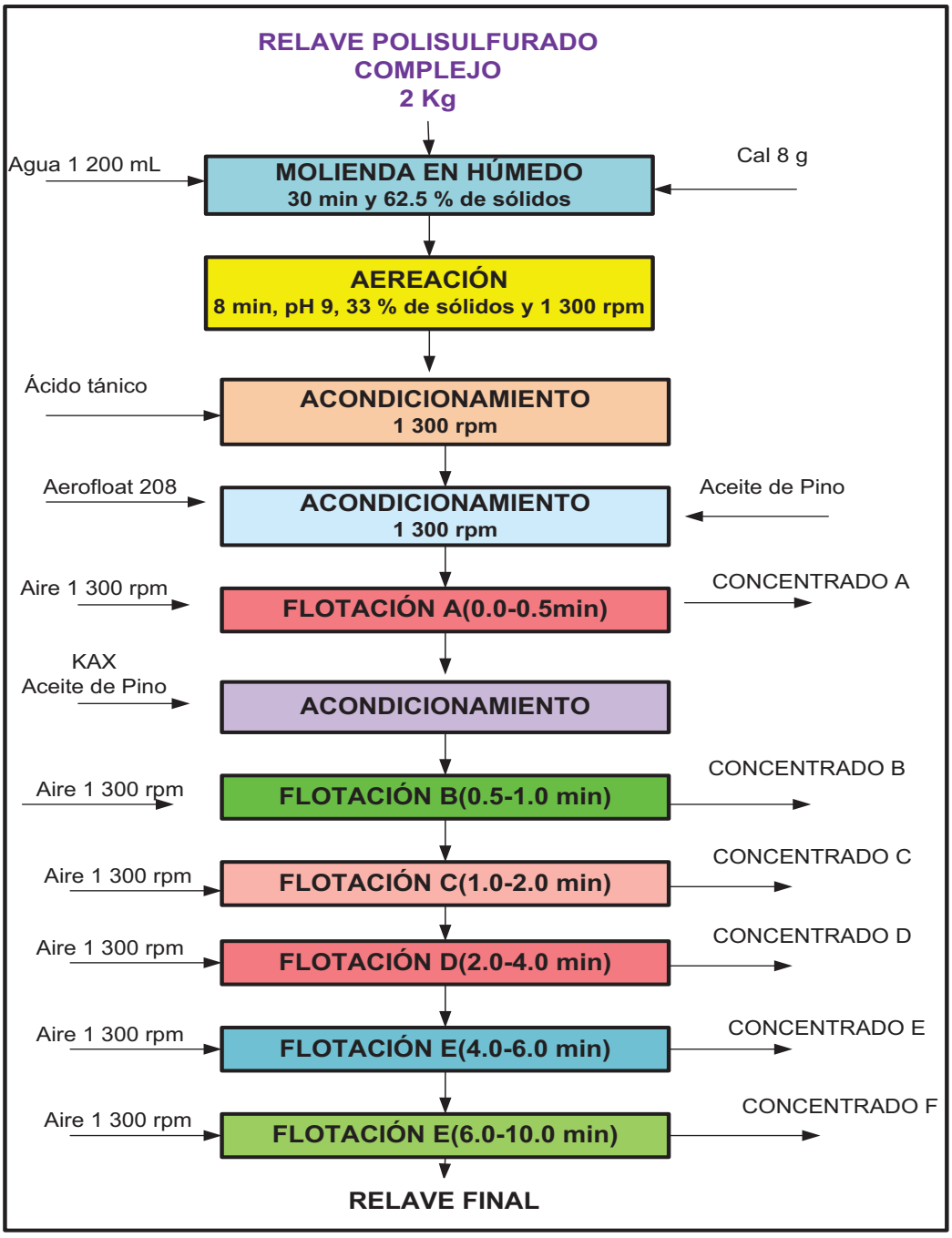


Figura 2. 10. Diagrama de flujo del proceso flotación con toma de muestras a intervalos cortos de tiempo.

2.4 ESTABLECIMIENTO DEL DIAGRAMA DE FLUJO (ETAPAS DE MOLIENDA, ACONDICIONAMIENTO Y FLOTACIÓN) Y DIMENSIONAMIENTO DE LOS EQUIPOS DE LA PLANTA DE RECUPERACIÓN DE CONCENTRADOS DE COBRE POR FLOTACIÓN.

El diseño de la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación a partir de un relave polisulfurado complejo, se realizó sobre la base de los mejores resultados obtenidos en los ensayos de flotación, además se consideró la capacidad de la planta de 100 t/día y los costos de inversión.

Luego se realizó el balance de masa en cada operación unitaria y un balance global en la planta mediante la siguiente ecuación:

$$\mathrm{E} - \mathrm{S} + \mathrm{G} - \mathrm{C} = \mathrm{A} \qquad [2.\ 12]$$

Donde:

E: Entrada de materia

S: Salida de materia

G: Generación de materia

C: Consumo de materia

A: Acumulación de materia

Se utilizó la siguiente ecuación debido a que no existe una reacción involucrada en la flotación del relave polisulfurado.

$$\mathrm{E} = \mathrm{S} \qquad [2.\ 13]$$

Mediante la ecuación de conservación de energía, se determinó el consumo diario de energía eléctrica (KW/h) por parte de los equipos:

$$\begin{bmatrix}\text{Acumulación}\\ \text{de energía}\\ \text{dentro del}\\ \text{sistema}\end{bmatrix} = \begin{bmatrix}\text{Transferencia}\\ \text{de energía}\\ \text{hacia el}\\ \text{sistema}\end{bmatrix} - \begin{bmatrix}\text{Transferencia}\\ \text{de energía}\\ \text{fuera del}\\ \text{sistema}\end{bmatrix} + \begin{bmatrix}\text{Generación}\\ \text{de energía}\\ \text{dentro del}\\ \text{sistema}\end{bmatrix} - \begin{bmatrix}\text{Consumo}\\ \text{de energía}\\ \text{dentro del}\\ \text{sistema}\end{bmatrix} \qquad [2.\ 14]$$

2.4.1 DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS

2.4.1.1 Molino de bolas

El mecanismo de funcionamiento del molino de bolas se resume en la energía cinética que se transfiere a la carga de bolas que se encuentran dentro del molino, se forman diferentes perfiles de velocidad en el interior de la cámara, se generan fuertes esfuerzos de corte, junto con el hecho de incrementar la frecuencia y la fuerza de colisión que existe entre las bolas y el material a molerse, lo que se provoca la disminución de tamaño de las partículas de mineral.

Los parámetros operacionales que rigen el diseño del molino de bolas son los siguientes:

- Capacidad de la Planta (100 t/día)
- Carga de bolas: Carga óptima entre 80% y 90 % para que la molienda sea uniforme.
- Porcentaje de Sólidos (30%)
- Tiempo de residencia (30 min)

2.4.1.2 Clasificador Espiral

De acuerdo a la capacidad de la planta (100 t/día) y el volumen de pulpa (233 m^3/día), se determinó la altura, el largo, ancho, potencia y el material del clasificador espiral.

2.4.1.3 Celdas de Flotación

Mediante una tabla de valores de tiempos y recuperaciones para un proceso continuo, se estableció primero el volumen de las celdas y se calculó el número que se requiere para una capacidad de 100 t/día.

El volumen útil de una celda, representa entre 0.5 a 0.75 del volumen de la celda total (Lovera et al., 2005, p. 4)

El número total de celdas se calculó con la siguiente ecuación:

$$No.c = (Vp * t)/Vu \quad [2.6]$$

Donde,

Vp: Volumen de pulpa, m^3/min.

t: Tiempo de residencia, min.

Vu: Volumen útil de la celda, m^3

2.4.1.4 Tanques Agitados

Con la capacidad de la planta 100 t/día, volumen de pulpa (233 m^3/día), porcentaje de sólidos (30%) en la pulpa, se diseñó el tipo de tanque agitado sobre la base de los siguientes parámetros:

- Forma del tanque
- Uso del tanque
- Material de construcción

Después de definir el diagrama de flujo del proceso y dimensionar los equipos principales como el molino de bolas, los tanques de agitación y las celdas de flotación, se determinaron las capacidades y tamaños requeridos para la planta de flotación; además se consultaron proformas con las especificaciones de cada equipo. También se realizaron los planos de la planta, con lo que se determinó los metros cuadrados de terreno necesarios para la instalación de la industria y el personal requerido para que la planta trabaje en 3 turnos diarios cada uno de 8 horas los 300 días del año.

2.5 EVALUACIÓN ECONÓMICA PRELIMINAR DE LA INSTALACIÓN DE LA PLANTA DE FLOTACIÓN

La evaluación económica preliminar se realizó sobre la base del balance de masa, balance de energía, equipos distribuidos en la planta, mano de obra requerida, terreno, construcción y materiales indirectos (reactivos químicos). Mediante las siguientes ecuaciones se determinaron los índices financieros: Valor Actual Neto (VAN), Tasa Interna de Retorno (TIR), punto de equilibrio y sobre la base de éstos se discutió si el proyecto era técnica y económicamente viable.

El valor actual neto (VAN) que es la diferencia entre la inversión inicial del negocio y los flujos de cajas anuales, se determinó mediante siguiente ecuación:

$$\mathrm{VAN} = -\mathrm{I_o} + \sum_{t=1}^{n} \mathrm{F_t}(1+\mathrm{i})^{-t} \qquad [2.\ 15]$$

Donde:

VAN: Valor actual neto del proyecto.

I_o: Inversión inicial del negocio (corresponde al flujo de caja en el año cero).

N: Número de periodos considerados para la evaluación financiera (años).

F_t: Flujo de caja del proyecto en cada periodo "t".

I: Tasa de interés o descuento.

La tasa interna de retorno se calcula cuando el VAN es igual a cero:

$$0 = -I_o + \sum_{t=1}^{n} F_t(1 + TIR)^{-t} \quad [2.\ 16\ ]$$

Donde:

TIR: Tasa interna de retorno de la inversión (determinado para un VAN = 0).

El punto de equilibrio se basa en la relación que existe entre costos y gastos fijos, costos y gastos variables, utilidades operacionales y volumen de ventas; por lo tanto el punto de equilibrio es aquel nivel de producción y ventas alcanzado por una empresa que le permite cubrir los costos y gastos mediante sus ingresos (Didier, 2012, p. 2).

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

3.1 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA, FÍSICA Y MINERALÓGICA DE UN MINERAL POLISULFURADO COMPLEJO

3.1.1 CARACTERIZACIÓN FÍSICA

Se caracterizó físicamente el relave polisulfurado complejo que se empleó para el diseño de la planta de flotación. Se determinó la densidad real, densidad aparente, pH y d_{80}, según la metodología descrita en la sección 2.1.1.

Los resultados de las densidad real, densidad aparente, pH y d_{80} se muestran en la tabla 3.1.

Según Ibañez, Ipinza, Collao y Ahlborn, (2007 p.125) las partículas finas (<150um) de un mineral sulfurado de cobre generan grandes problemas operacionales que afectan principalmente a los procesos de aglomeración, por esta razón el proceso hidrometalúrgica más adecuado para el tratamiento del relave polisulfurado complejo es la flotación, ya que se orienta a reducir los grandes porcentajes de ganga presente y optimizar las recuperaciones de cobre (p. 126).

El pH que permite tener una óptima flotación de cobre en minerales sulfurados debe ser lo menos básico posible, por esta razón se modificó el pH natural (7,8) hasta llegar a un pH de 9, con el fin de que no se depriman todos los sulfuros de hierro y así ahorrar reactivos orgánicos como colectores y espumantes (Ibañez, Ipinza, Collao y Ahlborn, 2007 p.125).

Según Valderrama, et al., (2010) el valor clásico de densidad real en un relave de cobre es de 3,14 g/mL, este valor coincide con el obtenido para nuestro relave (3,08), según muestra la tabla 3.1 (p.1).

Tabla 3. 1. Propiedades físicas del relave polisulfurado complejo

Densidad real	3,08 g/mL
Densidad aparente	1,38 g/mL
pH	7,8
d_{80}	115 um

3.1.2 CARACTERIZACIÓN QUÍMICA

La metodología descrita en la sección 2.1.2.1 se utilizó para determinar mediante absorción atómica la concentración de elementos como Cu, Fe, Zn, Pb, Na, Al, Si, K, Ca y Mg, presentes en el relave polisulfurado complejo, la tabla 3.2 muestra las concentraciones resultantes.

Según lo señalado por Reyes-Bahena, Manlapig y López-Valdiviezo, una planta procesadora de minerales de cobre Mt Isa Mines ubicada en Australia trabaja con un porcentaje de 4,1% de cobre en el mineral de cabeza, pero hay que aclarar que este mineral no ha sufrido algún tratamiento previo (p. 316). Si contrastamos con el porcentaje de Cu presente en el relave polisulfurado complejo (2,7 % de Cu), se observa que constituye un porcentaje alto de Cu, pues dicho relave es el desecho de una concentración gravimétrica.

Tabla 3. 2. Concentración de elementos en la muestra de cabeza del relave polisulfurado complejo

Elemento	**Cu**	**Fe**	**Zn**	**Pb**	**Na**	**Al**	**K**	**Ca**	**Mg**
Concentración[%]	2,70	1,80	0,01	0,02	13,56	25,85	0,18	5,38	0,01

La tabla 3.3 muestra la concentración de metales preciosos contenidos en la muestra de cabeza o inicial del relave polisulfurado complejo, determinados por

ensayo al fuego. Se puede observar que las concentraciones de Au y Ag son altas y se pueden recuperar en un concentrado, combinado de Au, Ag y Cu.

Tabla 3. 3. Concentración de Au y Ag en la muestra de cabeza del relave polisulfurado complejo

Elemento	**Au**	**Ag**
Concentración[g/t]	17,5	168,5

3.1.3 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA POR DRX

La caracterización mineralógica del relave polisulfurado complejo se muestra en la tabla 3.3 y se observa que la complejidad de este mineral se debe a la presencia de compuestos del grupo plagioclasas que constituyen el 25% del relave polisulfurado.

“Los cristales de plagioclasas se consideran más resistentes y se conservan como individuos aislados presentes en la roca que contienen silicio.” (Aparicio, Bustillo, Fernández y García, 2010, p. 32), este hecho facilita las transformaciones químicas de las especies y a su vez dificulta el tratamiento del relave polisulfurado complejo.

En la tabla 3.4, se observa además la presencia de un porcentaje alto de bornita (17 %), que constituye una fuente importante de Cu que puede producirse en estado monovalente y divalente (Bevilaqua, Diez-Pérez, Fugivara, Sanz, García y Benedetti, 2003, p. 637). Se observa también la presencia de calcopirita (5 %) un sulfuro importante para la extracción de concentrados de cobre pues de su estructura el 34,6 % está constituido por este elemento (Klein, Hurlbut, 1997, p. 395).

Un sulfuro que también está presente en el relave polisulfurado complejo es la arsenopirita (3%), que por ser uno de los principales minerales de arsénico (As) representa un potencial contaminante ambiental.

Tabla 3. 4. Resultados de la caracterización mineralógica del relave polisulfurado complejo

Compuesto	Fórmula	% de contenido en la muestra de concentrado
Grupo plagioclasas (andesina,albita,anortita)	$(Na, Ca)Al(Si,Al)Si_2O_8$	25
Bornita	Cu_5FeS_4	17
Enstatita	Mg_2SiO_6	15
Calcita	$CaCO_3$	11
Vermiculita	$(Mg,Fe.Al)_6(OH)_4(Al,Si)_8O_{20}\,4H_2O$	2
Cuarzo	SiO_2	4
Caolinita	$Al_2(SiO_5)(OH)_4$	6
Muscovita	$KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$	2
Cordierita	$Mg_2Al_4Si_5O_{18}$	8
Calcopirita	CuFeS	5
Arsenopirita	AsFeS	3
Esfalerita	ZnS	2

3.1.4 MICROSCOPÍA ÓPTICA

Según la metodología descrita en la sección 2.1.3.2 se analizó el relave polisulfurado complejo (concentrados A, B y relave).

En la figura 3.1 se observan granos de sulfuros presentes en un porcentaje aproximado de 30%, el resto de material está constituido principalmente por silicatos. Los sulfuros presentes son: calcopirita, covelita en mayor porcentaje,

además de bornita y pirita en menor cantidad. El concentrado presenta coloración gris a causa de la presencia de sulfuros.

Muestra Concentrado A

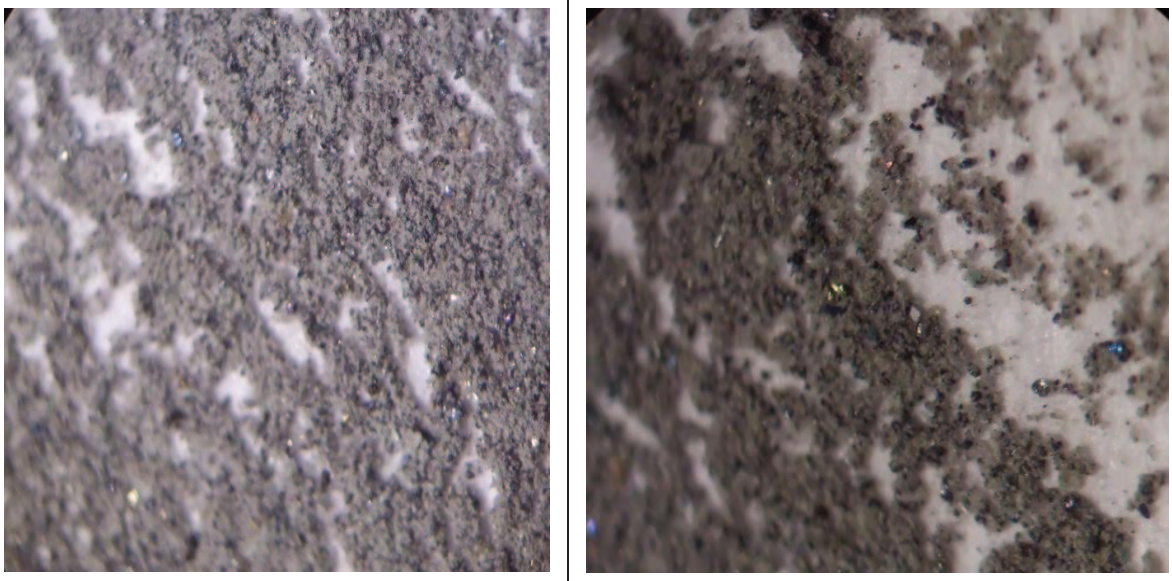


Figura 3. 1. Imágenes al microscopio óptico del concentrado A producto de la flotación del relave polisulfurado complejo

La figura 3.2 muestra las imágenes al microscopio óptico del concentrado B producto de la flotación del relave polisulfurado complejo, se observan granos de sulfuros presentes en un porcentaje aproximado del 10%, el resto de material está constituido principalmente por silicatos. Los sulfuros que se pueden observar son: calcopirita y covelita en mayor porcentaje. El concentrado presenta coloración gris clara.

MUESTRA CONCENTRADO B	

Figura 3. 2. Imágenes al microscopio óptico del concentrado A producto de la flotación del relave polisulfurado complejo

La figura 3.3 muestra las imágenes al microscopio óptico del relave residuo del proceso de flotación del relave polisulfurado complejo observa principalmente la presencia de silicatos de color blanco, probablemente cuarzo, además de cantidades menores de silicatos de cobre de coloración verde – azul. La presencia de sulfuros es muy baja (< 2%), lo que indica que se realizó una buena separación de sulfuros de la ganga por flotación.

La coloración del relave es prácticamente blanca por la presencia principal de los silicatos.

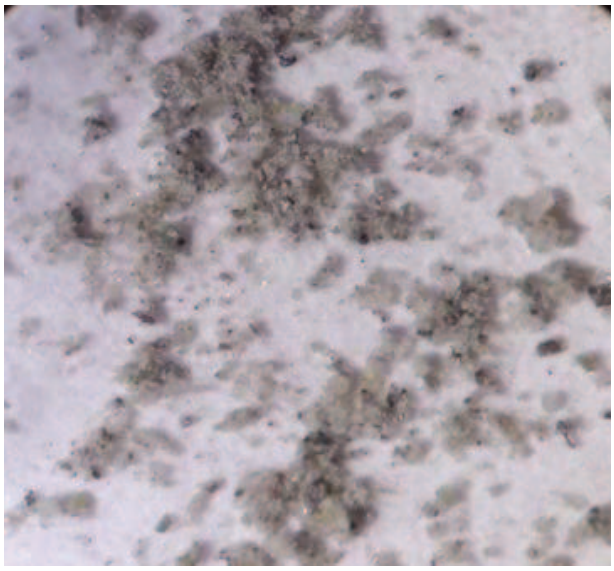
MUESTRA RELAVE	
	

Figura 3. 3. Imágenes al microscopio óptico del relave residuo de la flotación del relave polisulfurado complejo

3.1.5 MICROSCOPÍA ELECTRÓNICA DE BARRIDO

Según la metodología descrita en la sección 2.1.3.3 se cuantificó elementos como Si y S presentes en el relave polisulfurado complejo, como se muestra en la figura 3.4.

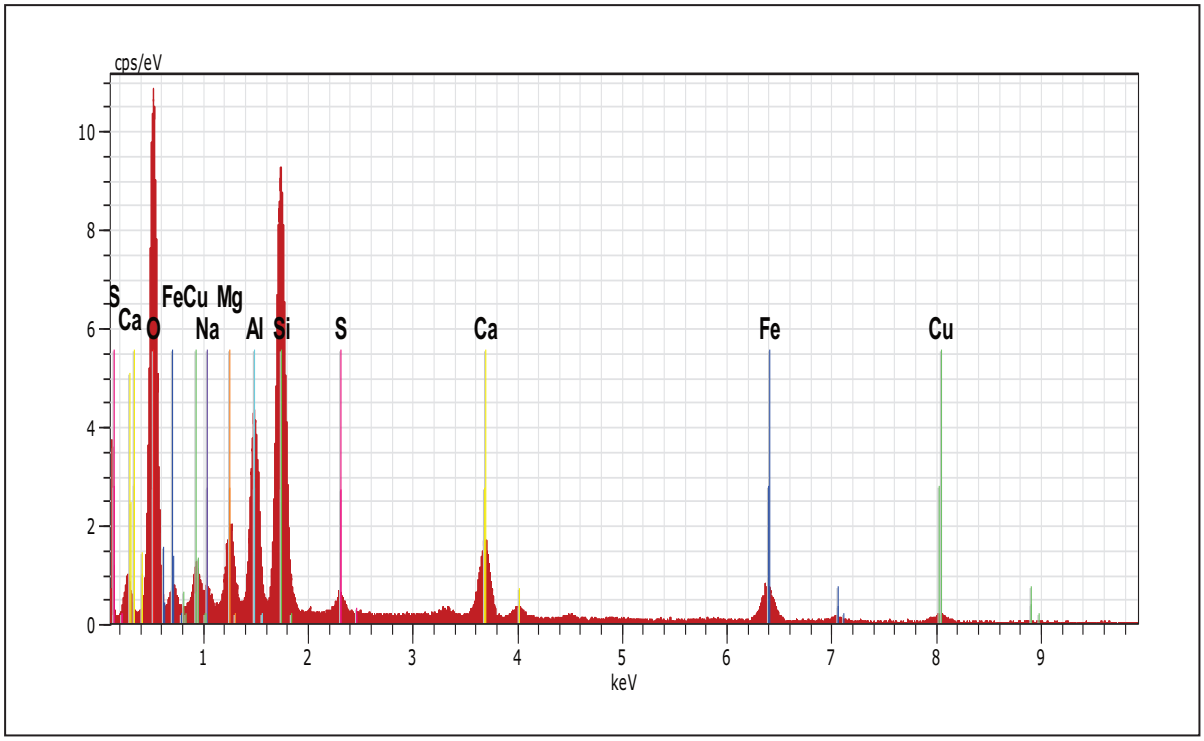


Figura 3. 4. Resultados del análisis por microscopía electrónica de barrido de la muestra de mineral polisulfurado complejo

La tabla 3.5 nos muestra al Si como el elemento con mayor porcentaje en peso (51,63%), la presencia de Si es clásica en relaves de minería según muestra el estudio realizado por Valderrama, Santander, Pavez, Guevara, Castillo y Humeres (2010).

Tabla 3. 5. Porcentaje de Si y S en el relave polisulfurado complejo

Elemento	Composición [at.%]	Composición [peso.%]
Si	22,35	51,63
S	5,56	6,89

3.2 EVALUACIÓN DE LOS PARÁMETROS Y REACTIVOS PARA LA FLOTACIÓN DE UN MINERAL POLISULFURADO COMPLEJO.

3.2.1 PRUEBAS PRELIMINARES DE FLOTACIÓN

Los resultados del porcentaje de recuperación en los concentrados de flotación de las pruebas preliminares se muestran en la tabla 3.6, los ensayos se realizaron de acuerdo a las condiciones que se indican en la sección 2.2.1, las condiciones de cada ensayo se explican en las tablas 2.1 y 2.2, los resultados completos se muestran en anexos II, fichas AII. 1-9.

Los resultados de los ensayos preliminares permitieron fijar parámetros como tiempo de molienda (30 min), porcentaje de sólidos (33%) y pH (9), ya que bajo estas condiciones se obtuvieron altos porcentajes de recuperación de metales preciosos como son Cu (65,73%), Au (97,04%) y Ag (97,11), según muestra la tabla 3.6. Los ensayos preliminares y los porcentajes de recuperación obtenidos sirvieron como la base sobre la que se realizaron los ensayos de flotación para la evaluación de la influencia de los parámetros de flotación sobre la recuperación de concentrados de cobre.

Tabla 3. 6 Porcentaje de recuperación de metales preciosos en los concentrados de flotación

% de recuperación en los concentrados de flotación						
# Prueba	**Cu**	**Fe**	**Pb**	**Zn**	**Au**	**Ag**
1	70,21	13,64	21,64	10,04	87,35	67,67
2	53,37	6,59	16,64	7,13	36,45	27,49
3	60,20	23,76	1,44	18,05	55,47	76,41
4	19,89	77,48	77,76	84,44	19,12	24,43
5	80,03	31,06	3,57	29,36	81,76	68,43
6	72,30	15,92	23,50	28,15	82,44	62,33
7	74,18	15,28	73,37	16,34	87,03	70,35
8	75,56	18,51	79,27	1,02	98,74	98,09
9	65,73	13,59	23,61	28,25	97,04	97,11

3.2.2 ENSAYOS DE FLOTACIÓN

La tabla 3.7 muestra el resultado del porcentaje de recuperación de Cu (60,04 %), Fe (6,59%), Pb (10,64%), Zn (7,13%), Au (61,20%) y Ag (48,65%), en el proceso de flotación, después de variar la concentración del colector amil xantato de potasio (KAX). Se observa que a medida que aumenta la concentración del colector se incrementan las recuperaciones de Cu (68,94%) y los porcentajes de Au (88,78) y Ag (61,79%) se mantienen en un valor alto.

Las propiedades que tiene el KAX que promueve la flotación de los minerales sulfurados en especial los que contienen cobre ya que existe una interacción entre colector y partícula, esta interacción ocurre por fuerzas hidrófobas con las partículas que poseen colector, según lo descrito por Testa, Capponi y Rubio (2008) p. 19. Por esta razón flotan las partículas de interés y permiten una mayor recuperación de minerales (Cu, Au y Ag).

Los valores de la tabla 3.7 están explicados en los anexos III fichas AIII2, AIII.1, AIII.3 respectivamente.

Tabla 3. 7 Porcentaje de recuperación de Cu,Fe,Pb,Zn,Au,Ag, con respecto a la concentración de amil xantato de potasio (KAX) en el concentrado de flotación

Concentración de KAX(g/t)	% Recuperación					
	Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag
25	60,04	6,59	16,64	7,13	61,20	48,65
50	66,06	5,50	9,64	3,93	92,13	77,04
75	68,94	10,47	4,92	5,72	88,78	61,79

La figura 3.5 muestra que al incrementar la concentración de KAX la recuperación del Au y Ag disminuyen, sin embargo la recuperación del Cu aumenta, esto

sucede porque el KAX no actúa de una forma selectiva especial y favorece la flotación de todos los sulfuros en diferentes proporciones de tal forma que flotan los más susceptibles en este caso el Cu.

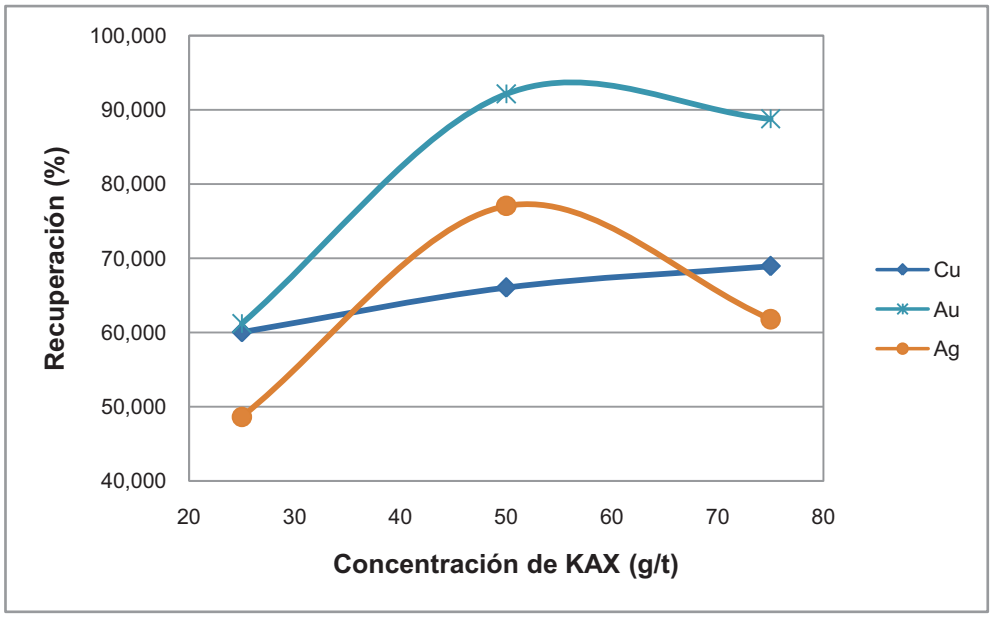


Figura 3. 5. Porcentaje de recuperación de Cu, Au y Ag con respecto a la concentración de KAX

La figura 3.6 muestra el porcentaje de recuperación Fe y Zn se incrementa con respecto a la concentración del KAX, este comportamiento se debe a que dichos elementos forman parte de los compuestos sulfurados como, bornita (Cu_5FeS_4), arsenopirita (AsFeS) y esfalerita (ZnS) presentes en el relave polisulfurado de cobre; mientras que el porcentaje de recuperación del plomo actúa de forma inversa ya que no está formando parte de un sulfuro.

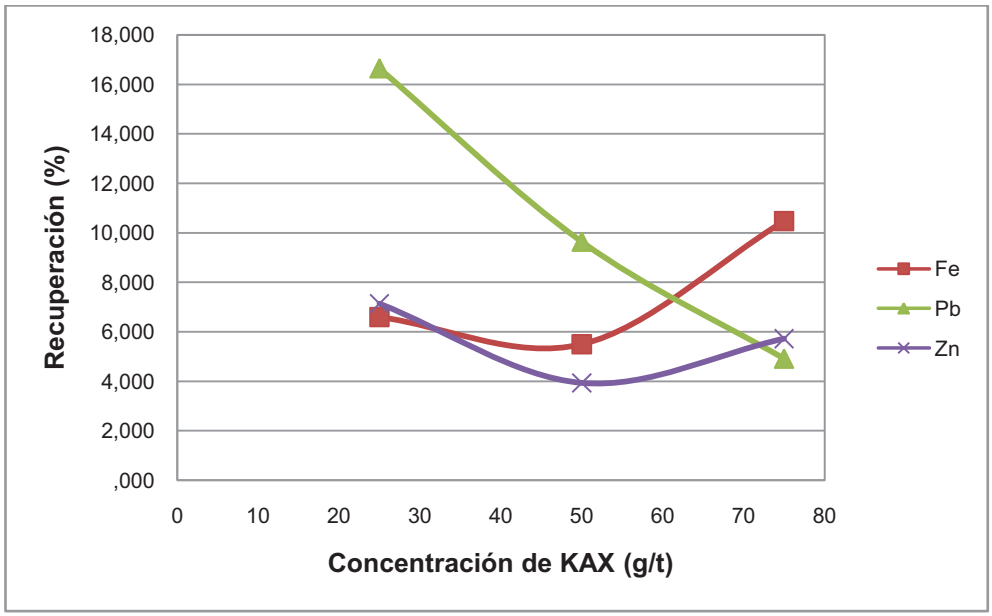


Figura 3. 6 Porcentaje de recuperación de Fe, Pb y Zn con respecto a la concentración de KAX

La tabla 3.8 muestra el resultado de las recuperaciones de Cu, Fe, Pb, Zn, Au y Ag del proceso de flotación, cuando se incrementa la concentración del espumante aceite de pino.

Según lo descrito por Testa, Capponi y Rubio (2008), en el proceso de flotación se usan aceites no polares en nuestro caso aceite de pino, para incrementar su difusión en la solución acuosa, estos aceites están en concentraciones del orden de 20-100 g/t (p. 19). Por esta razón nuestras pruebas de flotación descritas en la tabla 3.8, fijaron como límite de concentración de aceite de pino 100 g/t.

Los valores de la tabla 3.8 están explicados en los anexos III fichas AIII.7, AIII.4, AIII.5 respectivamente.

Tabla 3. 8. Porcentaje de recuperación de Cu,Fe,Pb,Zn,Au,Ag, con respecto a la concentración de aceite de pino en el concentrado de flotación

Concentración de Aceite de pino(g/t)	% Recuperación					
	Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag
50	68,94	10,47	4,92	5,72	88,78	61,79
75	79,19	6,11	42,58	7,02	65,09	51,18
100	58,35	10,79	35,41	10,49	54,90	35,45

La figura 3.7 muestra la variación del porcentaje de recuperación de Cu, Au y Ag cuando se incrementa la concentración del espumante (aceite de pino), se observa que en los tres casos la recuperación de oro y plata disminuye porque cuando se excede la concentración de espumante éste se adsorbe sobre la superficie del mineral y actúa como colector, y la selectividad del colector propiamente dicho (KAX) se ve afectada, sin embargo en existe un incremento en la recuperación de cobre con 75 g/t de aceite de pino, esto se debe a que en presencia de un espumante como el aceite de pino la recuperación de cobre aumenta, pero no se debe exceder la dosis ya que ocurre un efecto adverso como se muestra en la figura 3.7 cuando se adiciona 100 g/t. (Khan, Rafiq y Khan, 2000, p.14)

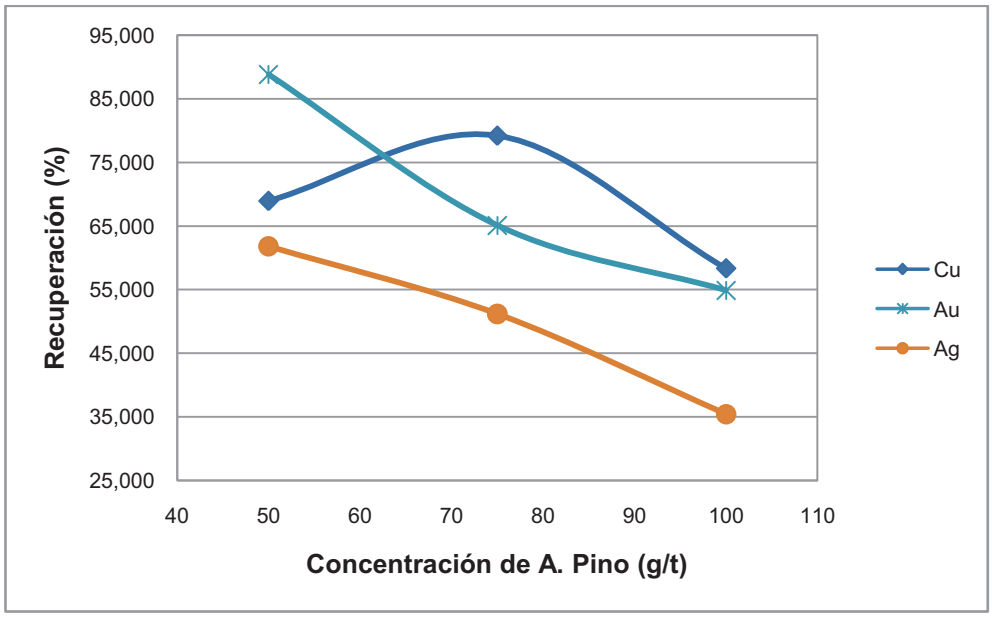


Figura 3. 7. Porcentaje de recuperación de Cu, Au y Ag con respecto a la concentración de Aceite de pino

La afectación de las propiedades del colector (KAX) por un exceso de espumante (aceite de pino), se muestra en la figura 3.8, un ejemplo es el porcentaje de recuperación del Pb que con 75 g/t alcanza un 42,58 % y con 100 g/ t, disminuye al 35,41 %.

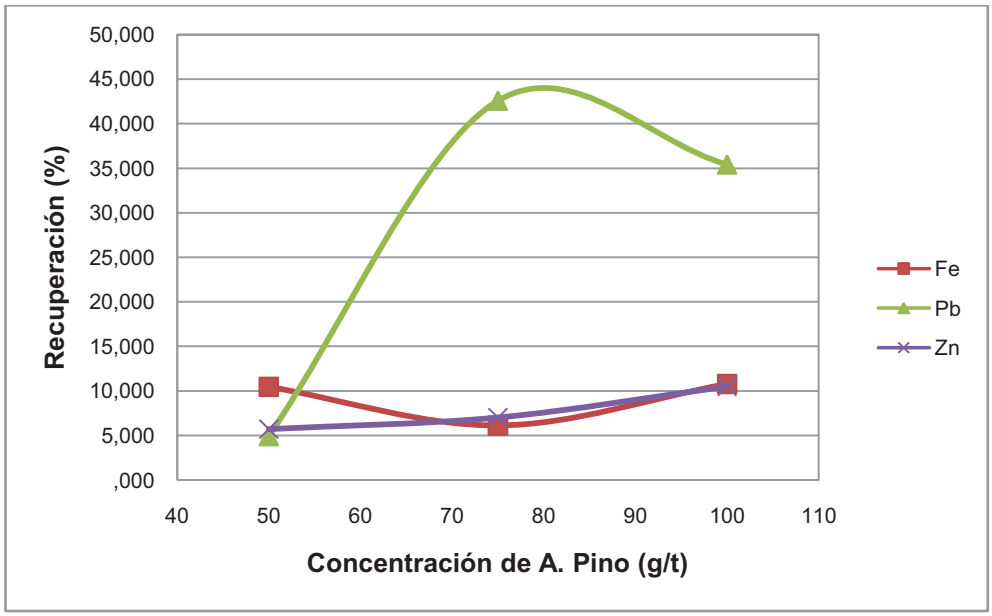


Figura 3. 8. Porcentaje de recuperación de Cu, Au y Ag con respecto a la concentración de Aceite de pino

La tabla 3.9 muestra los resultados del porcentaje de recuperación de Cu, Fe, Pb, Zn, Au y Ag con respecto al tiempo de flotación.

El porcentaje de recuperación de Cu (82,19%), Au (96,80%) y Ag (93,37) se incrementó con el tiempo de flotación (10 min), debido a que en los reactivos espumantes (aceite de pino) existen grupos parafínicos o nafténicos que tienen gran afinidad por sulfuros tratados con xantatos, por esta razón se incrementa la hidrofobicidad de todas las partículas, según lo señalado por Testa, Capponi y Rubio (2008) (p. 24) en el trabajo “Estudio de flotación no convencional de partículas finas de sulfuros de cobre y molibdeno”. De esta forma, mientras mayor es el tiempo de flotación mayor es la hidrofobicidad de las partículas y mayor será el porcentaje de recuperación.

Los valores de la tabla 3.9 están explicados en los anexos III fichas AIII.6, AIII.8, AIII.9 respectivamente.

Tabla 3. 9 Porcentaje de recuperación de Cu, Fe, Pb, Zn, Au y Ag, con respecto al tiempo de flotación.

Tiempo de flotacion (min)	% Recuperación					
	Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag
3	58,35	10,79	0,97	10,49	54,90	35,45
7	85,56	9,43	14,42	17,65	72,13	47,54
10	82,19	12,77	22,34	26,80	96,80	93,37

La figura 3.9 muestra que hasta el minuto 7 la mayoría de Cu ha flotado ya que a partir de ese tiempo empieza a disminuir su porcentaje de recuperación de 85,56% a 82,19 %, mientras que en el caso del Au y Ag flotan hasta los 10 min, esto se demuestra en el incremento de sus porcentajes de recuperación 96,80 % y 93,37 %.

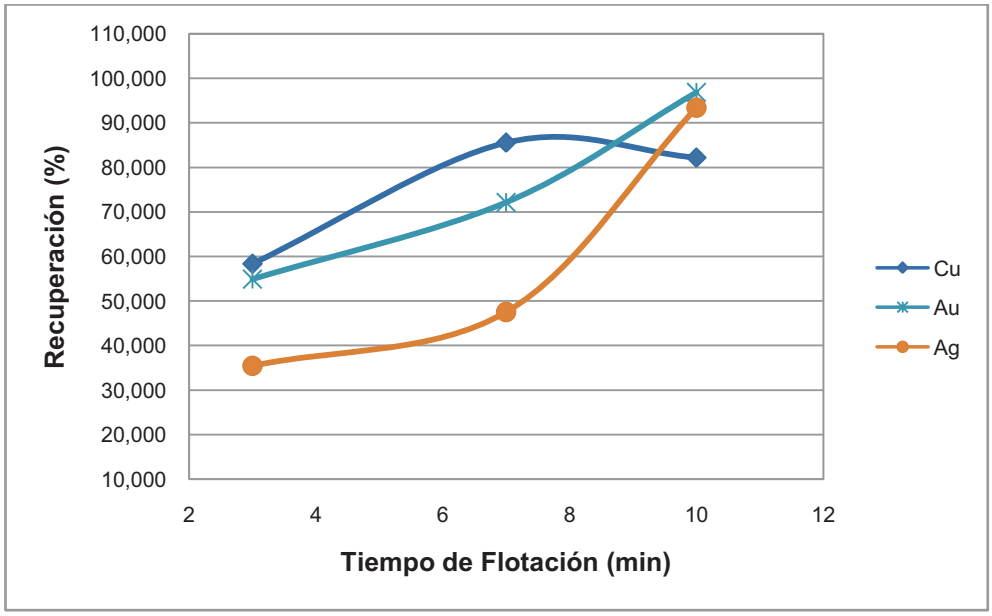


Figura 3. 9. Porcentaje de recuperación de Cu, Au y Ag con respecto al tiempo de flotación

La figura 3.10 muestra la flotación creciente de Fe, Pb y Zn hasta el minuto 10.

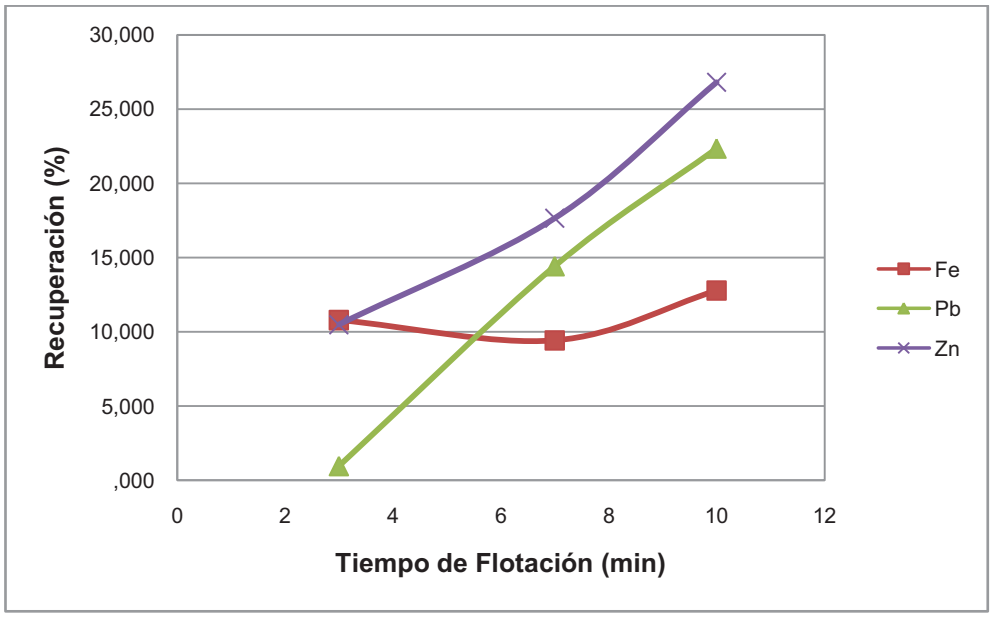


Figura 3. 10. Porcentaje de recuperación de Fe, Pb y Zn con respecto al tiempo de flotación

La Tabla 3.10 muestra las concentraciones de minerales preciosos contenidos en el concentrado final que se comercializará en la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación. La ficha AIII.10 en anexos muestra los detalles de este ensayo. Las concentraciones de estos minerales muestran la viabilidad de comercializar un concentrado valioso por el alto porcentaje de Cu (19,72%), Au (207,31 g/T) y Ag (175,00 g/T).

Tabla 3. 10. Concentración de los minerales preciosos presentes en el concentrado final de flotación

ELEMENTO	Cu	Au	Ag
CONCENTRACIÓN	19.72%	207.31 g/t	175,00 g/t

3.3 DETERMINACIÓN DE LA CINÉTICA DE RECUPERACIÓN DE ORO, PLATA, COBRE, HIERRO, PLOMO Y ZINC EN LOS CONCENTRADOS RECUPERADOS POR FLOTACIÓN.

La tabla 3.11 muestra los resultados de la recuperación acumulada de Au, Ag, Cu, Fe, Pb, y Zn del relave polisulfurado de cobre a medida que se incrementa el tiempo de flotación.

Tabla 3. 11. Recuperación acumulada de Au, Ag, Cu, Fe, Pb y Zn

Tiempo	Recuperación Acumulada, %					
min.	Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
1	8,64	2,73	1,92	1,45	12,74	12,21
1	24,56	7,02	5,57	4,12	24,29	19,63
2	45,28	12,73	11,60	13,20	48,58	39,24
4	57,65	15,75	14,73	18,17	62,46	52,48
6	72,21	19,44	18,61	22,95	73,36	67,19
10	90,20	28,00	29,24	37,70	94,31	72,60

La figura 3.11 muestra el porcentaje de recuperación del Cu, Fe, Pb, Zn, Au y Ag con respecto al tiempo, se puede observar también que a medida que se incrementa el tiempo de flotación tenemos un concentrado de flotación de gran interés económico pues se ha logrado recuperar un porcentaje de entre el 70% y 90 % de Cu, Au y Ag.

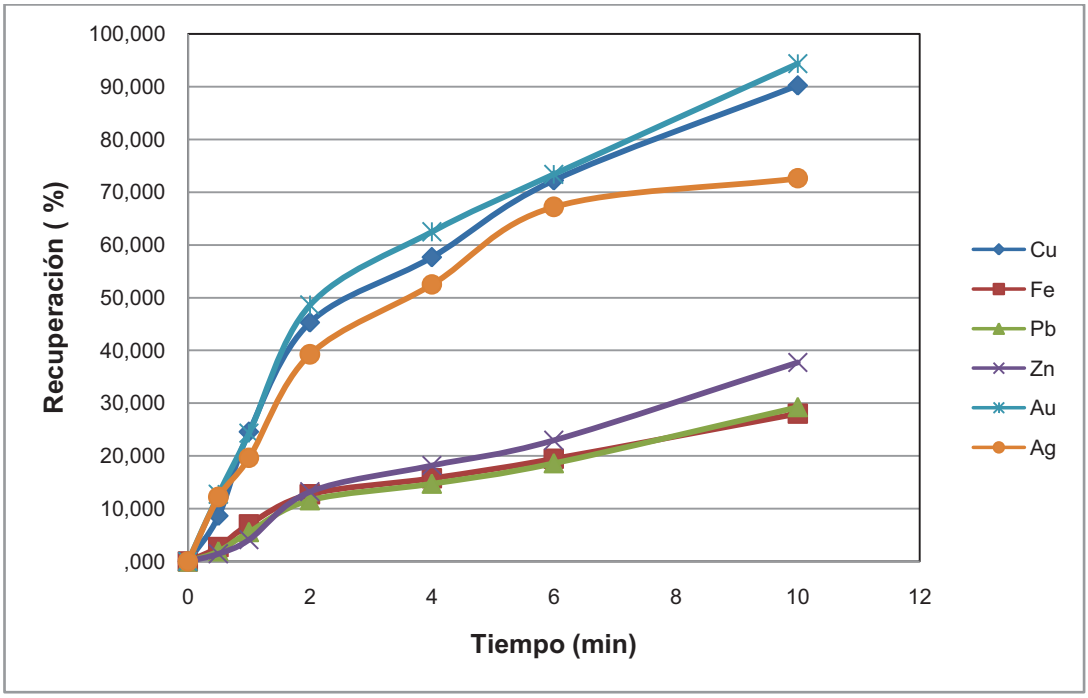


Figura 3. 11. Cinética de la flotación del relave polisulfurado de cobre

La tabla 3.12 muestra los valores de LN(1-R/Ro) para obtener la constante de flotación, también muestra que al tiempo 10 min no se puede calcular dicho valor ya que se incurre en un error matemático, debido a que no existe el logaritmo de cero.

Tabla 3. 12. Datos para obtener la constante cinética de flotación del Cu, Fe, Pb, Zn, Au y Ag.

Tiempo min.	**Valores de: LN (1- (R/Ro), con Ro=Rmáxima**					
	Cu	Fe	Pb	Zn	Au	Ag
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	-0,10	-0,10	-0,07	-0,04	-0,15	-0,18
1	-0,32	-0,29	-0,21	-0,12	-0,30	-0,32
2	-0,70	-0,61	-0,51	-0,43	-0,72	-0,78
4	-1,02	-0,83	-0,70	-0,66	-1,09	-1,28
6	-1,61	-1,19	-1,01	-0,94	-1,50	-2,60
10	-----	-----	-----	-----	-----	-----

En la tabla 3.13 se muestran los valores de las constantes cinéticas de Cu, Fe, Pb, Zn, Au y Ag, con los que obtendremos los tiempos y porcentajes de recuperación teórica a escala industrial.

Tabla 3. 13 Valores de las constantes cinéticas de flotación de los minerales de interés del relave polisulfurado complejo

Valores de la constante cinética de flotación k [1/min]					
Cu	**Fe**	**Pb**	**Zn**	**Au**	**Ag**
0,2635	0,1934	0,1678	0,1619	0,2506	0,4121

Las figuras 3.12, 3.13, 3.14, 3.15, 3.16, 3.17, muestran la linealización de las curvas que permitieron obtener las constantes de flotación del Cu, Fe, Au, Pb, Zn y Ag respectivamente.

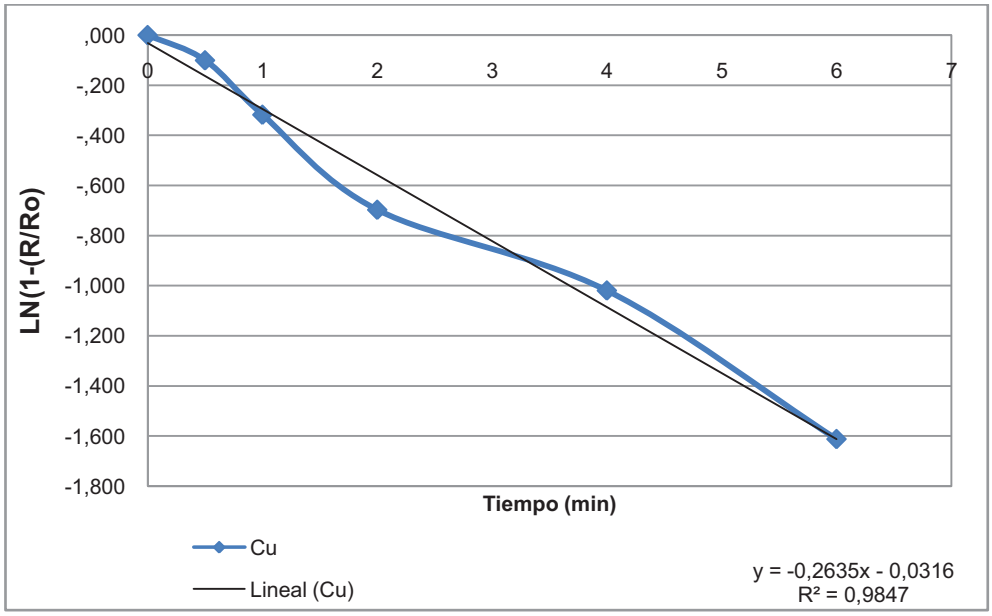


Figura 3. 12. Linealización de la curva para obtener la constante de flotación del Cu

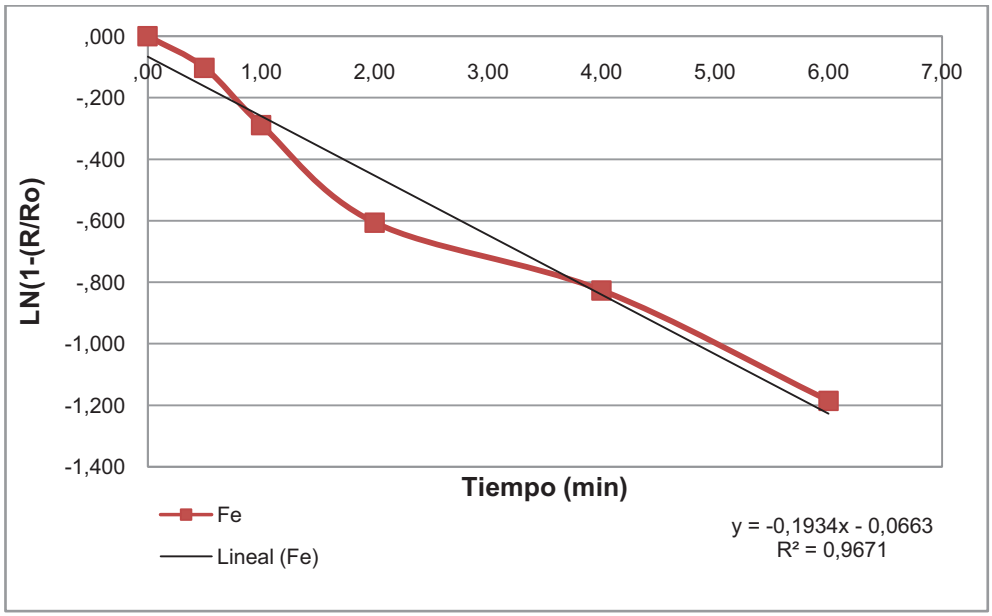


Figura 3. 13. Linealización de la curva para obtener la constante de flotación del Fe

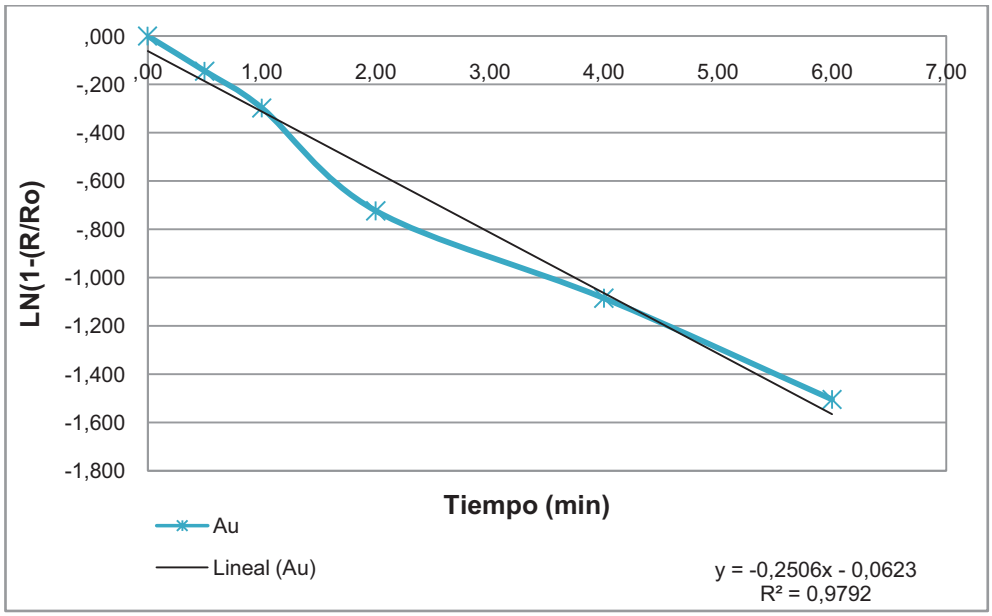


Figura 3. 14. Linealización de la curva para obtener la constante de flotación del Au

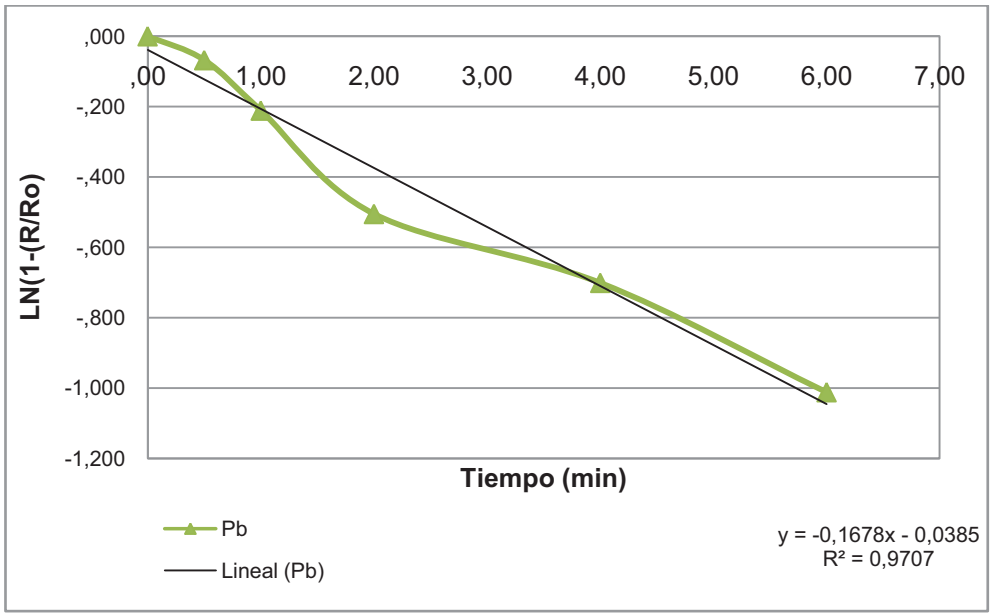


Figura 3. 15. Linealización de la curva para obtener la constante de flotación del Pb

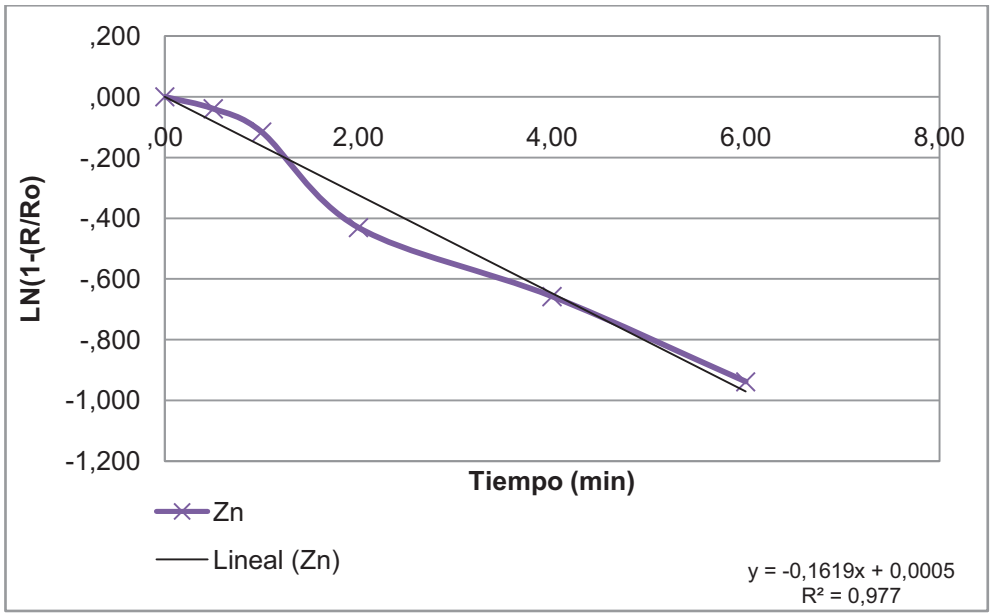


Figura 3. 16. Linealización de la curva para obtener la constante de flotación del Zn

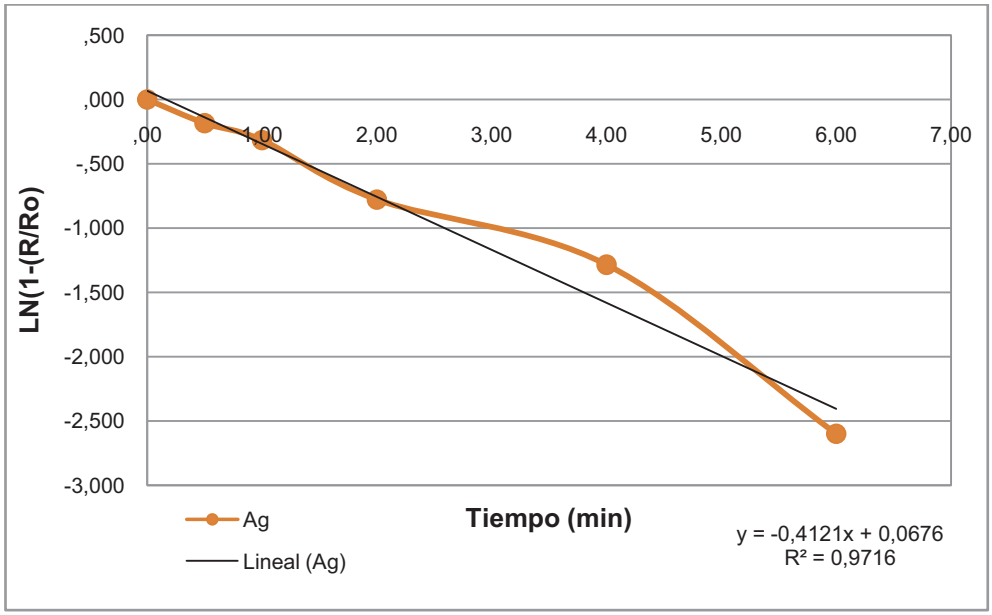


Figura 3. 17. Linealización de la curva para obtener la constante de flotación de Ag

La Tabla 3.14 muestra el porcentaje de recuperación teórico calculado mediante lo descrito en la sección 2.3 ecuación 2.8, para cada uno de los elementos de interés presentes en el relave polisulfurado complejo.

Se observa también que a escala industrial para alcanzar el porcentaje de recuperación de Cu (90,20%), Au (94,31%) y Ag (72,60%), obtenido en el laboratorio se requiere un tiempo de alrededor de 2 horas, aunque en los primeros 10 min se recupera la mayor parte de la concentración de cada mineral.

Según el trabajo realizado por Rubio, Matiolo, Texeira y Capponi, (2006), los valores de las recuperaciones obtenidas a escala laboratorio y los valores teóricos obtenidos a escala industrial, no necesariamente deben ser los mismos ya que las condiciones hidrodinámicas y energéticas son diferentes, a escala laboratorio la potencia está sobredimensionada y se fija por la capacidad del motor de la celda de flotación (p. 189).

Tabla 3. 14 Porcentaje de recuperación teórico de los elementos de interés a escala industrial

Recuperación teórica en planta industrial, %						
Tiempo min.	**Cu**	**Fe**	**Pb**	**Zn**	**Au**	**Ag**
0,0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,5	10,62	2,58	2,35	2,93	11,11	13,52
1,0	19,99	4,92	4,52	5,64	20,91	24,52
2,0	35,56	8,98	8,34	10,43	37,18	40,76
4,0	57,10	15,08	14,30	17,97	59,70	58,63
6,0	70,15	19,23	18,56	23,42	73,34	66,48
10,0	82,84	23,95	23,78	30,23	86,61	71,42
Valores Inferidos para tiempos mayores						
15,0	88,10	26,46	26,88	34,38	92,11	72,45
20,0	89,60	27,41	28,22	36,22	93,68	72,58
30,0	90,15	27,91	29,05	37,41	94,26	72,60
60,0	90,20	27,99	29,23	37,69	94,31	72,60
120,0	90,20	28,00	29,24	37,70	94,31	72,60

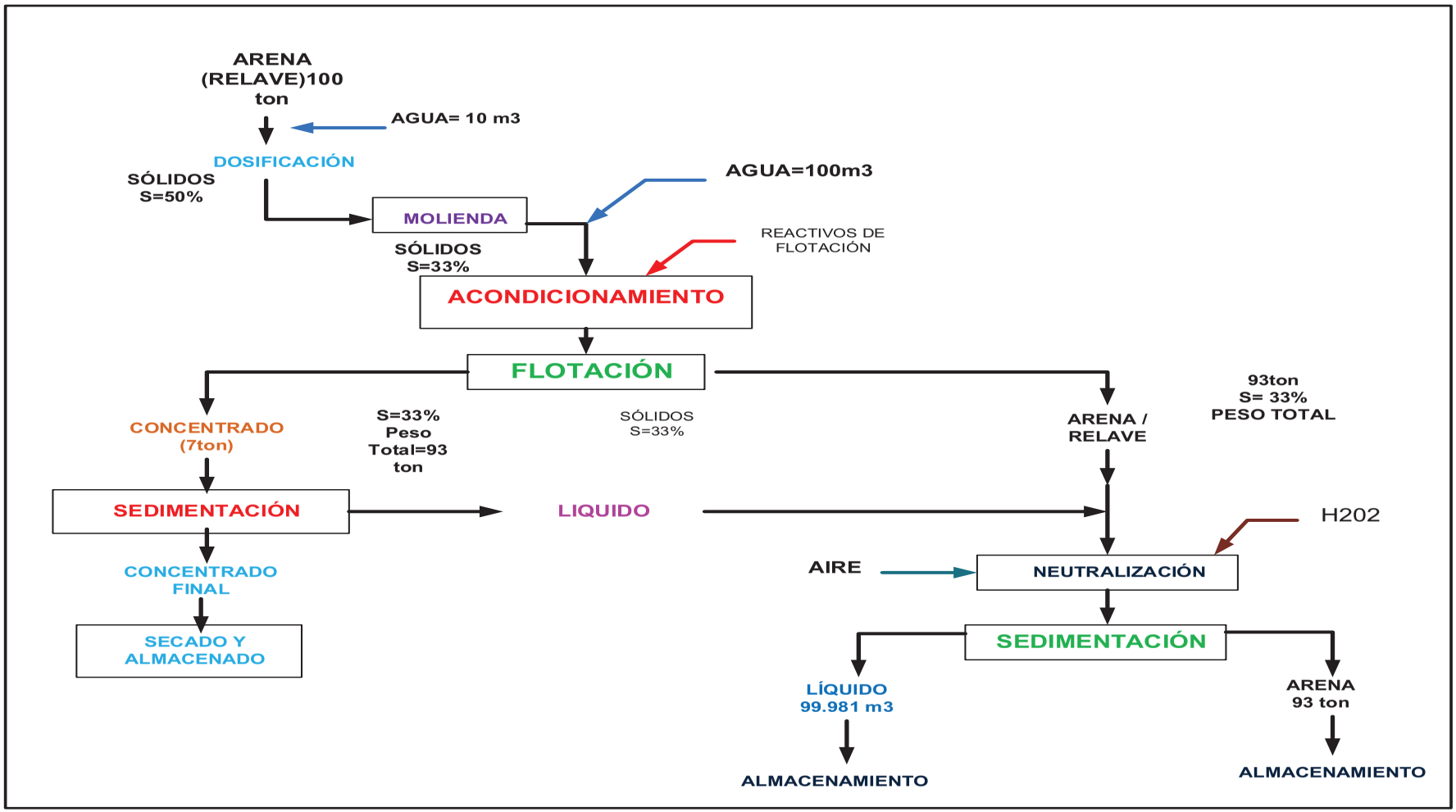
3.4 DIAGRAMA DE FLUJO Y DIMENSIONAMIENTO DE EQUIPOS EN LA RECUPERACIÓN POR FLOTACIÓN DE CONCENTRADOS DE COBRE.

Mediante los valores obtenidos para un proceso continuo mostrados en la tabla 3.14 se estableció el número de celdas requeridas y su volumen para la planta de recuperación de concentrados de cobre mediante flotación que se muestran en la tabla 3.15.

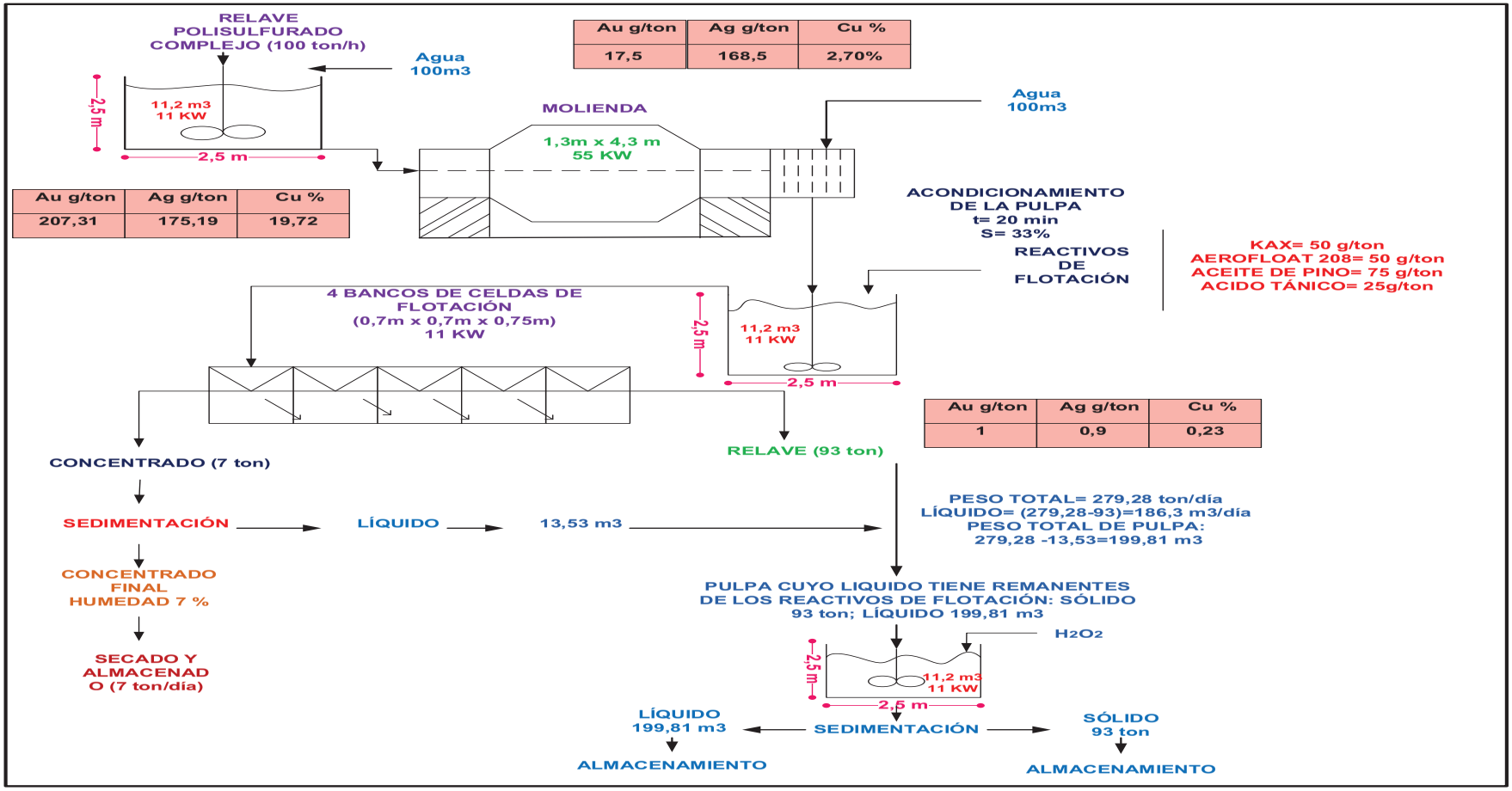
Tabla 3. 15. Número de celdas necesarias para la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación

Cálculo del número de celdas		
PARÁMETROS		
Capacidad de la planta	100,00	t/día
Densidad del mineral	3,08	g/mL
Porcentaje de Sólidos en pulpa	30,00	%
Telaje en pulpa	333,00	t
Volumen de agua	233,00	m^3/día
Volumen de pulpa	233,00	m^3/día
Tiempo de residencia	15,00	min
PROCESO CONTINUO		
Volumen útil de la celda	0,17	m^3
Volumen de la celda	0,3	m^3
Número de celdas	16,00	U

3.4.1 DIAGRAMA DE FLUJO INICIAL



3.4.2 DIAGRAMA DE FLUJO DETALLADO



3.4.3 DISTRIBUCIÓN DE LA PLANTA

3.4.4 DIMENSIONAMIENTO DE LOS EQUIPOS

3.4.4.1 Balance de masa en el molino de bolas

En el balance de masa en el molino de bolas, lo entra es igual a lo que sale, ingresan 100 t/día y se muelen al 65% de sólidos, con 200 t/día de agua y como resultado se obtiene 200 t/dia de mineral molido.

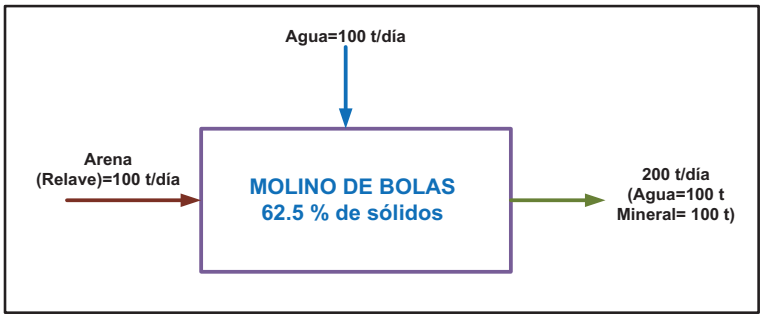


Figura 3. 18. Balance de masa en el molino de bolas

3.4.4.2 Balance de masa en la celdas de flotación

A la celda de flotación se alimenta 100 t/día de mineral molido, los reactivos de flotación y se deja flotar por 20 min, obteniéndose 5 t/día de concentrado y 95 t/dia de arena.

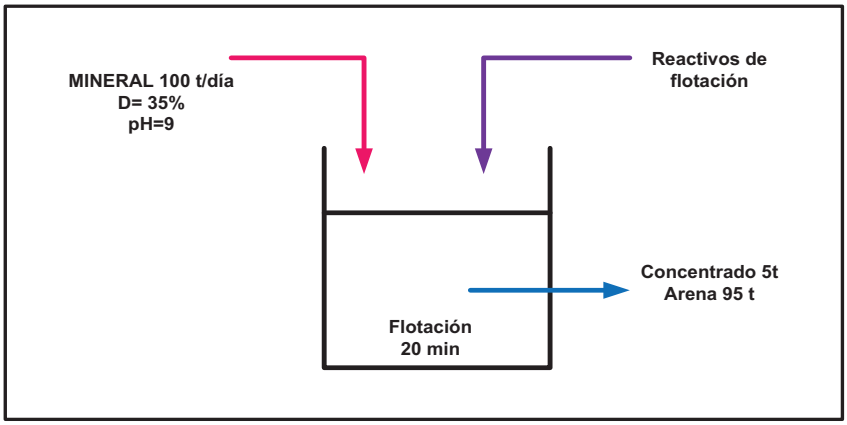


Figura 3. 19. Balance de masa en la celda de flotación

3.4.4.3 Hoja de especificación del molino de bolas

MOLINO DE BOLAS
IDENTIFICACIÓN: Molino de bolas **No. equipos:** 1 **Por:** KEFID
FUNCIÓN: Disminuir el tamaño del relave polisulfurado complejo.
OPERACIÓN: Batch.
TIPO: Molino de bolas. **PESO:** 13,80 t **PESO BOLAS:** 7 t
CAPACIDAD: 1,60-5,80 t/h **MATERIAL:** Acero al carbón, plástico y caucho. **ALTURA:** 1,30 m **POTENCIA:** 55 KW **VELOCIDAD ROTARIA:** 32 rev/min
REQUERIMIENTOS: Energía eléctrica

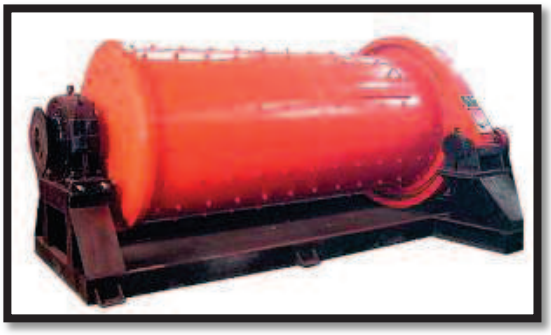


Figura 3. 20. Fotografía del molino de bolas

3.4.4.4 Hoja de especificación de las celdas de flotación

CELDA DE FLOTACIÓN
IDENTIFICACIÓN: Banco de 4 celdas de flotación **No. Equipos:** 4 **Por:** KEFID
FUNCIÓN: Flotar los metales preciosos
OPERACIÓN: Continuo
TIPO: SFO,37 **PESO:** 0.445 t, cada tanque
CAPACIDAD: 0,37 m^3, cada tanque. **MATERIAL:** acero al carbón, plástico y caucho. **ALTURA:** 0,70 m **DIÁMETRO:** 0,70 m **LARGO:** 0,75 M **POTENCIA**: 11 KW
REQUERIMIENTOS: Aire (11,3 m^3/min) Energía eléctrica

Figura 3. 21. Fotografía de la celda de flotación

3.4.4.5 Hoja de especificación del tanque agitado

TANQUE AGITADO
IDENTIFICACIÓN: TANQUE AGITADO **No. Equipos:** 4 **Por:** KEFID
FUNCIÓN: Homogenizar la pulpa del mineral con los reactivos.
OPERACIÓN: Batch.
TIPO: Cilíndrico sin tapa, con agitador de paletas.
CAPACIDAD: 11,2 m^3 **MATERIAL:** Plástico **ALTURA:** 2,5 m **DIÁMETRO:** 2,5 m **POTENCIA:** 11 KW
REQUERIMIENTOS: Energía eléctrica

Figura 3. 22. Fotografía del tanque agitado

3.4.4.6 Hoja de especificación del clasificador espiral

CLASIFICADOR ESPIRAL
IDENTIFICACIÓN: Clasificador espiral **No. Equipos:** 1 **Por:** KEFID
FUNCIÓN: Clasificar partículas sólidas de densidad diferente.
OPERACIÓN: Continuo
TIPO: Rastrillaje espiral continúo.
CAPACIDAD: 140 t/h **MATERIAL:** acero al carbón, plástico y caucho. **ALTURA:** 1.27 m **LARGO:** 5,43 m **ANCHO:** 0,93 m **POTENCIA:** 1,1 KW
REQUERIMIENTOS: Energía eléctrica

Figura 3. 23. Fotografía del clasificador espiral

3.4.4.7 Lista de equipos y potencia requerida en la planta de flotación

La logística minera, tiene prácticas propias del sector y posee una cercana relación de servicio con el área de mantenimiento, debido a que los equipos y demás activos son primordiales en la creación del valor y en la opción de crear una ventaja competitiva (Vergara, 2005, p. 2).

La tabla 3.16 nos muestra la lista de equipos y la potencia necesaria para la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación. Las especificaciones completas de los equipos se muestran en el ANEXO V.

Tabla 3. 16 Lista de equipos y potencia requerida en la planta de recuperación de concentrados de Cobre por flotación

ITEM	Nº	Descripción del equipo	Potencia Requerida[KW]
1	2	Tanques con agitador: 11,2 m^3, =2,5m, h=2,5 m	22
2	2	Bombas de agua de 254 cm, 0,75 KW	1,5
3	1	Molino de bolas (1,22 m x 4,26 m)	55
4	1	Clasificador espiral (5,340 m x 0,934 m x 1,274 m)	1,1
5	2	Tanques acondicionadores (2,5m x 2,5m)	22
6	3	Dosificadores de reactivos en solución	****
7	4	Bancos de 4 celdas de flotación (0.7m x 0.7m x 0.75m)	6
8	6	Recipientes de plástico (0,5 m^3)	****
9	4	Piletas de ladrillo y cemento para sedimentar los relaves de flotación	****
		Total	**107,6**

3.5 EVALUACIÓN ECONÓMICA PRELIMINAR

La planta trabaja con 100 t/día, en tres turnos de 8 h lo que significa que cada hora se procesan 4,2 t de relave polisulfurado complejo.

3.5.1 INVERSIONES

La inversión fija consta de los siguientes puntos, los precios de los equipos grandes como molino de bolas, clasificador espiral, celdas de flotación y tanques se han puesto con respecto a la referencia que se muestra en los catálogos del anexo V:

3.5.1.1 Terreno y Construcciones

La tabla 3.17 muestra el costo que tendrá el terreno en el que estará ubicada la planta de concentrados de cobre por flotación, la ubicación de la planta estará en una región cercana a la ubicación de las piscinas que contienen los desechos sólidos de minería (relaves).

Tabla 3. 17. Costo del terreno para la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación

TERRENO	**COSTO[$]**
2 Hectáreas de terreno en Zamora Chinchipe	100 000

De acuerdo a las dimensiones necesarias para la planta se estimó los costos de las construcciones, como se muestra en la tabla 3.18.

Tabla 3. 18. Costo estimado de las construcciones necesarias para la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación

CONSTRUCCIONES	**COSTO[$]**
Galpón para planta (20mx10mx200$/m²))	40 000
Bodegas, cocina, comedores, dormitorios,oficina (60mx10mx200$/ m²)	60 000
Total	**100 000**

3.5.1.2 Maquinaria y Equipo

La tabla 3.19 muestra el desglose de los gastos que se realizaran en la adquisición de los equipos necesarios para la operación de la planta.

Tabla 3. 19. Costo aproximado del equipo necesario en la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación

ITEM	Nº	Descripción del equipo	Costo aproximado[$]
1	2	Tanques con agitador: 11,2 m^3, =2,5m, H=2,5 m	27 870
2	2	Bombas de agua de 254 cm, 0,75 KW	800
3	1	Molino de bolas (1,22 m x 4,26 m)	310 000
4	1	Clasificador espiral (5,340 m x 0,934 m x 1,274 m)	30 660
5	2	Tanques acondicionadores (2,5m x 2,5m)	27 870
6	3	Dosificadores de reactivos en solución	780
7	4	Bancos de 4 celdas de flotación (0.7m x 0.7m x 0.75m)	33 000
8	6	Recipientes de plástico (0,5 m^3)	900
9	4	Piletas de ladrillo y cemento para sedimentar los relaves de flotación	2 000
		Total	**433 880**

El equipo auxiliar o que indirectamente es utilizado en la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación se muestra en la tabla 3.20.

Tabla 3. 20. Costo aproximado del equipo auxiliar utilizado en la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación

ITEM	CANTIDAD	EQUIPO AUXILIAR	COSTO [$]
1	1	Volqueta	40 000
2	1	Montacargas	33 000
3	1	Pala mecánica	10 000
4	1	Romana	2 100
5	6	Carretillas	900
6	12	Palas	150
7	5	Mesas metálicas	5 000
8		Otros	5 000
TOTAL			**96 150**

Por la magnitud de la planta de flotación es necesario un taller que permita solucionar de daños en los equipos e instalaciones, los detalles se muestran en la tabla 3.21.

Tabla 3. 21. Costo aproximado del equipo del taller utilizado en la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación

ITEM	CANTIDAD	TALLER	COSTO[$]
1	1	Soldadora	9 000
2	1	Compresor de aire	1 500
3	1	Herramientas	4 000
4	1	Camioneta 4x4	22 000
5	1	Otros	3 000
TOTAL			**39 500**

Los costos de equipo de oficina se muestran en la tabla 3.22

Tabla 3. 22. Costo aproximado del equipo de oficina utilizado en la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación

ITEM	CANTIDAD	EQUIPO DE OFICINA	COSTO [$]
1	5	Escritorios	750
2	60	Sillas	600
3	10	Archivadores	4 000
4	6	Computadores	8 000
5	4	Calculadoras	400
TOTAL			**13 750**

3.5.2 COSTOS

Los costos de producción constan de los siguientes ítems:

- Materias primas
- Mano de obra directa
- Carga fabril
    - Mano de obra indirecta
    - Depreciación
    - Mantenimiento
    - Suministros
    - Material indirecto
    - Seguros
- Gastos de administración
- **Materiales directos**: Relave Polisulfurado Complejo

100 T/día * 300dias/año* 50 $/T: $1 500 000

- **Mano de obra directa**

Tabla 3. 23. Gasto de Sueldos por año

Empleados	Sueldo Unitario	Sueldo Total/año
114	450	615 600
114	350	478 800
	TOTAL	1 094 400

- **Aportes y sobresueldos**

Los aportes al IEEES y sobresueldos fueron calculados a partir de lo especificado en el código de trabajo ecuatoriano 2010.

Porcentaje de Aporte al IESS: 12,15 %

Total de aportes al IEES: (615 600 x 12,15%) + (478 800 x 12,15%)

Total de aportes al IEES: $132 969,6

Sobresueldos:

Décimo Tercero: 292$ en el mes de agosto

Décimo Cuarto: 450$ ó 350$, según corresponda en el mes de diciembre.

Total de sobresueldos: (292 x 228) + (114 x 350) + (114 x 450)=$157 776

- Carga Fabril:

Los componentes de la carga fabril y sus costos se muestran en la tabla 3.24

Tabla 3. 24. Desglose de la carga fabril usada en el diseño de la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación**.**

Materiales indirectos [$] Químicos	50 000
Mano de obra indirecta[$] Ingenieros x 12 x 1500	216 000
Suministros (agua, luz)[$]	600 000
Seguros[$]	120 000
Reparación y mantenimiento[$]	50 000
Depreciaciones [$]	100 000
Imprevistos[$]	50 000
TOTAL[$]	1 072 000

TOTAL DE COSTOS: $4 779 925,61

3.5.3 INGRESOS POR VENTAS

Los ingresos anuales se calcularon con respecto a las concentraciones de los metales expuestos en la tabla 3.9 y los precios señalados en la tabla 3.25.

Según los descrito en la tabla 3.25 el precio del oro posee un alto valor económico en el años 2012, lo que significa que el concentrado de cobre obtenido de la planta de flotación de un relave polisulfurado, tendrá gran acogida en el mercado y el valor se incrementará por la presencia de oro y plata.

Tabla 3. 25. Precio actual del Au, Ag y Cu en el mercado

Metal	**Precio [$]**
g de Oro (Au)	67,00
g de Plata (Ag)	1,13
Kg de Cobre (Cu)	9,08

(Scotia, 2012)

INGRESOS ANUALES: $ 444 126 710,42

Au:

$$14.38\frac{g}{t} * 100\frac{t}{dia} * 300\frac{dias}{año} * 67\frac{\$}{g} = 28\ 903\ 800\frac{\$}{año}$$

Ag:

$$157{,}33\frac{g}{t} * 100\frac{t}{dia} * 300\frac{dias}{año} * 1.13\frac{\$}{g} = 5\ 333\ 487\frac{\$}{año}$$

Cu:

$$27\frac{kg}{t} * 100\frac{t}{dia} * 300\frac{dias}{año} * 9.086\frac{\$}{kg} = 7\ 359\ 660\frac{\$}{año}$$

3.5.4 ESTADO DE PÉRDIDAS Y GANANCIAS

La tabla 3.26 muestra el total de ventas netas obtenidas del concentrado de cobre obtenido por flotación, las estimaciones se han realizado de acuerdo al valor por

gramo que tiene cada elemento, el precio de venta en concentrado disminuirá pero la diferencia no será considerable.

Tabla 3. 26. Estado de pérdidas y ganancias para la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación.

ITEM	VENTAS NETAS	COSTO
1	Oro	28 903 800
2	Plata	5 333 487
3	Cobre	7 359 660
TOTAL		41 596 947

3.5.5 PUNTO DE EQUILIBRIO

El punto equilibrio, tiene una estrecha relación con los costos fijos y variables de la planta de recuperación de concentrados de cobre. Se determinan costos variables a los rubros que tienen una vinculación directamente proporcional con el nivel real de la actividad, mientras que los costos fijos se mantienen invariables ante cualquier cambio de volumen en la producción, estos dos parámetros fijan el punto de equilibrio, en el cual se determina si el costo real del producto es igual o mayor que el costo de producción (Puga, 2011, pp. 1-2).

Tabla 3. 27. Costos fijos y variables para la obtención del punto de equilibrio

ITEM	PUNTO DE EQUILIBRIO	COSTOS FIJOS [$]	COSTOS VARIABLES [$]
1	Materiales directos		1 500 000
2	Mano de obra directa	1 094 400	
3	Materiales indirectos		50 000
4	Mano de obra indirecta	216 000	
5	Depreciación	100 000	
6	Suministros		600 000
7	Reparación y Mantenimiento	50 000	50 000
8	Seguros	120 000	120 000
9	Costos de Ventas	20 000	20 000
10	Gastos administrativos	43 680	
COSTO TOTAL		3 984 080	

3.5.6 INDICADORES ECONÓMICOS

La tabla 3.28 muestra los indicadores económicos, que demuestran la viabilidad del diseño de una planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación (TIR > 0). Por el alto valor adquisitivo del Au, Ag y Cu en el mercado el tiempo de pago de la inversión es menor a un año, aunque el valor de la reducción de la contaminación ambiental es invalorable, pues al tratar los residuos de minería se evita el gran daño a la flora y fauna que produce explotar una mina en tierras vírgenes.

Puga (2011), señaló que el valor actual neto (VAN), es un indicador que mide los flujos de los ingresos y egresos futuros que tendrá un proyecto, para luego con el descuento de la ganancia determinar si queda una utilidad, cuando en un proyecto tenemos un VAN>0 como es el caso de la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación, la inversión producirá ganancias y el proyecto puede aceptarse (p.p. 1-2). De esta forma nuestro proyecto es viable económicamente.

Para determinar si la inversión es aconsejable, se determina la tasa interna de retorno (TIR), la más conveniente es aquella que ofrezca un valor mayor a la tasa de descuento aplicada (30 %), nuestro caso se obtiene un valor de 198.72 % de TIR lo que refleja que la inversión es viable, ya que la TIR representa la tasa de interés más alta que un inversionista puede pagar sin perder dinero. La TIR es un indicador de rentabilidad relativa del proyecto, por esta razón nuestro proyecto es rentable (Puga, 2011, pp. 1-2).

Tabla 3. 28. Resumen de los indicadores económicos calculados para la evaluación económica de la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación.

Parámetros de ganancia	**Valor**
Valor presente neto [$]	72 224 328,53
Tasa interna de retorno [%]	198,72
Tiempo de pago de la inversión	0,1
Tiempo de vida en años	10

3.5.7 RESUMEN ECONÓMICO

- Inversión total del proyecto: $ 4 779 925.61
- Capacidad de procesamiento de la planta: 100 t/día
- Tenores de los metales preciosos: Oro : 20 g / t
  Plata: 168.5 g / t
- Rentabilidad : 88,53 %
- Punto de equilibrio : 4,46 %
- Duración del proyecto:
  - Instalación y puesta a punto de la planta : 2 años
  - Operación de la planta : aproximadamente 10 años
  - Reservas de mineral : al menos 400 000 t de mineral

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 CONCLUSIONES

- De las pruebas de flotación se determina que 75 g/t de KAX, 50 g/t de aceite de pino y 10 minutos de flotación, son las condiciones que permiten una recuperación del 96,80 % de Au, 93,37 % de Ag y 82,56 % de Cu; que son las máximas recuperaciones que se obtuvieron en el diseño de la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación a partir de un relave polisulfurado complejo.

- Los resultados para la flotación a escala industrial indican que el tiempo para alcanzar el máximo porcentaje de recuperación obtenido en el laboratorio, es de 2 horas aproximadamente.

- De los porcentajes de recuperación de oro, plata y cobre se concluye que para el diseño de la planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación se necesitan 16 celdas de flotación con un volumen de 0,3 m^3, sin embargo para el proceso real y el análisis económico debemos regirnos a las ofertas que existen en el mercado, por esta razón se adecuado el proceso para que funcione con 4 bancos de 4 celdas de flotación.

- Del análisis económico preliminar realizado para el diseño de una planta de recuperación de concentrados de cobre por flotación, se concluye que la inversión necesaria para el primer año es de 4 779 925,61 $, valor que incluye equipos, servicios (luz, agua, teléfono), materias primas y mano de obra directa e indirecta.

- El valor actual neto para el funcionamiento de la planta por 10 años de 72 224 328,52 $, indica la rentabilidad del proyecto.

- El valor de la tasa interna de retorno (TIR), calculado para el funcionamiento de la planta por un periodo de tiempo de 10 años, es de 198,72 % y al ser un valor mayor a cero, nos indica que es un proyecto económicamente viable, que tiene una rentabilidad del 88,53 %.

4.2 RECOMENDACIONES

- Se recomienda continuar con las investigaciones en cuanto al aprovechamiento de residuos sólidos de minería o relaves, pues su tratamiento disminuye grandes contaminaciones ambientales e incrementan las ganancias en el procesamiento de minerales.

- Se recomienda ampliar la investigación experimental para realizar una recuperación final que implique obtener lingotes de Au, Ag y Cu, ya que este paso conlleva a un incremento sustancial en el precio de venta de los minerales.

5. BIBLIOGRAFÍA

1. Aparicio, A., Bustillos M.A., Fernández R. y García R. (2010). Proceso de silificación y tipos de cuarzo en rocas volcánicas. *GEOGACETA,* (39).

2. Aracena, A., Ruiz, M. y Padilla, R. 2010. Oxidación de Enargita en Atmósferas de Nitrógeno-Oxígeno a Temperaturas altas. *IBEROMET XI X CONAMET/ SAM* (pp.1-8). Viña del Mar, Chile: Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad de Concepción.

3. Azañero, A. (2008, Marzo). Concentración y Flotación de Minerales- Circuitos de Flotación y Balance Metalúrgico. San Marcos, Perú. Recuperado de http://es.scribd.com/doc/59563203/Circuitos-de-Flotacion-y-Balance-Metalurgico.

4. Azañero, A., Aramburu, V., Quiñones, J., Puente, L., Cabrera, M., Rengifo, W., Falconi, R. y Quispe, J. (2010).Flotación de minerales polimetálicos sulfurados de Pb, Cu, y Zn. *Revista del Instituto de Investigaciones de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas*. 26(13).

5. Azañero, A., Nuñez, P., Aramburu, V., León F., Quiñones, L., Cabrera M., Puente, L., Díaz, C., Cerrón, J. y Alarcón, G. (2009).Factores que afectan la selección del proceso metalúrgico para beneficiar minerales complejos de oro. *Rev. Inst. Investig. Fac. Minas Metal Cienc. Geogr.*, 12(24).

6. Ballester, A. y Córdova, E., (2005). Hidrometalurgia de la Calcopirita. Hidrocopper, Santiago, Chile. Recuperado de http://www.hidrocopper.cl/2005/esp/poster/sesion1/02_antonio_ballester.pdf (Abril, 2012)

7. Bevilaqua, D., Diez-Pérez, I., Fugivara, S., Sanz, F., García, O. y Benedetti, A. (2003). Characterization of bornite (Cu_5FeS_4) electrodes in the presence of the bacterium acidithiobacillus ferrooxidans. *Sociedad Brasilera de Química,* 14(4).

8. Corporación de Estudios y Publicación, 2010. Código del Trabajo. Quito, Ecuador: Talleres de la corporación de estudios y publicaciones.

9. De la Torre, E. y Díaz X. (2000). *"Manual de auditoría ambiental"*, 1era edición, Quito, Ecuador: corporación OIKOS.

10. Didier, J. (2012, enero). *Punto de Equilibrio.* Recuperado de http://pymes futuro.com/punto de equilibrio.

11. Figueroa, A., Vega, V., Dionisio, E., Caballero, M., Villacorta, H. y Moreno, L. (2008). Construcción de un prototipo de celda de flotación a escala piloto. *Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG,* 11(22), pp. 7-12.

12. Gzogyan, T. y Gubin, S. (2008). Effect of the Physical-Chemical Factors on Flotation Perfection of Magnetite Concentrates. *Journal of Mining Science,* 44(1).

13. Gálvez, E., Zabala, M., Magna, J. y Cisternas, L. (2002). Diseño óptimo de circuitos de flotación de minerales*. CONAMET/SAM-SIMPOSIO MATERIA 2002*. Antofagasta, Chile.

14. Guevara, M. (2001, Noviembre). Modelación en flotación. Recuperado de www.hidrometalurgia.com/.../Ing_%20Mario%20Guevara_docx.pdf

15. Huapaya, A. (2010). Manual de flotación I. *Rev. DISC*. (1).

16. Herrera, C., Muñoz, J., Casas, J. (2003). Aglomeración y lixiviación en lecho fijo de colas de procesos de flotación de cobre a escala laboratorio: efecto del contenido de humedad en la aglomeración. *Revista de Metalurgia, 39*.

17. Ibañez, J.P, Ipinza, A, Collao N., y Ahlborn G. (2007). Respuesta metalúrgica de fracciones finas de minerales sulfurados de cobre en un proceso combinado de flotación modificada y biolixiviación agitada. *Revista de Metalurgia, 43*(2).

18. Jettestuen, E., Podladchikov, Y., De Villiers, S., Amundsen, H. y Meakin P. (2006). "Growth and characterization of complex mineral surfaces". *Minerals Engineering* , (249).

19. Klein, C. y Hurlbut, S., (1997). Manual de Mineralogía: Volumen 2. (21va. ed.). España: Reverté.

20. Khan, M., Rafiq, M. y Khan, E. (2000). Flotation of copper minerals from north waziristan copper ore, on pilot-scale. *SCIENCIE VISION, 6*(1).

21. Linares, N., (2010, Mayo). *Agentes Químicos de Flotación de Espumas.* Tacna, Perú. Recuperado de http://es.scribd.com/doc/31573132/CAPITULO-II-AGENTES-QUIMICOS-DE-FLOTACION.

22. LAPP TANNEHILL, 2012, Camden Copper prices 2003 thru 2012, Recuperado de *kltstore.kltannehill.com/**copper/copper**.pdf.*

23. Lee, K., Archibald, D., McLean, J. y Reuter, M. (2008). Flotation of mixed cooper oxide and sulphide minerals with xanthate and hydroxamate colectors. *Minerals Engineering,* 11(5).

24. López, A., y Reyes, J., (2005), Flotación de calcopirita, pirita y molibdenita en minerales de cobre tipo pórfidos, *X Simposio sobre procesamiento de Minerales*, (pp. 1-29), Chillán, Chile. Recuperado de http://ebookpp.com/fl/flotacion-de-calcopirita%2Cpirita-y-molibdenita-pdf.html

25. López, F., Uribe, A., Magallanes, L. y Pérez R. (2009). Estado de aireación de celdas y columnas de flotación y su relación con las variables metalúrgicas. *Suplemento de la Revista Latinoamericana de Metalurgia y Materiales,* 1(2).

26. Lovera, D., Arias V., Bustamante, A., Puente, L., Quiñones, J., Coronado, R., Diego, J., Valencia, R. y Concepción L. (2010). Cinética de la reducción carbotérmica de la calcopirita del complejo Marañón. *Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG*, 13(25).

27. Mantilla, C., Pedraza, J. y Laverde, D. (2008). Utilización de Estudios de Potencial Zeta en el Desarrollo de un Proceso Alternativo de flotación de Mineral Feldespático. *Dyna*, 75(154).

28. Menor, C., Carrasco, I., y García, G. (2010). Los minerales del grupo de la Calcosina en la mina “Las Cruces”, Gerene (Sevilla). *Revista digital de Mineralogía Topográfica Ibérica* (1).

29. Neira, G. y Cañas, L. (2007). Procedimiento para medir ángulos de contacto en sólidos particulados finos, Pereira (Colombia). *Scientia et Technica Año XIII,* (36).

30. Olvera, M., Maldonado, A. y Asomoza, R. (1999). Propiedades físicas de películas delgadas de CuInS2 obtenidas mediante la técnica de rocío químico. *Sociedad Mexicana de Ciencias de Superficies y de Vacio*, 8.

31. Palafox, C., De la Fuente, D., Castillo, M. y Reyes, J. (2010). Rediseño del circuito de flotación de zinc usando modelación matemática. *XV Encuentro sobre Procesamiento de Minerales.* (pp. 1-14). San Luis Potosí, México. Recuperado de www.metso.com/miningandconstruction/mct_service.../128.pdf

32. Pérez, J. (2009). "Recuperación de minerales oxidados polimetálicos complejos con tecnología limpia en la planta concentradora de Mesapata-Cátac". *Aporte Santiaguino*, *2*(2), 259.

33. Pecina, E., Uribe, S., Nava, A., y Pérez, R. (2002). Mecanismo de interacción del di-isobutil ditiofosfinato de sodio con galena y pirita. *CINVESTAV-IPN.*

34. Piercey, S., (2009, Enero).Report on the Ore Mineralogy of samples from the Au-Rich 1806 Zone, Ming Volcanogenic Massive Sulfide. Recuperado de:http:ramblermines.com/files/Piercey_Rambler_Sulfide_Report_Low_Res.pdf

35. Piñeres, J., Barraza, J., y Blandón, A. (2009). Constantes cinéticas de flotación del grupo maceral vitrinita de dos carbones colombianos. *Ingeniería e Investigación,* 29(3).

36. Puga, M. 2011. Fundamentos básicos de finanzas. Chile, Recuperado de www.mpuga.com

37. Rodriguez, Y., Ballester A., Blásquez M.L., Gonzales F. y Muñoz J.A. (2001). "Mecanismos de biolixiviación de sulfuros metálicos."*Revista de Metalurgia,* 9(37).

38. Romero A., Flores S. y Medina R. (2009). “Estudio de los metales pesados en el relave abandonado de Ticapampa”. *Rev. Inst. Investig. Fac. Minas Metal Cienc. Geogr.*, 11(22).

39. Romero, F., Armienta, M., Gutierrez, G. y Villaseñor, G. (2008). Factores geológicos y climáticos que determinan la peligrosidad y el impacto ambiental de jales mineros. *Rev. Int. Contam. Ambient.*24(2).

40. Reyes, L., Herrera, R., Godoy, A., Sánez, C., Herrera, M. y Ginocchio L. (2011). Uso de Biosólidos como Reactivo Espumante en Procesos de Flotación: Caracterización Física y Química. *Dyna,* 78(167).

41. Reyes-Bahena, J., Manlapig, E., y Lopez-Valdiviezo, A. (2005). Evaluación del Incremento de capacidad en circuito de re-tratamiento por modelación matemática y simulación experimental. *AIMMGM XXVI CONVENCIÓN INTERNACIONAL DE MIENERÍA,* (pp.315-322). Veracruz, México.

42. Rivera, R., Camejo, P., Moya, F., López, J. y Munguía, M. (2011). Estudio de biolixiviación de un mineral de sulfuros de cobre de baja ley con bacterias tio- y ferro-oxidantes en condiciones termófilas. *REVISTA DE LA FACULTAD DE INGENIERÍA, UNIVERSIDAD DE ATACAMA. 26*.

43. Rubio, J., Matiolo, E., Teixeira, R. y Capponi, F. (2006). Flotación extensora y con acondicionamiento en alta intensidad de finos y ultrafinos de sulfuros de Cu y Mo. *CONGRESO INTERNACIONAL DE METALURGIA EXTRACTIVA,* (pp.182-194). Saltillo, México.

44. Salager, J. y Forgiarini, A. (2007). Fundamentos de la flotación. *FIRP.3*

45. Sánchez L. (1995). Manejo de Residuos Sólidos en Minería. *Aspectos Geológicos de Protección Ambiental,* 1.

46. SCOTIA MOCATTA. (2011). Precious Metals 2012 Forecast, Recuperado de www.**scotiamocatta**.com/price/**gold**.htm.

47. Suarez, G., García, G. y Amariz, J. (2005). Flotación en columna como técnica de beneficio para minerales finos. *Redalyc,* 9(17).

48. Testa, F., Capponi, F. y Rubio, J. (2008). Estudios de flotación no convencional de partículas finas de sulfuros de cobre y molibdeno. *Revista de la facultad de ingeniería, Universidad de Atacama, 22*.

49. Valderrama, L., Santander, M., Pavez, O., Guevara, M., Castillo, C. y Humeres P. (2010). Caracterización de Pirita Contenida en Relaves de Cobre. *IBEROMET XI X CONAMET/ SAM* (pp.1-6). Viña del Mar, Chile: Departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad de Atacama.

50. Vallebuona, G., Casali, A., y Rodriguez, F. (2006). Caracterización de la distribución de burbujas en celdas de flotación de minerales. *CONAMET/SAM* (pp. 1-8). Viña del Mar, Chile: Departamento de Ingenieria de Minas, Universidad de Chile.

51. Vaughan, D., Tossell, J., y Chris, S. (1987).The surface properties of bornite. *Mineralogical Magazine*, (51).

52. Vergara, D. (2005). Modelo de gestión logística orientado a la optimización de activos. *Convención Minera*. Arequipa, Perú.

53. Yianatos, J. (2005). Flotación de Minerales, Recuperado de es.scribd.com/doc/8634313/Flotaci-n-J-Yianatos.

ANEXOS

ANEXO I

RESULTADOS DEL ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Ficha Técnica Nº AI.1

MUESTRA: Relave polisulfurado complejo

OBJETIVO: Determinar la distribución de tamaños de la muestra de relave polisulfurado complejo, sometida a una separación mecánica por medio de una serie de tamices normados.

CONDICIONES DE OPERACIÓN:

Peso de la muestra [g]	200
Tiempo [min]	15
Nº de Tamices	13

Tabla AI. 1 Resultados del análisis granulométrico del relave polisulfurado

TAMIZ MALLA#	ABERTURA UM	PESO RETENIDO	% RETENIDO	%RETENIDO ACUMULADO	%PASADO ACUMULADO
40	425	1,4	0,56	0,56	99,44
50	300	3,5	1,40	1,96	98,04
60	250	0,8	0,32	2,28	97,72
70	212	4,2	1,68	3,96	96,04
80	180	3,6	1,44	5,40	94,60
100	150	10,7	4,28	9,68	90,32
150	106	42,1	16,85	26,53	73,47
180	90	67,9	27,17	53,70	46,30
200	75	26,2	10,48	64,19	35,81
270	53	38,1	15,25	79,43	20,57
325	45	32,7	13,09	92,52	7,48
400	38	9,4	3,76	96,28	3,72
-400	0	9,3	3,72	100,00	0,00
		249,9	100,00		

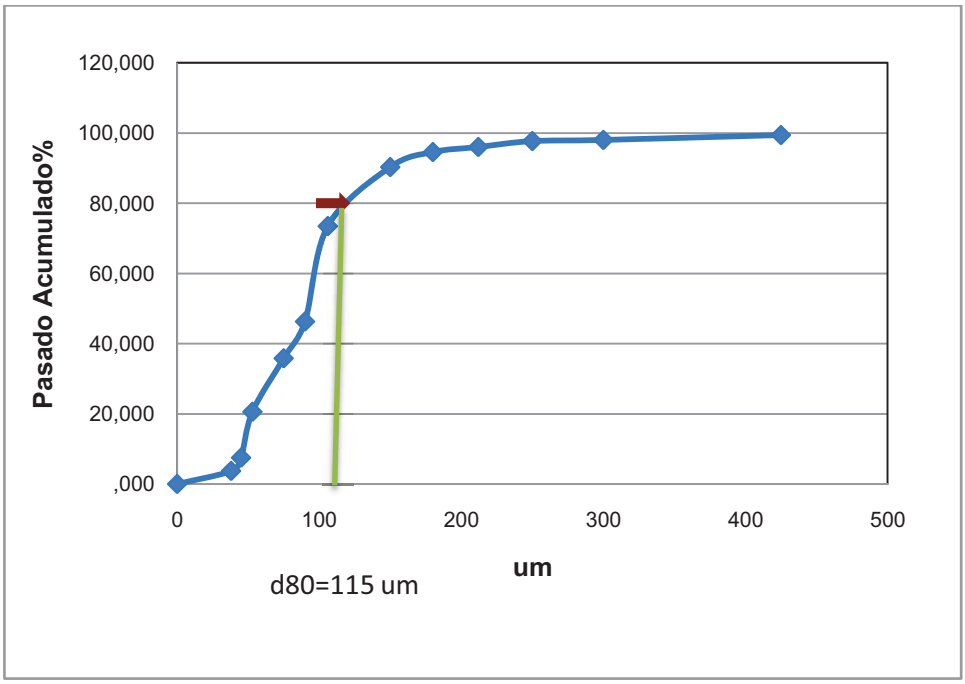


Figura AI. 1. Curva Granulométrica para determinación de d80

RESULTADOS DEL ANÁLISIS POR MICROSCOPÍA ELECTRÓNICA DE BARRIDO

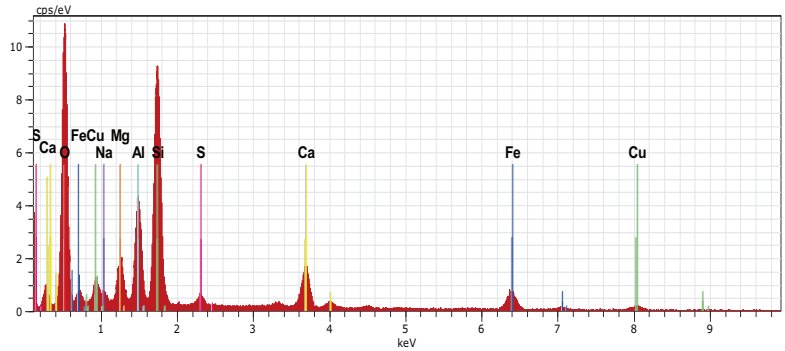
Ficha Técnica Nº AI.2

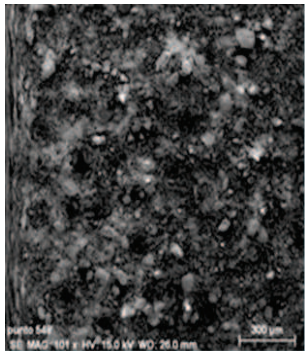
MUESTRA: Relave polisulfurado complejo

OBJETIVO: Determinar la composición en peso del relave polisulfurado complejo.

CONDICIONES DE OPERACIÓN:

Peso de la muestra [g] 100





RM-6309 LETICIA JORDÁN 1 FECHA:3/27/2012 11:30:24 AM HV:15.0KV D. IMP.:4.96KCPS

EL	AN	SERIES	UNN. C [WT.%]	NORM. C [WT.%]	ATOM. C [AT.%]	COMPOUND	COMP. C [WT.%]	NORM. COMP. C [WT.%]	ERROR [WT.%]
O	8	K-SERIES	20.58	27.50	44.70		0.00	0.00	0.9
SI	14	K-SERIES	18.06	24.13	22.35	SIO2	51.63	38.64	0.8
FE	26	K-SERIES	10.49	14.02	6.53		14.02	10.49	0.4
AL	13	K-SERIES	7.56	10.10	9.73		10.10	7.56	0.4
CA	20	K-SERIES	6.96	9.30	6.04		9.30	6.96	0.2
NA	11	K-SERIES	1.09	1.46	1.65		1.46	1.09	0.1
S	16	K-SERIES	0.75	1.01	5.56		1.01	6.89	0.1
		TOTAL:	74.83	100.00	100.00				

Figura AI. 2. Resultados del Análisis por Microscopía Electrónica del Relave Polisulfurado Complejo

ANEXO II

ENSAYOS PRELIMINARES DE FLOTACIÓN

ANEXO III

ENSAYOS DE FLOTACIÓN

ANEXO IV

ENSAYOS CINÉTICA DE FLOTACIÓN

ANEXO V

CATÁLOGOS DE LOS EQUIPOS