

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



TESIS

**MEJORA EN LA RECUPERACIÓN DE COBRE DE MINERALES
OXIDADOS DEL YACIMIENTO COBRE-PAMPA, UTILIZANDO
XANTATO AMÍLICO DE POTASIO, EN LA PLANTA DE FLOTACIÓN
ALFA GOLDEN S.A.C. NAZCA-ICA**

(Investigación Tecnológica 2023-2024)

PRESENTADA POR:

-Br. MARTINEZ CASTILLO, Saul Omar

-Br. QUISPE HUAMAN, Graciela

**PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL
DE INGENIERO METALÚRGICO**

ASESOR:

Mg. SANCHEZ QUISPE, Honorato

CUSCO – PERÚ

2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe, **Asesor** del trabajo de investigación/tesis titulada: MEJORA EN LA RECUPERACION DE COBRE DE MINERALES OXIDADOS DEL YACIMIENTO COBRE-PAMPA, UTILIZANDO XANTATO AMILICO DE POTASIO, EN LA PLANTA DE FLOTACION AIFA GOLDEN S.A.C. NAZCA-ICA, INVESTIGACION TECNOLÓGICA 2023-2024 presentado por: SALOMAR MARTINEZ CASTILLO con DNI Nro.: 73074324 presentado por: GRACIELA QUISPE HUAMAN con DNI Nro.: 71512056 para optar el título profesional/grado académico de INGENIERO METALURGICO

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 2 veces, mediante el Software Antiplagio, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso de Sistema Antiplagio de la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 6%.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las correcciones.	
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	

Por tanto, en mi condición de asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y **adjunto** la primera página del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, 11 de JULIO de 2024


Firma
Post firma Honorato Sánchez Quispe
Nro. de DNI 23903892

ORCID del Asesor 0000-0002-4267-2636

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: OID: 27259-353492909

NOMBRE DEL TRABAJO

MEJORA EN LA RECUPERACIÓN DE COBRE DE MINERALES OXIDADOS DEL YACIMIENTO COBRE-PAMPA, UTILIZANDO XANTANT

AUTOR

MARTÍNEZ CASTILLO, Saúl Omar QUISEP HUAMÁN, Graciela

RECUENTO DE PALABRAS

25578 Words

RECUENTO DE CARACTERES

142536 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

129 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

4.4MB

FECHA DE ENTREGA

May 8, 2024 5:57 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

May 8, 2024 5:59 PM GMT-5

● **6% de similitud general**

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 6% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 4% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● **Excluir del Reporte de Similitud**

- Material bibliográfico
- Material citado
- Bloques de texto excluidos manualmente
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 10 palabras)

PRESENTACIÓN

Señor Decano de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalúrgica de la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco.

Señores Catedráticos Miembros del Jurado:

Con el propósito de optar al Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico y de acuerdo al Reglamento de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, ponemos a vuestra consideración el presente trabajo titulado:

MEJORA EN LA RECUPERACIÓN DE COBRE DE MINERALES OXIDADOS DE COBRE DEL YACIMIENTO COBRE PAMPA, UTILIZANDO XANTATO AMÍLICO DE POTASIO, EN LA PLANTA DE BENEFICIO ALFA GOLDEN S.A.C. NAZCA-ICA

(Investigación tecnológica).

Esperando que el presente trabajo de investigación cumpla los objetivos trazados por los graduandos y sirva de consulta para las personas especializadas en la concentración de minerales.

DEDICATORIAS

A mi padre Filberto Martínez Huilca y hermanos, por darme los Consejos, motivación, alentarme y por creer en mí siempre para lograr mis objetivos todo con sacrificio y levantarme día a día.

A mis amigos y compañeros. Por los bonitos momentos que pasamos en la universidad fracasos y frustraciones, siempre se aprende de las caídas.

MARTÍNEZ CASTILLO Saúl Omar

En agradecimiento a nuestro creador por guiarme por el camino del bien, por darme sabiduría, inteligencia y comprensión consentido humano y crítico. Y muy especialmente al esfuerzo realizado por mis Padres Don Sixto Quispe Quaquirá y Doña Angelica Huaman Huamani, Mis Hermanos; Hercilio, Yaneth, Roxana, Elmer, Quienes estuvieron presentes durante mi formación académica.

QUISPE HUAMÁN Graciela

ÍNDICE

DEDICATORIAS.....	ii
ÍNDICE.....	iv
ÍNDICE DE TABLAS.....	ix
ÍNDICE DE FIGURAS	xi
LISTA DE ABREVIATURAS.....	xiii
RESUMEN.....	xiv
ABSTRACT	xv
INTRODUCCIÓN.....	xvi
CAPITULO I.....	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1 Situación problemática	1
1.2 Formulación de problema	2
1.2.1 Problema general	2
1.2.2 Problemas específicos.....	2
1.3 Justificación.....	2
1.3.1 Económica	2
1.3.2 Tecnológica.....	3
1.3.3 Ambiental.....	3
1.3.4 Social	3
1.4 Objetivos.....	4
1.4.1 Objetivo general.....	4
1.4.2 Objetivos específicos	4
CAPITULO II.....	5
MARCO TEÓRICO	5
2.1 Antecedentes de la investigación (estado de arte).....	5
2.1.1 Antecedentes internacionales.....	5
2.1.2 Antecedentes nacionales	5
2.2 Bases teóricas	6
2.2.1 Concentración de minerales.....	6
2.2.2 Proceso de flotación por espumas de minerales	7
2.2.3 Principios de la flotación por espumas de minerales.....	9
2.2.4 Fases e interfaces de flotación por espumas de minerales.....	11

2.2.4.1 Fases de la flotación de minerales	11
2.2.4.2 Interfaces de la flotación de minerales	12
2.2.4.3 Tensión superficial	12
2.2.4.4 Fenómeno de adsorción.....	15
2.2.4.5 Doble capa eléctrica	17
2.2.4.6 Potencial superficial (ϵ)	20
2.2.4.7 Potencial electrocinético o potencial zeta (ξ)	21
2.2.4.8 Contacto entre las tres fases (Sólido – Líquido – Gas)	22
2.2.4.9 Ángulo de contacto y ecuación de Young	23
2.2.5 Aspectos termodinámicos de la flotación por espumas de minerales.....	24
2.2.6 Cinética de flotación por espumas de minerales.....	27
2.2.7 Variables del proceso de flotación de minerales	30
2.2.8 Flotación de minerales oxidados.....	32
2.2.9 Teoría de flotación de minerales oxidados	32
2.2.9.1 Teoría de acción de los colectores.....	32
2.2.9.2 Teoría de la adsorción iónica	37
2.2.9.3 Teoría de la solubilidad	38
2.2.9.4 Teoría de la formación de complejos ionomoleculares.....	38
2.2.10 Flotación de óxidos de cobre	38
2.2.11 Reactivos de flotación de minerales oxidados de cobre	39
2.2.11.1 Colectores	39
2.2.11.2 Espumantes.....	42
2.2.11.3 Modificadores.....	43
2.2.12 Acción de los reactivos en el proceso de flotación de minerales.....	43
2.2.13 Reactivos utilizados en la presente investigación.....	46
2.2.14 La influencia de tamaño de partícula y la liberación en la flotación	50
2.3 Definición de términos básicos.....	51
2.3.1 Recuperación	51
2.3.2 Contenido metálico	51
2.3.3 Concentrado	51
2.3.4 Relave	51
2.3.5 Cabeza.....	51
2.3.6 Ley de mineral	51

2.3.7Radio de concentración.....	51
CAPITULO III	52
HIPÓTESIS Y VARIABLES	52
3.1Hipótesis	52
3.2Variables.....	52
3.2.2Operacionalización de variables	54
CAPITULO IV	56
METODOLOGÍA.....	56
4.1Ámbito del Estudio: localización política y geográfica	56
4.1.1Ubicación de la planta de beneficio minera Alfa Golden S.A.C	56
4.1.2Ubicación de la planta.....	56
4.1.3Ubicación del laboratorio de procesamiento de minerales	57
4.2Diagrama de flujo de la planta concentradora	58
4.3Metodología de la investigación.....	58
4.3.1Clase:	59
4.3.2Tipo:.....	59
4.3.3Nivel:	59
4.3.4Diseño:	59
4.4Población de estudio:.....	59
4.4.1Muestra, tamaño de muestra y técnicas de selección.....	60
4.4.2Técnicas y recolección de datos.....	60
4.5Validez y confiabilidad de instrumentos	60
4.6Técnicas de procesamiento de datos y plan de análisis de datos.....	60
4.7Metodología seleccionada y aplicada a la investigación	61
CAPITULO V	63
DESARROLLO EXPERIMENTAL	63
5.1.Muestra tomada del mineral.....	63
5.1.1 Balance de planta con respecto al cobre antes de las pruebas experimentales a nivel de laboratorio.....	64
5.2.Presentación, análisis e interpretación de las características del mineral.	65
5.3.Caracterización del mineral para las pruebas de flotación.	65
5.3.1Análisis químico	66

5.3.2	Determinación de especies mineralógicas presentes	66
5.4.	Preparación de muestra a nivel de laboratorio (100%-10M).....	66
5.5.	Cálculo de gravedad específica del mineral.....	67
5.6.	Análisis granulométrico	68
5.7.	Prueba de moliendabilidad y análisis granulométrico	69
5.8.	Porcentaje de sólidos y peso de mineral necesario para las pruebas experimentales....	71
5.9.	Matriz de diseño para las pruebas experimentales de flotación.	72
5.10.	Dosificación de reactivos de forma industrial a nivel de laboratorio	74
5.10.1	Cálculo del reactivo Z-6 (Xantato Amílico de Potasio) requerido.....	74
5.10.2	Cálculo del reactivo Aerofloat 208 (A-208) requerido	75
5.10.3	Cálculo del reactivo Aeropromoter 404 (A-404) requerido	76
5.10.4	Cálculo del reactivo Aerophine 3418 (A-3418) requerido.....	77
5.10.5	Cálculo del reactivo Dowfroth (D250) más Aerofloat (A31) mezcla (1-3) requerido.....	77
5.11.	Condiciones para las pruebas de flotación a nivel de laboratorio, según el diseño.....	78
5.12.	Flotación de mineral oxidado de cobre y registro de datos para el balance metalúrgico	79
5.13.	Evaluación económica de contenido metálico vs costo de reactivos.	86
CAPÍTULO VI.....		87
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....		87
6.1	Diseño factorial para el análisis de resultados por medio de Minitab 18.1	87
6.2	Análisis y discusión de los resultados predeterminado según el diseño factorial (2 ³)	87
6.3	Análisis y discusión de los resultados determinado (ajustado) según el diseño factorial (2 ³)	90
6.3.1	Diagrama de Pareto de los efectos en la recuperación.....	90
6.3.2	Grafica normal de los efectos en la recuperación	91
6.3.3	Análisis de los efectos principales de cada variable en la recuperación.....	91
6.3.4	Análisis de los efectos de las interacciones en la recuperación	92

6.3.5 Análisis de varianza (ANOVA).....	93
6.3.6 Coeficientes codificados para el modelo matemático.....	94
6.3.7 Modelo de correlación para la optimización del proceso	95
6.3.8 Optimización de la recuperación, según el modelo matemático	95
6.3.9 Grafico de superficie y contornos de respuesta (Y).....	96
CONCLUSIONES.....	97
RECOMENDACIONES.....	98
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	99
ANEXOS	101
ANEXO N° 01 Matriz de consistencia	102
ANEXO N°02: Información Mineralógica.	108
ANEXO N° 03: costos de los reactivos.....	109
ANEXO N° 04: Resultados de análisis químico (nivel planta concentradora 16 de julio de 2023).....	110
ANEXO N° 05: Resultados de análisis químico (nivel laboratorio metalúrgico).	111
ANEXO N° 06: Planta de beneficios Alfa Golden S.A.C.....	112
ANEXO N° 07: Procedimientos en el laboratorio de procesamiento de minerales de la UNSAAC.....	113

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Variables de flotación.....	31
Tabla 2 Nivel de las variables independientes.....	54
Tabla 3 Operacionalización de Variables	55
Tabla 4 Leyes de cobre en planta antes de las pruebas experimentales	64
Tabla 5 Balance metalúrgico de planta minera alfa Golden S.A.C. antes de las pruebas experimentales.....	65
Tabla 6 Recopilación de datos para la determinación de la gravedad específica.....	68
Tabla 7 Resultados de la gravedad específica	68
Tabla 8 Evaluación de molienda tomando 100 gramos de muestra y sometidos a Malla - 200, 75 (µm).....	70
Tabla 9 Variables independientes de operación para el diseño experimental	73
Tabla 10 Matriz del diseño factorial (2 ³) para la prueba experimental	73
Tabla 11 Liquidación de reactivos de la planta Alfa Golden S.A.C. para 200TM de mineral	74
Tabla 12 Dosificación de reactivos a nivel de laboratorio – estándar	78
Tabla 13 Dosificación de Reactivos por goteo a nivel de laboratorio – estándar	78
Tabla 14 Condiciones de flotación a Nivel de Laboratorio según el diseño (tabla 10) y considerando las variables de la tabla 9.....	79
Tabla 15 Pesos de concentrados y relaves de cada prueba experimental	80
Tabla 16 Análisis químico de concentrados y relaves.....	81
Tabla 17 Balance metalúrgico Test 1	81
Tabla 18 Balance metalúrgico Test 2	82
Tabla 19 Balance metalúrgico Test 3	82
Tabla 20 Balance metalúrgico Test 4	83
Tabla 21 Balance metalúrgico Test 5	83

Tabla 22 Balance metalúrgico Test 6	83
Tabla 23 Balance metalúrgico Test 7	84
Tabla 24 Balance metalúrgico Test 8	84
Tabla 25 Recuperación y ley de concentrado en cada prueba experimental	85
Tabla 26 Matriz de diseño para las pruebas experimentales y el análisis de las respuestas de acuerdo al diseño factorial 2^3	87
Tabla 27 Análisis de varianza predeterminada (ANOVA).....	88
Tabla 28 Análisis de varianza (ANOVA).....	93
Tabla 29 Resumen del modelo de análisis de varianza	94
Tabla 30 Coeficientes codificados.....	94

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Representación esquemática del proceso de flotación	9
Figura 2 Propiedad de hidrofílica e hidrofóbica de los minerales.....	10
Figura 3 Interpretación esquemática del origen de la tensión superficial	13
Figura 4 Equilibrio de presiones en la interfase líquido – gas.....	14
Figura 5 Adsorción del espumante en la burbuja de gas	16
Figura 6 Adsorción del colector en el mineral	17
Figura 7(a y b) La doble capa eléctrica en una superficie mineral en agua	18
Figura 8 Caída de potencial por intermedio de la doble capa	19
Figura 9 Potencial Zeta vs. el pH de la solución	22
Figura 10 Representación de la ocurrencia de contacto entre las tres fases	22
Figura 11 Representación de tensiones interfasiales y el ángulo de contacto	23
Figura 12 Esquema de afinidad de contacto	24
Figura 13 Termodinámica de la adhesión de una burbuja.....	26
Figura 14 Flotación analogía-reacción química	28
Figura 15 Recuperación versus pH en la flotación de los óxidos.....	33
Figura 16 Contraiones de la doble capa eléctrica	34
Figura 17 Formación de hecicelas a partir de una solución diluida	34
Figura 18 Concentración micelar y la tensión superficial	35
Figura 19 Doble capa compacta, difusa y potencial Z	36
Figura 20 Potencial Z, recuperación y pH.....	37
Figura 21 Adsorción del colector en la superficie de mineral.....	39
<i>Figura 22</i> Clasificación de los reactivos colectores.....	41
Figura 23 Zonas de trabajo de colectores	41
Figura 24 Adsorción del reactivo espumante en una burbuja de gas	42

Figura 25 Clasificación de los Reactivos Espumante más utilizados.....	43
Figura 26 Efecto de los reactivos colectores en la flotación de los minerales	44
Figura 27 Efecto de los reactivos espumantes en la flotación de minerales.....	44
Figura 28 Efecto de los reactivos depresores en la flotación de minerales	45
Figura 29 Ubicación en google mapa. la empresa minera Alfa Golden S.A.C.....	57
Figura 30 Diagrama de flujo de flotación, planta de beneficio Alfa Golden S.A.C	58
Figura 31 Procedimiento general de la marcha de la investigación	62
Figura 32 Determinación del tiempo óptimo de molienda para la liberación	69
Figura 33 Tiempo de molienda (cinética).....	70
Figura 34 % de recuperación de cobre y la ley de los concentrados	85
Figura 35 Diagrama de Pareto predeterminado de los efectos	88
Figura 36 Diagrama de Pareto de los efectos	90
Figura 37 Gráfica normal de los efectos.....	91
Figura 38 Gráfica de efectos principales en la recuperación de cobre	92
Figura 39 Gráfica de efectos de las interacciones de las variables en la recuperación	93
Figura 40 Gráfica de optimización de recuperación de cobre, según el modelo matemático.	95
Figura 41 Gráfica de superficie de Recuperación Vs variables independientes.....	96
Figura 42 Gráfica de contorno de recuperación Vs variables independientes.....	96

LISTA DE ABREVIATURAS

Acond:	acondicionamiento
A-208:	AEROFLOAT 208
A-3418:	AEROPHINE 3418
A-404:	AEROPROMOTER 404
Cu:	Cobre
cc:	centímetro cúbico
dp:	densidad de pulpa
D-250:	DOWFROTH 250
Flot:	flotación
GE:	Gravedad específica
g/ml:	gramos por mililitro
min:	minuto
Nº:	número
%S:	porcentaje de sólidos
tn:	Tonelada
µm:	Micrones
Z6:	Xantato amílico de potasio
%:	Porcentaje

RESUMEN

La presente investigación, se refiere al estudio de mejora de la recuperación de cobre de minerales oxidados del yacimiento Cobre-pampa, utilizando xantato amílico de potasio (Z-6), en la planta de beneficio Alfa Golden S.A.C. Nazca-Ica, entendiéndose cómo eficiencia a la cantidad de mineral oxidado de cobre que puede ser recuperado mediante el proceso de flotación, teniendo como principal colector Z6.

El objetivo general fue: Mejorar la recuperación de cobre de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, utilizando xantato amílico de potasio Z6 y diagnosticar las eficiencias de extracción mediante sistema experimental, detallado – contrastado, para tener los datos se llevaron observaciones en situ para determinar la composición mineralógica, con una muestra de 40 kg. Se desarrollaron ensayos experimentales a nivel de laboratorio, utilizando los equipos de Ingeniería Metalurgia de la UNSAAC, para determinar el incremento en la recuperación de cobre. La compilación de datos involucra la observación y la utilización de instrumentos de medición y ensayos químicos (externo), para su análisis y discusión estadístico.

Como variable dependiente se tuvo el porcentaje de recuperación y como variables independientes, parte de parámetros operacionales, se consideró el porcentaje de sólidos de la pulpa (30 a 35%), granulometría (60 a 65 malla -200M) y la dosificación del colector Z6 (800 a 1500 g/Tn).

En las pruebas experimentales desarrolladas, se muestra que la recuperación de cobre en la planta es posible mejorar con la utilización del colector Z6 y que la variable más significativa, con mayor incidencia en el proceso de recuperación, es la dosificación del colector xantato amílico de potasio, demostrándose una recuperación del 75.77% con respecto al cobre soluble a comparación de una primera prueba en planta de 54.53%, cabe resaltar las diferentes especies mineralógicas que estuvieron involucradas ya son netamente minerales oxidados de cobre y las cuales son: malaquita (48%), azurita (15%), crisocola (17%) y cuprita (20%).

El modelo matemático, para la mejora de la recuperación de cobre se expresa en la siguiente ecuación:

$$Y_i = 54.8 - 0.62 X_1 - 0.532 X_2 + 0.0078 X_3 + 0.0072 X_1 * X_2 + 0.000114 X_1 * X_3 + 0.000443 X_2 * X_3$$

Palabras clave: mineral, granulometría, flotación, recuperación.

ABSTRACT

The present research refers to the study of Improvement of copper recovery from oxidized minerals from the copper-pampa deposit, using potassium amyl xanthate (Z-6), in the Alfa Golden S.A.C. benefit plant. Nazca-Ica. Understanding how efficiency is the amount of oxidized copper ore that can be recovered through the flotation process, having Z6 as the main collector.

The general objective was: Improve the recovery of copper from oxidized minerals from the Pampa copper deposit, using potassium amyl xanthate (Z6), at the ALFA GOLDEN S.A.C. benefit plant. NAZCA-ICA and diagnose the extraction efficiencies through a detailed - contrasted experimental system. In order to obtain the data, in situ observations were carried out to determine the mineralogical composition, with a 40 kg sample. Experimental tests were developed at the laboratory level, using UNSAAC Metallurgy Engineering equipment, to determine the increase in copper recovery. Data compilation involves observation and the use of measurement instruments and chemical tests (external), for statistical analysis and discussion.

The recovery percentage was the dependent variable and the independent variables, part of the operational parameters, were the percentage of solids in the pulp (30 to 35%), granulometry (60 to 65 mesh -200M) and the dosage of the Z6 collector. (800 to 1500 g/Tn).

In the experimental tests developed, it is shown that copper recovery in the plant can be improved with the use of the Z6 collector and that the most significant variable, with the greatest impact on the recovery process, is the dosage of the potassium amyl xanthate collector. , demonstrating a recovery of 75.77% with respect to soluble copper compared to a first plant test of 54.53%, it is worth highlighting the different mineralogical species that were involved, they are clearly oxidized copper minerals and which are: malachite (48%), azurite (15%), chrysocolla (17%) and cuprite (20%).

The mathematical model to improve copper recovery is expressed in the following equation:

$$Y_i = 54.8 - 0.62 X_1 - 0.532 X_2 + 0.0078 X_3 + 0.0072 X_1 * X_2 + 0.000114 \\ 0.000443 X_2 * X_3$$

Keywords: mineral, granulometry, flotation, recovery.

INTRODUCCIÓN

Entre los métodos convencionales para el tratamiento de minerales oxidados de cobre se tiene la lixiviación ácida y flotación; la flotación es la menos empleada por las características de ser hidrofílicos dichos, minerales oxidados.

La presente investigación, se refiere al estudio de mejora de la recuperación de cobre de minerales oxidados del yacimiento cobre-pampa, utilizando xantato amílico de potasio (Z-6), en la planta de beneficio Alfa Golden S.A.C. Nazca-Ica. Entendiéndose cómo eficiencia a la cantidad de mineral oxidado de cobre que puede ser recuperado mediante el proceso de flotación, teniendo como principal colector Z6 y con ello determinar el porcentaje de recuperación.

La estructura desarrollada para el presente trabajo de investigación es la siguiente:

1. En el primer capítulo se establece la realidad problemática acerca de la deficiencia en la recuperación de minerales oxidados de cobre y la mejora que este trabajo de investigación ofrece , formulación del problema (problema general y específicos), objetivos tanto general como específicos, hipótesis, justificaciones económicas, tecnológicas, ambientales, sociales, etc..
2. En el segundo capítulo se muestra antecedentes nacionales e internaciones con respecto a la investigación de mejora en recuperación de minerales oxidados de cobre, los fundamentos teóricos basados principalmente en flotación por espumas, el comportamiento de los diferentes reactivos utilizados en la industria y finalmente los términos básicos de la investigación.
3. En el tercer capítulo tenemos la parte de hipótesis tanto general como específicas, identificación de variables, variable dependiente como es el

porcentaje de recuperación de cobre soluble y las variables independientes como son: (el porcentaje de sólidos, la granulometría del mineral y la dosificación del reactivo colector xantato amílico de potasio o Z6) y finalmente la operacionalización de variables con sus respectivos niveles.

4. En el cuarto capítulo establecemos el ámbito de estudio tanto de la planta de flotación, su diagrama de flujo así como las instalaciones del laboratorio de la UNSAAC, también se tiene la metodología (clase, tipo, nivel y diseño de la investigación) y finalmente y no menos importante la población de estudio como el diseño experimental.
5. En el quinto capítulo tenemos el desarrollo experimental realizado así como el análisis químico, granulometría y Moliendabilidad, densidad de pulpa, la matriz del diseño experimental y los balances metalúrgicos realizados con respecto a los resultados obtenidos.
6. El capítulo seis está referido al análisis e interpretación de los resultados haciendo uso de Minitab 18.1, diagramas de Pareto, efectos y normal, análisis de varianza, conclusiones y recomendaciones, seguida y finalmente se tienen los anexos donde se muestran las evidencias de las pruebas realizadas y demás testimonios del presente trabajo de investigación.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Situación problemática

LA MINERA ALFA GOLDEN S.A.C, es una empresa peruana dedicada a prestar servicios minero - metalúrgicos de procesamiento por flotación de minerales sulfurados y oxidados de cobre, oro y plata, explotación de minas, compra y venta al por mayor y menor de concentrados de cobre, oro y plata, minerales en bruto con contenidos metálicos.

Actualmente, viene procesando entre 450 a 500 toneladas diarias de mineral, provenientes de yacimientos de: Cobre-pampa, Ica, Lima, Arequipa, Cusco, Apurímac, Trujillo, Ayacucho y más lugares del territorio peruano. La empresa cuenta con prácticas, técnicas, tecnología adecuada en operaciones y procesos, que permiten obtener un producto (concentrado) con alto contenido metálico y de esa manera genera rentabilidad tanto para los clientes como para la empresa, y así asegura la permanencia dentro del campo competitivo de procesos de producción metalúrgica.

En LA MINERA ALFA GOLDEN S.A.C, se realiza el proceso de flotación de minerales sulfurados y oxidados de cobre, plata y oro. En la flotación de minerales oxidados de cobre se logra alcanzar a una recuperación del orden de 55 %, con concentrados que presentan una ley de 15 a 20% en cobre, lo que implica que hay una pérdida de 45% de mineral valioso en los relaves y baja concentración, las mismas que se traducen en una pérdida económica para el productor y la ineficiencia de la planta, en el tratamiento metalúrgico de minerales oxidados de cobre. A la luz de esta problemática, en la recuperación de los minerales oxidados de cobre del Yacimiento de Cobre-pampa, el propósito de este trabajo de investigación de enfoque cuantitativo y análisis teórico de datos, es mejorar la recuperación de cobre de los minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, utilizando xantato amílico de potasio (Z6). Los factores considerados y de

mayor incidencia en el proceso de flotación de minerales oxidados de cobre del yacimiento Cobre-pampa, de acuerdo a la experiencia en la planta, es la dosificación y la concentración del xantato amílico de potasio, granulometría, porcentaje de sólidos de la pulpa. La manipulación de dichos factores permitirá aumentar el grado de la recuperación y la optimización de la eficiencia de la planta.

1.2 Formulación de problema

1.2.1 Problema general

¿Se logrará mejorar la recuperación de cobre de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, utilizando xantato amílico de potasio, en la planta de beneficio MINERA ALFA GOLDEN S.A.C. NAZCA-ICA?

1.2.2 Problemas específicos

PE1: ¿Cuál será la concentración y dosificación ideal de xantato amílico de potasio (Z6) para mejorar la recuperación de cobre de minerales oxidados del Yacimiento de Cobre-pampa, en la planta de beneficio MINERA ALFA GOLDEN S.A.C.?

PE2: ¿Cuál será la granulometría adecuada para mejorar la recuperación de cobre de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, en la planta de beneficio MINERA ALFA GOLDEN S.A.C.?

PE3: ¿Cuál será el porcentaje de sólidos de la pulpa para mejorar la recuperación de cobre de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, en la planta de beneficio MINERA ALFA GOLDEN S.A.C.?

1.3 Justificación

1.3.1 Económica

Desde que, el valor monetario del cobre ha ido incrementando en los últimos años y su gran demanda mundial ha hecho que este metal esté entre los metales más vendidos, sumado su utilidad en diversas industrias. Entonces, al tener una recuperación baja de

cobre en proceso de flotación, se pierde cobre en el relave y, por otra parte, los ensayos metalúrgicos y el consumo de reactivos de proceso son costosas en el procesamiento de minerales, por ello, el incremento en la recuperación de cobre de los minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, en la planta ALFA GOLDEN S.A.C, se reflejará en el costo del proceso de flotación al seleccionar un reactivo adecuado para dicho mineral.

1.3.2 Tecnológica

Para incrementar la recuperación de cobre a partir de los minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, se tiene los equipos de la planta MINERA ALFA GOLDEN S.A.C, laboratorio FRITZ MIN, laboratorio LAS y también se tiene al alcance los laboratorios de la UNSAAC para realizar los estudios, poder caracterizar y evaluar el comportamiento metalúrgico de la especie mineralógica, mediante los procesos de flotación en las celdas Denver y Serrano.

1.3.3 Ambiental

La flotación es un proceso físico químico de superficies y no genera la formación de nuevos compuestos que alteren o impacten el medio ambiente de manera significativa. Los residuos (relaves) son depositados previa una caracterización y evaluación, estos desechos por lo general contienen reactivos orgánicos que no impactan de manera significativa al medio ambiente. El agua es recuperada del proceso y es recirculada al circuito de flotación. Por las consideraciones anteriores, incrementar la recuperación en el proceso de flotación, ambientalmente es viable.

1.3.4 Social

El incremento en la recuperación de cobre de los minerales oxidados de cobre del Yacimiento Cobre-pampa, permitirá mayor producción y con ello generación de puestos de empleos directos e indirectos, principalmente de las comunidades de área de influencia

directa, así como también con proyectos de inclusión social, tanto para las plantas concentradoras que ofrecen el servicio de procesamiento de minerales, creación de infraestructuras carreteras cercanas a las zonas de NAZCA.

1.4 Objetivos

1.4.1 Objetivo general

Mejorar la recuperación de cobre de los minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, utilizando xantato amílico de potasio, en la planta de beneficio MINERA ALFA GOLDEN S.A.C. NAZCA-ICA

1.4.2 Objetivos específicos

OE1: Determinar la concentración ideal de xantato amílico de potasio (Z6) para mejorar la recuperación de minerales oxidados de cobre del Yacimiento Cobre-pampa, en la planta de beneficio MINERA ALFA GOLDEN S.A.C.

OE2: Determinar la granulometría adecuada para mejorar la recuperación de minerales oxidados de cobre del Yacimiento Cobre-pampa, en la planta de beneficio MINERA ALFA GOLDEN S.A.C.

OE3: Determinar el porcentaje de sólidos adecuado de la pulpa para mejorar la recuperación de minerales oxidados de cobre del Yacimiento Cobre-pampa, en la planta de beneficio MINERA ALFA GOLDEN S.A.C.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación (estado de arte)

2.1.1 Antecedentes internacionales

(Molina, 2017); en la tesis intitulado *estudio del efecto de la aplicación de espumantes en el proceso de flotación de mineral mixto de cobre*, presentado en la Universidad Católica de Chile, que tuvo como objetivo principal, la de cuantificar el efecto de distintas familias de espumantes en la recuperación y la ley del concentrado de cobre obtenido desde mineral mixto flotado con agua fresca y agua de mar. El diseño empleado en este trabajo fue experimental, cuyas muestras fueron minerales mixtos provenientes de Minera Copiapó, con una ley de cabeza 0.93% de cobre total, un 40% representa la fracción de cobre soluble; mientras que la otra fracción corresponde al mineral sulfurado. En esta investigación se concluyó que la familia de los poliglicoles (DF250, DF1012 y DF400) generan una mayor altura de espuma que el Metil isobutil carbonil (MIBC) debido a su estructura y propiedades químicas: alto peso molecular, largo de cadena hidrocarbonada y capacidad para generar puentes de hidrógenos.

2.1.2 Antecedentes nacionales

(Taco, 2022); en la tesis intitulado *flotación de minerales oxidados de cobre mediante pruebas experimentales a nivel de laboratorio*, tesis presentado en la Universidad de San Agustín de Arequipa, que tuvo como principal objetivo la de realizar el estudio de la flotación de minerales oxidados de cobre mediante pruebas experimentales a nivel de laboratorio. El diseño empleado en este trabajo fue de tipo experimental con un diseño factorial 2k con replica central reactivo, cuyas muestras fueron minerales oxidados de cobre del yacimiento de Yarabamba, con una ley de cabeza de 0.453% de cobre total y

0.125% de cobre soluble. En esta investigación se concluyó que para obtener una recuperación máxima y más óptima de Cu a nivel de laboratorio, se debe trabajar con los siguientes parámetros: la cantidad del reactivo Z-6, debe estar en 40 g/TM, por otro lado, el espumante MIBC debe estar en 15 g/TM y finalmente el sulfidizante NaSH debe dosificarse a razón de 200 g/TM.

(Arias, 2018); en la tesis intitulada *estudio de investigación para la flotación de óxidos de cobre*, tesis presentado y aprobado en la Universidad de San Agustín de Arequipa. El trabajo tuvo como principal objetivo la recuperación de cobre de minerales oxidados a nivel laboratorio en la Planta Concentradora de Catalina Huanca. El diseño empleado en este trabajo fue experimental y comparativa, cuyas muestras fueron minerales acopiados con contenidos de óxidos de cobre con una ley de cabeza de 3 a 3.5%. En esta investigación se concluyó que, si es posible la recuperación de cobre de minerales oxidados de cobre por el procedimiento sulfurizante que permite obtener un concentrado de buena calidad de u, además de la recuperación de metales preciosos como el Au.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Concentración de minerales

“Desde que los metales en la naturaleza se encuentran formando minerales en composiciones muy diferentes ya sea en sus formas (sulfuros, óxidos, carbonatos, silicatos, etc.) y que para ser extraídos será necesario, en casos particulares, aplicar unas técnicas de concentración de dichas especies mineralógicas” (SOUTHERN, 2000). Es sumamente muy importante caracterizar y determinar la forma cómo se presentan en la naturaleza y sus propiedades, y sobre la base de dicha caracterización se debe identificar tecnología más apropiada para el tratamiento metalúrgico.

“Una rentabilidad de las operaciones y procesos se traduce en aspectos netamente económicos por lo cual se justifica una etapa de concentración (separación sólido-sólido)

de los minerales para que los procesos posteriores sean rentables” (SOUTHERN, 2000). En consecuencia, la concentración es un nexo entre la mina y la extracción de metal, que se realiza por diferentes métodos o técnicas, teniendo en consideración: las diferencias en las gravedades específicas de los componentes, reflectancia óptica, propiedades magnéticas, propiedades de conductividad eléctrica, y así las demás propiedades de minerales que podrían también potencialmente ser usadas para efectuar una separación de esos componentes valiosos de los no valiosos. Para realizar la concentración, deben existir suficientes diferencias en las propiedades físicos o químicos de los diferentes componentes del mineral a ser concentrado.

Un atributo químico que puede ser considerado para la concentración (separación sólido- sólido) es la posibilidad de controlar y modificar selectivamente las propiedades hidrofobicidades superficiales relativas de los componentes mezclados en una pulpa. La flotación de espumas, es un proceso industrial convencional, basado en esta aproximación. El termino hidrofobicidad superficial está referido a la tendencia de la superficie de la partícula mineral a no querer asociarse con el agua y tampoco formar hidratos de agua en su superficie. Las partículas que repelen el agua de sus superficies tienen una tendencia de preferencia de asociarse con materiales basados en hidrocarburos o aceitosos en sus superficies.

2.2.2 Proceso de flotación por espumas de minerales

La flotación se conceptualiza como un proceso físico-químico de enriquecimiento de minerales liberados. El proceso comprende la interacción química de la mezcla de mineral y agua a fin de generar condiciones adecuadas de adhesión de partículas sólidas a las burbujas de aire. Tiene por objeto la separación selectiva de la especie valiosas, finamente divididos a partir de una pulpa, aprovechando sus propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico) por el agua. Las especies

valiosas o útiles constituyen una fracción menor del mineral, mientras que las especies no valiosas o estériles constituyen la mayor parte (SOUTHERN, 2000).

“El carácter hidrofílico o de afinidad hace que estas partículas se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa, para finalmente hundirse. El carácter hidrofóbico o de rechazo evita el mojado de las partículas minerales que pueden adherirse a las burbujas y ascender a la superficie de las celdas” (SOUTHERN, 2000).

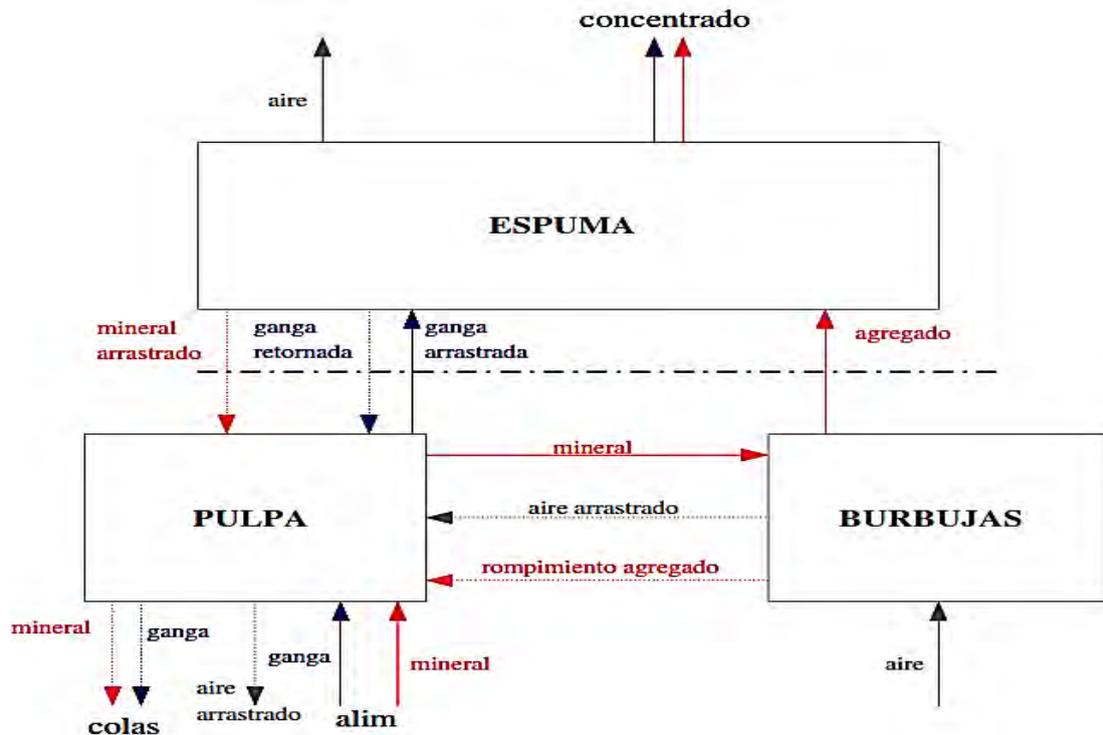
“Algunos minerales tienen esta propiedad de hidrofobicidad en forma natural, pero pueden acentuarse mediante los reactivos de flotación” (SOUTHERN, 2000).

En conclusión, el proceso de flotación de espumas está basado en la idea simple de usar burbujas de aire para proveer un mecanismo de escape para estas partículas que son hidrófobas en su superficie de la mezcla mineral y agua. Por la energía libre que son asociadas con las superficies hidrófobas en agua y acopladas con las tensiones superficiales interfaciales envueltas con las partículas, agua y burbujas de gas, las partículas hidrófobas prefieren adherirse a las burbujas de gas (aire) más que permanecer en el agua. Una vez que tales partículas valiosas están adheridas a las burbujas de aire, las burbujas pueden entonces transportar a las partículas hidrófobas a la superficie de la mezcla sólido-agua, agitada constantemente (referida como la pulpa). En la superficie, una espuma estable se forma la cuál puede entonces ser removida (enrasada) del recipiente de mezcla y el material se dice que es concentrado y está recuperado.

Una representación simplificada y esquemática del proceso de la flotación, se puede apreciar en la figura 1, que muestra los principales flujos en el proceso.

Figura 1

Representación esquemática del proceso de flotación



Nota. En la figura se representa de manera esquemática el proceso de flotación. Tomado de (Yianatos, 2005, pág. 32)

2.2.3 Principios de la flotación por espumas de minerales

Por experiencia de nuestra vida diaria, sabemos que el aceite y el agua no se mezclan bien y tienen una tendencia a separarse en fases distintas físicamente a menos que estén en estado agitado. De manera análoga, las partículas finas (liberadas) de minerales que naturalmente son hidrófobas o que son hechas hidrófobas mediante el uso de reactivos químicos apropiados que son adsorbidos en sus superficies son inherentemente inestables en un medio acuoso. Por otra parte, las superficies hidrofílicas (aman el agua) son compatibles con el agua como se evidencia por la dificultad de remover el agua incluso mediante el secado con calor. Termodinámicamente las partículas hidrofobias o aceitosas tienen una energía libre que conduce a escapar del medio acuoso.

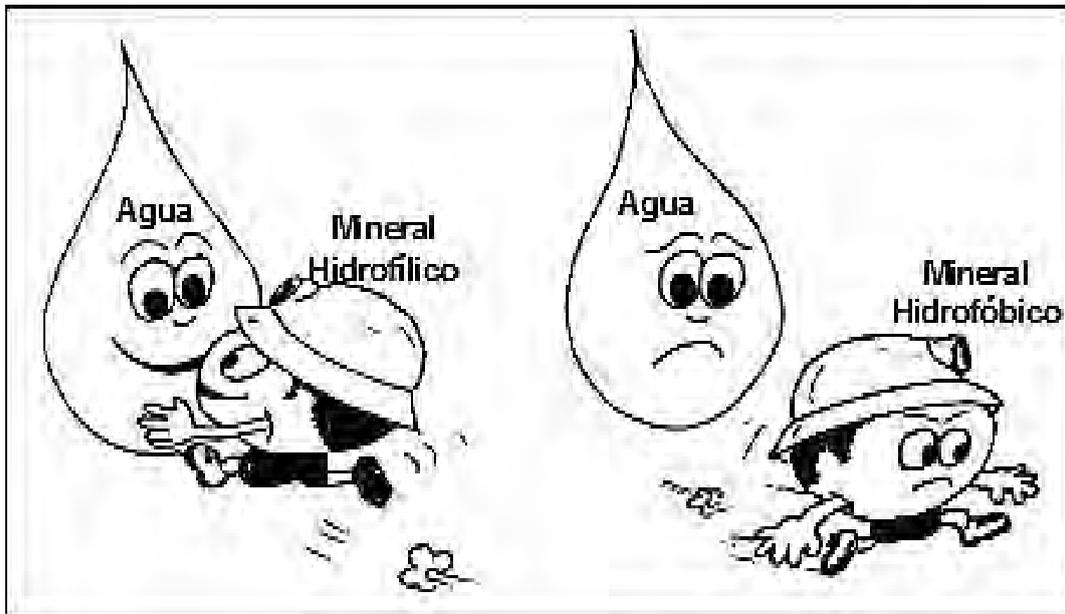
En consecuencia, los principios básicos de concentración de minerales por flotación son:

- ✓ Minerales hidrofóbicos repelen y desplazan agua de sus superficies, permitiendo que las burbujas de gas (aire) se unan a las partículas, las burbujas pueden mantener las especies valiosas en su superficie y se forma espumas estables, la acción del espumante debe permitir la separación de las partículas hidrófobas e hidrofílicas generando la estabilidad en las espumas. Para acentuar estos principios se utilizan reactivos de flotación, tales como: colectores, depresores y modificadores, tienen la función de: crear condiciones de repelencia al agua en la superficie de la especie a ser flotado.
- ✓ Sólo las especies hidrofóbicas o hechas hidrofóbicas por intermedio de reactivos químicos se adhieren a las burbujas de aire, en tanto que los hidrofílicas no se adhieren (ganga).

Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de sólidos frente al agua, tal como se muestra en la Figura .2.

Figura 2

Propiedad de hidrofílica e hidrofóbica de los minerales



Nota. La figura representa la propiedad de afinada y recha de un mineral al agua. Tomado de (Azañero, 2015, pág. 38)

2.2.4 Fases e interfaces de flotación por espumas de minerales

2.2.4.1 Fases de la flotación de minerales

Según la definición de la flotación, el proceso contempla tres fases:

- **Fase sólida.** “Está representada por los sólidos a separar (minerales) que tienen generalmente una estructura cristalina. Los factores de importancia en el proceso de flotación, en lo que se refiere a los sólidos, son los siguientes” (Porras, 1997, pág. 76): “Carácter de la superficie aireada en la ruptura del sólido (tipo de superficie, fuerzas residuales de enlaces, imperfecciones en la red cristalina y contaminaciones provenientes de los sólidos, líquidos y gases” (Porras, 1997, pág. 76).

1. **Fase líquida.** “Es el agua debido a su abundancia y bajo precio; y también debido a sus propiedades específicas, constituye un medio ideal para dichas separaciones” (Porras, 1997, pág. 76).

“La estructura de una molécula de agua es bastante compleja; aparece que aproximadamente el 46% de los enlaces es covalente y 54% es iónico” (Porras, 1997, pág. 76).

“Se tiene que resaltar la importancia de las impurezas y contaminaciones que tiene toda agua natural o industrial. En primer lugar, hay que mencionar la dureza del agua es decir la contaminación natural causada por sales de calcio, magnesio y sodio” (Sutulov, 1963, pág. 37). “Estas sales y otro tipo de contaminaciones no solo pueden cambiar la naturaleza de la flotabilidad de ciertos minerales si no también son casi siempre causa de un considerable consumo de reactivos de flotación con los cuales a menudo forman sales solubles” (Sutulov, 1963, pág. 37).

2. **Fase gaseosa.** “Es el aire que se inyecta en la pulpa neumática o mecánicamente para poder formar las burbujas que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas” (Porras, 1997, pág. 77).

“Las funciones principales del aire en el proceso de flotación de minerales, son” (Porras, 1997, pág. 77):

- “Influir químicamente en el proceso de concentración por flotación” (Porras, 1997, pág. 77).
- “Es el medio de transporte de las partículas de mineral hasta la superficie de la pulpa” (Porras, 1997, pág. 77).

2.2.4.2 Interfaces de la flotación de minerales

Las interacciones físicas y químicas, en un proceso de flotación, son fenómenos específicos entre los elementos y compuestos de las tres fases de flotación. “Estos fenómenos ocurren por intermedio de las tres interfaces posibles de la flotación, las mismas que son: Gas-Líquido, Sólido - Líquido y Sólido – Gas. Las interfaces más incidentes son las interfaces **gas – líquido y la interfase sólida – líquido**” (Kracht, 2010, pág. 9).

2.2.4.3 Tensión superficial

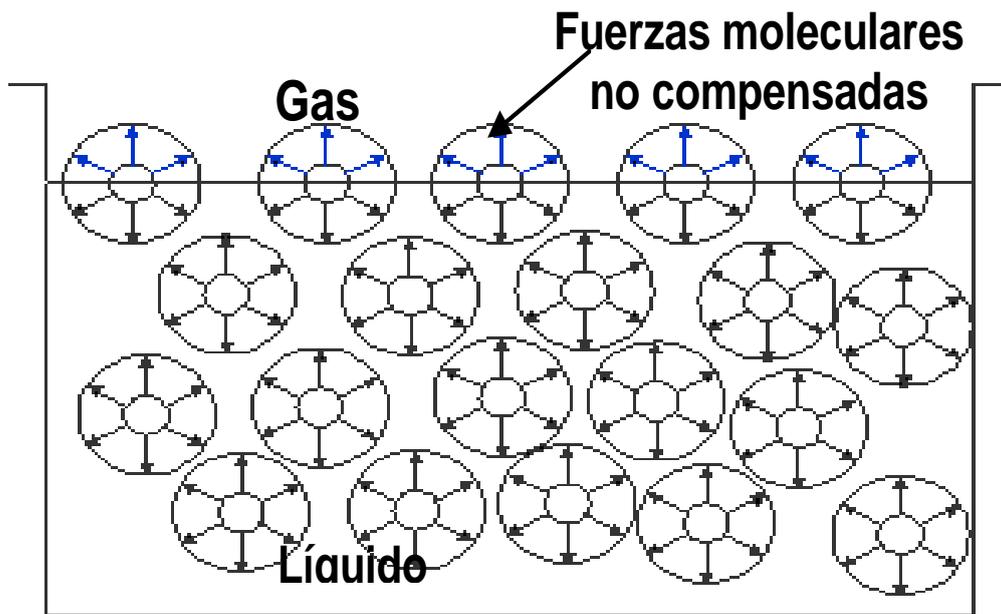
Todo líquido se caracteriza por la existencia en su superficie de una cierta cantidad de energía libre, cuya magnitud es definida por la tensión superficial, la interpretación del origen de esta energía es la siguiente: En un líquido todas las moléculas ejercen entre si una serie de influencias y se atraen o se repelen mutuamente; estas fuerzas se compensan entre si dentro de líquido y la resultante de ella es igual a cero. (Sutulov, 1963, pág. 39)

Sin embargo, las moléculas que se encuentran en la superficie no son compensadas completamente, pues la mitad de su volumen está orientada hacia la fase gaseosa (figura 3) donde la dilución de la materia es de tal orden que

prácticamente representa el vacío y donde por supuesto no hay suficientes moléculas para adsorber la presión de la partícula superficial. De este modo se crea una cierta cantidad de energía libre cuya magnitud se mide por la tensión superficial. (Sutulov, 1963, pág. 39)

Figura 3

Interpretación esquemática del origen de la tensión superficial

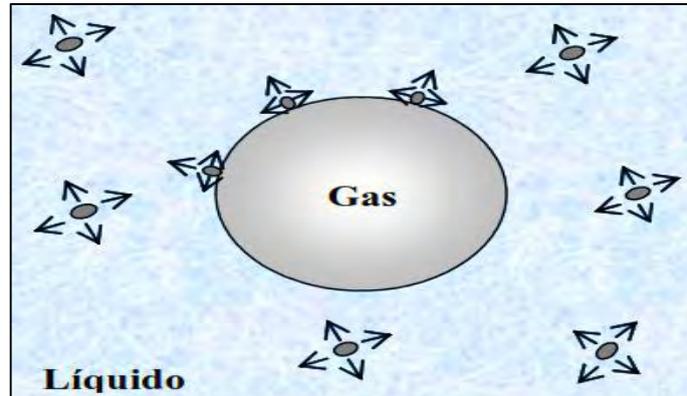


Nota. En la figura se representa la orientación de las fuerzas moleculares del agua. Tomado de (Sutulov, 1963, pág. 40)

En el proceso de flotación de minerales, la fase gaseosa (aire en forma de burbuja) inmersa en un líquido (figura 4), molécula en el interior de una fase tiene uniones semejantes con sus alrededores. “En la interfase gas-líquido faltan aproximadamente la mitad de las uniones moleculares, esto genera una fuerza resultante orientada al interior de la fase gaseosa (aire en forma de borboja) y una determinada cantidad de energía libre cuya magnitud se mide por la tensión superficial” (Kracht, 2010, pág. 13).

Figura 4

Equilibrio de presiones en la interfase líquido – gas



Nota. Esta figura representa la presión interfacial líquido-gas. tomado de (Kracht, 2010, pág. 13)

“Un análisis del equilibrio de presiones en ambos lados de la interfase líquido – gas, permite determinar que la presión interna en una burbuja (P_B) es” (Kracht, 2010, pág. 13):

$$P_B = P_A + \rho gh + 4 \frac{\gamma}{r} \dots\dots\dots 1$$

“Donde: ρ es la densidad del líquido, h es altura a la interfase, r es radio de la burbuja y P_A es la presión atmosférica” (Kracht, 2010, pág. 13).

“Cuando se trata de la superficie de sólidos, es más apropiado referirse en términos de energía libre superficial” (Kracht, 2010, pág. 14). “En los sólidos cristalinos se produce una polarización y deformación de los iones de la superficie debido a la asimetría de la configuración espacial anión – catión en las cercanías de dicha superficie, esto permite la ocurrencia de fenómenos como la adsorción, el mojado y la nucleación” (Kracht, 2010, pág. 14).

De lo anterior, la tensión superficial termodinámicamente es el trabajo reversible que se debe realizar en un estricto orden para aumentar el área de la interfase en un 1cm^2 . Siendo la tensión de manera numérica igual a la energía libre de Gibbs por una unidad de área dada y se define como:

$$\gamma = G^s = \left(\frac{\partial G}{\partial A} \right)_{T,P,n} \dots\dots\dots 2$$

“Donde: γ es la tensión superficial (dinas/cm), G^s es energía libre superficial (ergs/cm²), A es área interfacial, N es número de moles necesarios en el sistema, P es presión absoluta y T es temperatura absoluta” (Kracht, 2010, pág. 14).

2.2.4.4 Fenómeno de adsorción

“Se denomina adsorción al fenómeno de acumulación de materia en una interfase, de modo tal, que su concentración sea mayor o menor que aquellas de las fases que forman la interfase. Cuando la concentración es mayor en la interfase se dice que la adsorción es positiva y es negativa en el caso contrario” (Azañero, 2015, pág. 51). “Los dos casos de adsorción de mayor interés en flotación son aquellos en la interfase gas –líquido (aire – agua) y en la interfase sólido – líquido (mineral – agua). También ocurren en la interfase gas – sólido (oxidación superficial de minerales)” (Azañero, 2015, pág. 15). “La adsorción, con base en la naturaleza de la interacción adsorbido/adsorbente, en adsorción física (fisisorción) y adsorción química (quimisorción)” (Azañero, 2015, pág. 51).

Adsorción física. “La adsorción física es resultante de interacciones químicas secundarias o residuales (tipo Van der Waals), caracterizándose por un bajo calor de interacción, ninguna o casi ninguna acción de selección entre el adsorbente y el adsorbido, siendo posible la formación de multicapas” (Azañero, 2015, pág. 52).

Adsorción química. “La adsorción química se debe a interacciones químicas primarias (por ejemplo, covalentes) entre el adsorbente y el adsorbido. Existe selectividad, formándose compuestos de superficie. Apenas una camada puede ser adsorbida” (Azañero, 2015, pág. 52).

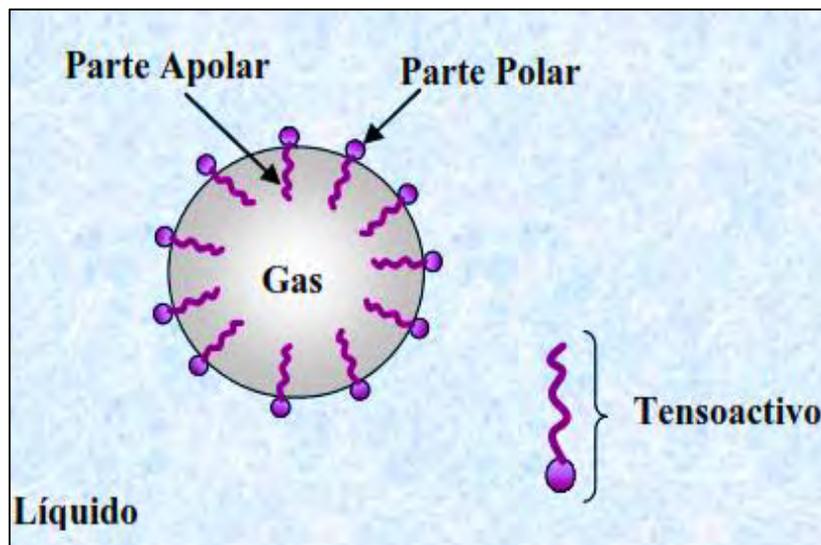
“Los dos casos de adsorción de mayor interés en la flotación de minerales son aquellas que se dan en la interfase gas -líquido (aire-agua) y en la interfase sólido-líquido

(mineral-agua). También ocurre en la fase gas – sólido (oxidación superficial de mineral)” (Kracht, 2010, pág. 17).

Adsorción en la interfase gas – líquida (G – L). “Los compuestos que se adsorben selectivamente en la interfase *G-L* reducen la tensión superficial y reciben el nombre de **tensoactivos**” (Kracht, 2010, pág. 17). “Los tensoactivos utilizados en flotación son conocidos como **espumantes** por su efecto en la estabilización de la fase espuma. Estos tienen además un efecto en la generación de burbujas de tamaño pequeño” (Kracht, 2010, pág. 17), una representación esquemática se muestra en la figura 5.

Figura 5

Adsorción del espumante en la burbuja de gas

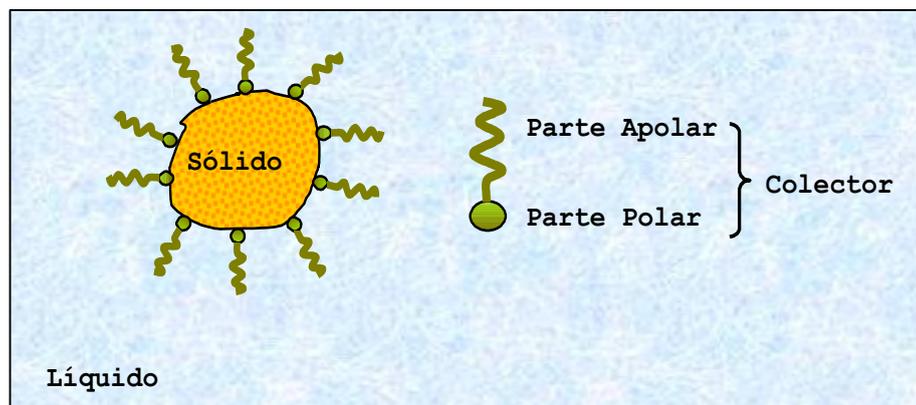


Nota. La figura representa de manera esquemática la adsorción en la interfase gas-líquido. Tomado de (Kracht, 2010, pág. 17)

Adsorción en la interfase sólido- líquido (S-L). Los reactivos que se adsorben en la superficie de los minerales se denominan colectores. Estos generan el fenómeno de hidrofobización artificial y selectiva de las especies de interés, y en general el cambio de sus propiedades de mojabilidad. Con ello se favorece la colección de partículas de valor económico en la flotación, una representación esquemática se muestra en la figura 6.

Figura 6

Adsorción del colector en el mineral



Nota. La figura representa de manera esquemática el fenómeno de adsorción en la interfase sólido -líquido. Tomado de (Kracht, 2010, pág. 18).

2.2.4.5 Doble capa eléctrica

“En una partícula de mineral en contacto con agua (fase líquida), se desarrolla una carga eléctrica superficial que es compensada por una distribución equivalente de carga en la fase acuosa (capa Stern)” (Kracht, 2010, pág. 36). “Entre esta capa y el seno del agua se forma una capa difusa de contraiones. Ambas capas en conjunto forman la denominada **doble capa eléctrica**, que influye directamente en la adsorción de los reactivos sobre la superficie de los minerales” (Kracht, 2010, pág. 36).

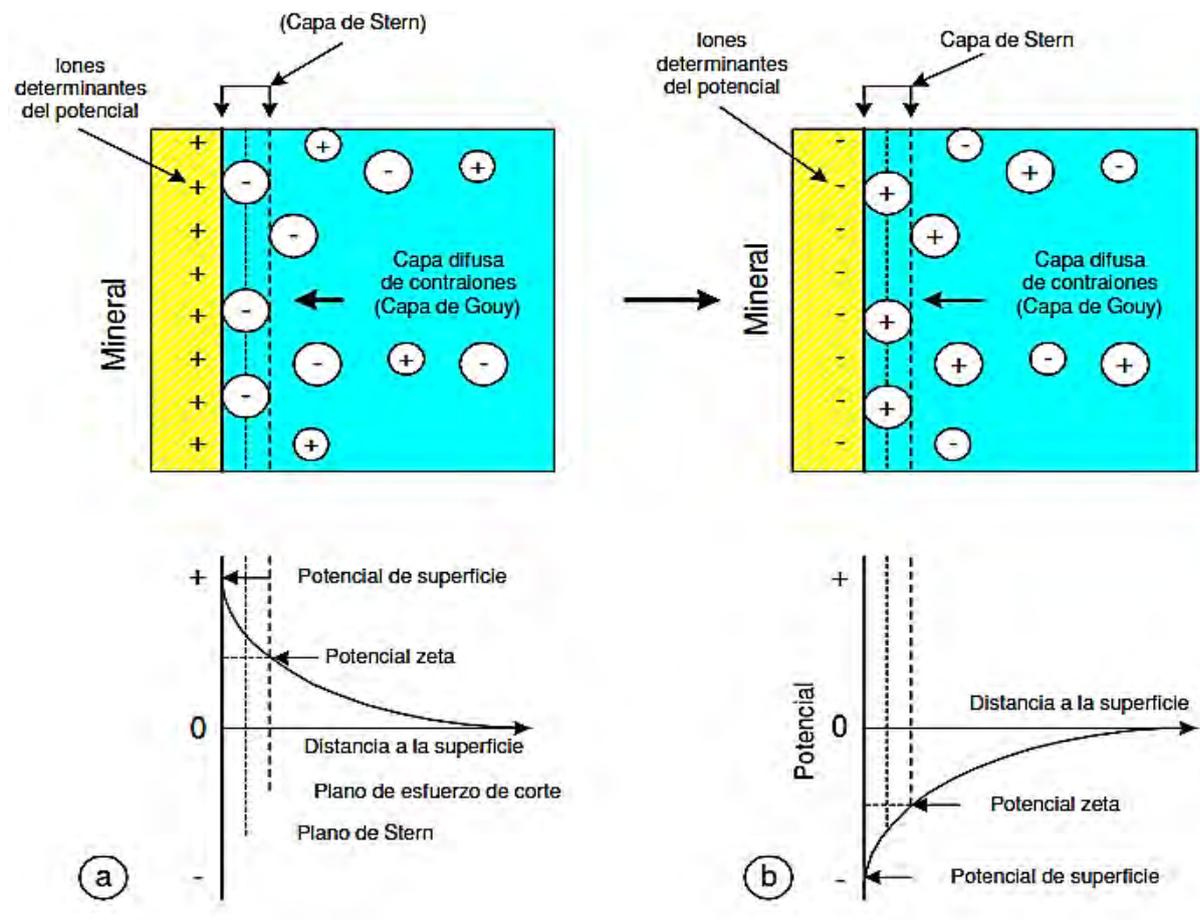
El incremento en la carga superficial eléctrica debido a la concentración de un tipo de ión en la superficie, comienza a obstruir el movimiento de iones tipos migrantes desde la celda cristalina a la solución, algunos de los iones que han pasado a la solución están concentrados por la acción de la carga superficial, en la vecindad inmediata de la cara mineral. De esta manera, ocurre una separación de cargas y esta condición es llamada la doble capa eléctrica; la carga interior se debe a la superficie cargada de mineral y la carga exterior, está constituida de iones extraídos de la superficie de mineral por la acción de las moléculas de agua. La capa interior de esta doble capa eléctrica, se esparce solamente

sobre la superficie mineral inmediata y no penetra profundamente en la fase sólida. Opuestos a esta capa interior se cree que los iones en la capa exterior, están posicionados a alguna distancia en la fase líquida. Estos iones probablemente están dispersos hacia fuera de la superficie mineral, pero sujetos a las grandes fuerzas eléctricas, tanto como existe en el agua; la concentración del ion es una función de la distancia. (Astucuri, 1994, pág. 88)

Una estructura idealizada de una doble capa eléctrica, para una superficie de carga positiva y negativa se muestra en la figura 7.

Figura 7(a y b)

La doble capa eléctrica en una superficie mineral en agua



Nota. En la figura se representa la doble capa eléctrica, para una superficie de carga positiva y negativa. Tomado de (Azañero, 2015, pág. 49).

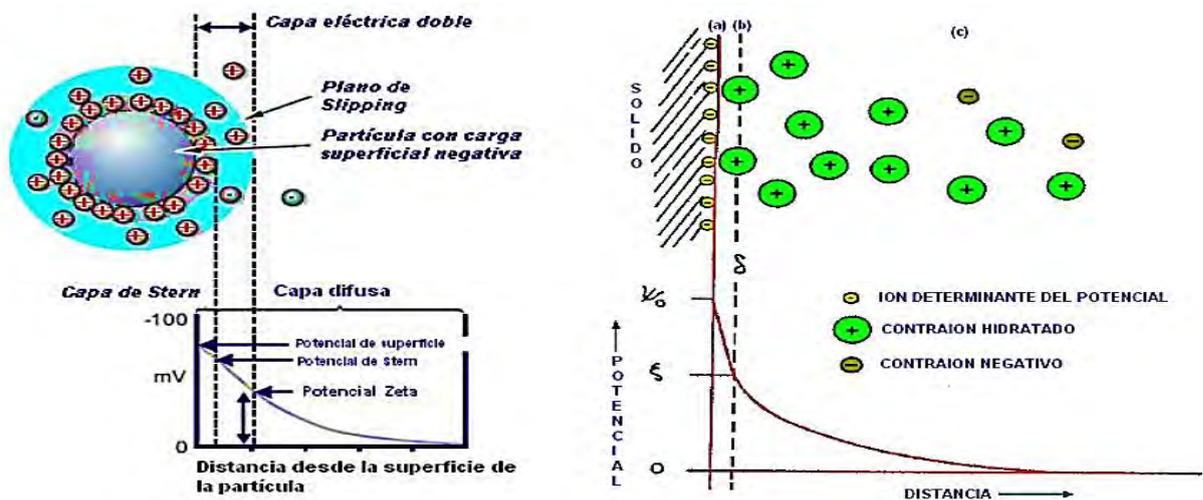
A este diagrama (figura 7) se le conoce como el **modelo de Stern de la doble capa**

eléctrica, donde los iones que van adsorbidos en la superficie mineral establecen la carga de superficie y se les llama iones determinantes del potencial, que pueden ser iones de los que está compuesto el mineral, iones de hidrógeno (H^+) o hidróxido (OH^-), iones de colectores que forman sales insolubles con los iones de la superficie del mineral, o iones que forman iones complejos con los iones de la superficie mineral. En el caso b, los iones positivos que están en la solución son atraídos a la superficie del mineral para formar un plano de carga positiva, la cual es balanceada por una capa menos estructurada de iones negativos en la solución. Estos iones se denominan contraiones, los cuales forman la capa difusa (capa de Gouy) para mantener la neutralidad eléctrica. (Linares G., 2001, pág. 14)

De la figura 7, se desprende que existe una caída de potencia eléctrico por intermedio de la doble capa (figura 8), desde su valor en la superficie sólida o potencial superficial (Ψ_0) hasta cero en la pulpa de mineral.

Figura 8

Caída de potencial por intermedio de la doble capa



Nota. La figura representa caída de potencial eléctrico por intermedio de la doble capa. Tomado de (Linares G., 2001, pág. 15).

En la doble capa eléctrica (figura 8), según la distancia (δ) a la superficie mineral, está dado por:

1. “Una primera capa de potencial eléctrico Ψ_o , que corresponde a la propia superficie cargada” (Linares G., 2001, pág. 15).
2. “Una segunda capa de potencial eléctrico Ψ_δ , en contacto directo con la primera capa de iones específicos adsorbidos, se le denomina potencial de Stern” (Linares G., 2001, pág. 15).
3. “Una tercera capa de potencial Ψ_δ , que corresponde al límite entre la solución que se adhiere a la superficie y la solución que puede moverse con respecto a la partícula y corresponde al potencial electrocinético (ξ) o potencial zeta” (Linares G., 2001, pág. 15).

“En consecuencia, los fenómenos de adsorción en la interfase de mineral-agua son controlados en su mayoría por la doble capa eléctrica” (Linares G., 2001, pág. 15).

2.2.4.6 Potencial superficial (ε)

“Comoquiera que la carga superficial de un mineral no se puede determinar, entonces se puede determinarse la diferencia de potencial que existe entre la superficie de mineral y el agua, lo cual se denomina potencial superficial o potencial electroquímico, ε ” (Kracht, 2010, pág. 28).

“Las propiedades hidrofílicas de la superficie de los minerales tienen una relación directa con el potencial de la doble capa eléctrica, que, en este caso, forma un fuerte campo eléctrico que atrae moléculas y iones de alta constante dieléctrica (agua). Un campo eléctrico débil atrae moléculas de baja constante dieléctrica (moléculas orgánicas) que fomentarán las propiedades hidrófobas de la superficie” (Kracht, 2010, pág. 28). El potencial superficial está en función de la concentración de los iones de la doble capa y se determina según la fórmula:

$$\varepsilon = \frac{RT}{nF} \ln \frac{a}{a_0} \quad (\text{Volt}) \dots\dots\dots 3$$

Siendo: “F es la constante de Faraday, R es constante de los gases, T es la temperatura absoluta, n es la valencia del ión determinante del potencial, a es la actividad del ión determinante del potencial en solución y a₀ es actividad del ión determinante del potencial al PCC (Punto cero de carga,)” (Kracht, 2010, pág. 28).

2.2.4.7 Potencial electrocinético o potencial zeta (ξ)

“En un movimiento relativo entre el sólido y el líquido, los iones que forman la capa Stern quedan firmemente asociados con la superficie del sólido, mientras que los iones de la capa difusa quedan o se mueven con el líquido” (Kracht, 2010, pág. 40). “Esto genera un plano de corte entre ambas capas, generando un potencial eléctrico entre las dos superficies, denominado potencial electrocinético o potencial (ξ)” (Kracht, 2010, pág. 40).

“El potencial electrocinético “ξ” puede ser determinado mediante electrophoresis según la siguiente expresión matemática” (Kracht, 2010, pág. 41):

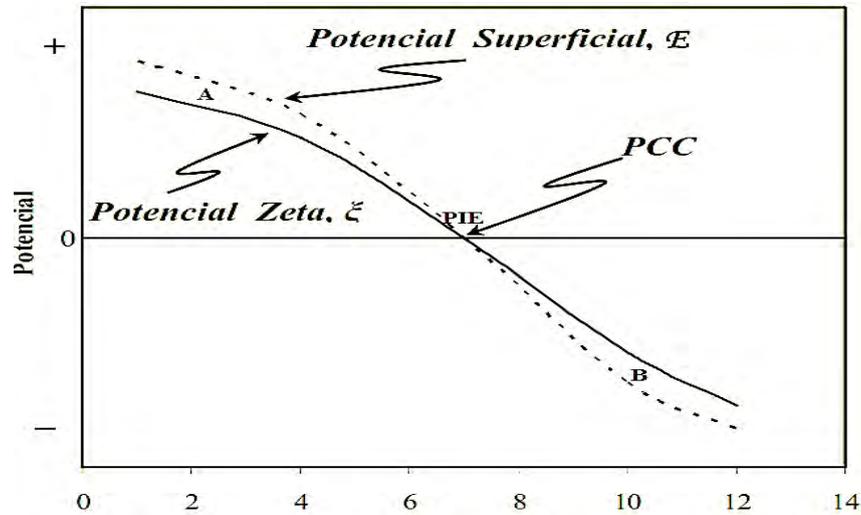
$$\xi = \frac{4\pi nV}{DE} \text{ (Milivolts)} \dots\dots\dots 4$$

Donde: “D es la constante dieléctrica del líquido, n es la viscosidad del líquido (0,01 a 20 °C), V es la velocidad de movimiento del sólido micrones/segundo y E es la intensidad del campo eléctrico volt/cm” (Kracht, 2010, pág. 41).

“Para muchos minerales los iones determinantes del potencial superficial son los iones H⁺ y OH⁻. Casos, el pH al cual la carga superficial es cero, se denomina **Punto Cero de Carga, (PCC)**, la misma que se muestra en la representación gráfica (figura 9). Aquel al cual la potencial zeta es igual a cero, se denomina punto isoelectrico” (Kracht, 2010, pág. 42).

Figura 9

Potencial Zeta vs. el pH de la solución



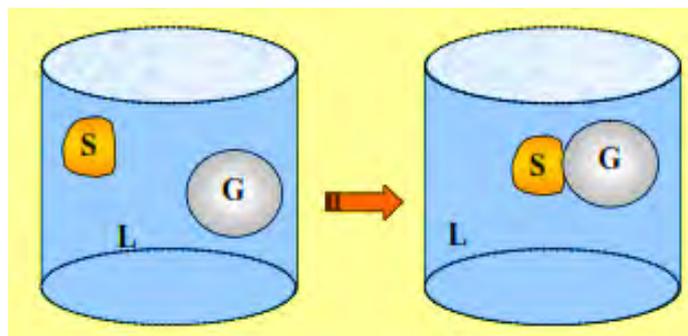
Nota. La figura representa la caída de potencial en función al pH. Tomado de (Azañero, 2015, pág. 54)

2.2.4.8 Contacto entre las tres fases (Sólido – Líquido – Gas)

En el proceso de la flotación la presencia de las fases y sus respectivas interfases, conlleva a un contacto trifásico, siendo esta de mayor importancia en la flotación de minerales, ya que representa la realidad de lo que ocurre en el proceso. “En la flotación de una partícula sólida utilizando una burbuja de aire como medio de transporte, la unión entre estos dos elementos se efectúa a través del contacto trifásico (Sólido – Líquido - Gas)” (Kracht, 2010, pág. 19), como se muestra en la figura 10.

Figura 10

Representación de la ocurrencia de contacto entre las tres fases



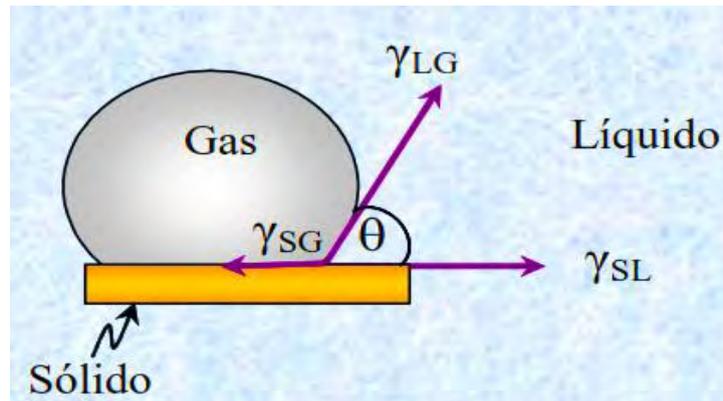
Nota. La figura representa de manera esquemática el fenómeno de contacto de las tres fases, en un proceso de flotación. Adaptado de (Kracht, 2010, pág. 19)

2.2.4.9 Ángulo de contacto y ecuación de Young.

En el contacto trifásico se generan las tensiones interfasiales, como se muestra en la figura 11, que nos permite realizar un balance de energías interfasiales.

Figura 11

Representación de tensiones interfasiales y el ángulo de contacto



Nota. La figura representa la generación del ángulo de contacto, al interactuar las tres fases de la flotación. Adaptado de (Kracht, 2010, pág. 20)

De la figura anterior (figura 11), “se puede deducir que las energías interfasiales (γ) de las tres fases que se encuentran en equilibrio se puede relacionar mediante la ecuación de Young, teniendo en consideración el ángulo de contacto (θ)” (Kracht, 2010, pág. 20), y se expresa según la siguiente expresión matemática.

$$\gamma_{SG} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG} \cos \theta \dots\dots\dots 5$$

Por otra parte, el cambio de la energía libre por unidad de área, que corresponde al proceso de unión, donde existe un desplazamiento del agua por la burbuja de aire, queda expresado según la ecuación de Dupre.

$$\Delta G = G_f - G_i = \gamma_{SG} - (\gamma_{SL} + \gamma_{LG}) \dots\dots\dots 6$$

Al sustituir la ecuación 5 en la ecuación 6, se logra expresar la energía libre en función del ángulo de contacto (θ) y esto es:

$$\Delta G = \gamma_{LG}(\cos \theta - 1) \dots\dots\dots 7$$

De acuerdo a las expresiones anteriores, el ángulo de contacto tiene una

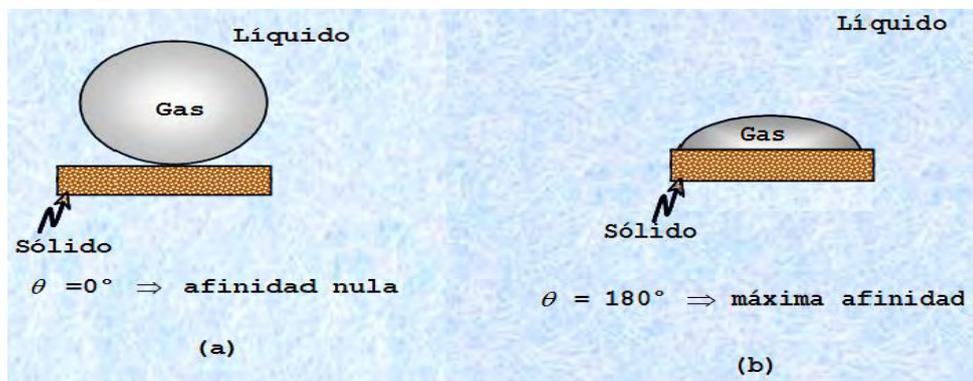
importancia significativa (de mayor importancia) en el proceso de la flotación de minerales, por que relaciona de manera cuantitativa las propiedades de hidrofobicidad de los minerales con su flotabilidad.

Si en un proceso de flotación, el mineral se comporta como hidrofóbico, ya sea esta de natural o por la adsorción de un reactivo (colector), la fase líquida de la superficie de mineral retrocede hasta una nueva posición en la que las tres fases superficiales se encuentran en equilibrio, como se mostró en la figura 11.

Teniendo en consideración el ángulo de contacto se establece lo siguiente: a mayor ángulo de contacto, mayor es la variación de energía libre y, por lo tanto, el proceso de adhesión partícula-burbuja es más espontáneo (figura 11). Cuando no hay contacto entre las tres fases (figura 12 a), θ es cero, por el contrario, cuando es máxima la afinidad (figura 12 b), θ es 180° . (Kracht, 2010, pág. 23)

Figura 12

Esquema de afinidad de contacto



Nota. En la figura se puede apreciar la afinidad de contacto mineral-burbuja, según su ángulo de contacto. Adaptado de (Kracht, 2010, pág. 23)

2.2.5 Aspectos termodinámicos de la flotación por espumas de minerales

Durante la flotación existe un sistema relativamente inestable de dos grupos; es decir burbujas separadas y partículas de mineral (figura 13 a), se convierten en un sistema relativamente estable; en este caso un grupo mineral – burbuja (Figura 13b). La

probabilidad de si ocurriera o no este proceso, se puede estimar mediante el uso de la segunda ley de la termodinámica. (Currie, 1984, págs. 8-1)

De acuerdo a la segunda ley, cualquier proceso o reacción, puede ocurrir espontáneamente, solo en la dirección que corresponde a la reducción en energía libre del sistema dado. Bajo estas condiciones el sistema alcanza estabilidad máxima cuando la energía libre es mínima. Por energía libre nos estamos refiriéndonos a aquella parte de la energía interna, que puede convertirse en trabajo y temperatura; permaneciendo constante el volumen del sistema. Por lo tanto, en el uso del método termodinámico, se debe tener en cuenta la energía libre antes y después del proceso. (Currie, 1984, págs. 8-1)

“Considerando la probabilidad de formación de grupo burbuja – mineral, las energías libres que debemos considerar son aquellas de las interfases: Sólido – Gas (sg), sólido – líquido (sl), líquido – gas (lg)” (Currie, 1984, págs. 8-1).

“La cantidad de energía libre, se determina mediante la suma de las energías libres sobre las áreas de las correspondientes interfases. Mientras que la reserva de energía libre de Gibbs (G_1) en el sistema, antes de la adherencia o unión, como se muestra en la figura 13a, está dada por” (Currie, 1984, págs. 8-2):

$$G_1 = A_{lg}\gamma_{lg} + A_{sl}\gamma_{sl} \dots\dots\dots 8$$

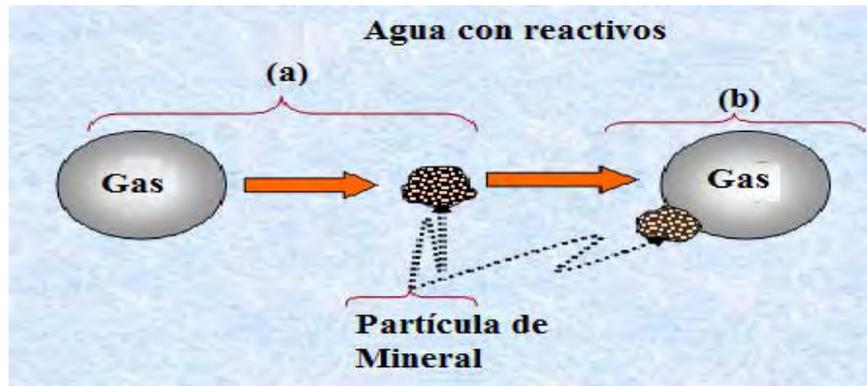
Siendo:” A_{lg} es área de la interfase liquido – gas, γ_{lg} es energía superficial (ergios por cm^2) de la interfase líquido – gas, A_{sl} es área de la interfase sólido – líquido y γ_{sl} es energía superficial (ergios por cm^2) de la interfase sólido – líquido” (Currie, 1984, págs. 8-2).

“El balance de la energía libre de Gibbs (G_2) en el sistema después de la unión partícula y burbuja, para un área de 1 cm^2 , según la figura 13a, está dado por” (Currie, 1984, págs. 8-2):

$$G_2 = (A_{lg} - 1)\gamma_{lg} + \gamma_{sg} \cdot 1 + (A_{sl} - 1)\gamma_{sl} \dots\dots\dots 9$$

Figura 13

Termodinámica de la adhesión de una burbuja



Nota. La figura representa de manera esquemática el proceso de adhesión partícula-burbuja. Adaptado de (Currie, 1984, págs. 8-2)

Teniendo las relaciones de las ecuaciones 8 y 9, se llega a determinar que $G_1 > G_2$, entonces se puede concluir que se ha dado una reducción en energía libre de Gibbs, por unidad de área, correspondiente al proceso de adhesión partícula-burbuja, esta reducción de energía libre de Gibbs está expresada por la ecuación de Dupre:

$$G_2 - G_1 = \Delta G = \gamma_{sg} - \gamma_{sl} - \gamma_{lg} < 0 \dots\dots\dots 10$$

La ecuación 10, no es factible aplicar para los cálculos, porque faltarían los valores de la tensión superficial de las fases sólido – líquido y sólido – gas. Pero, se puede medir el ángulo de contacto (θ), mediante la ecuación de Young (ecuación 5):

$$\gamma_{sg} = \gamma_{sl} + \gamma_{lg} \cos \theta$$

De donde:

$$\gamma_{lg} \cos \theta = \gamma_{sg} - \gamma_{sl} \dots\dots\dots 11$$

Reemplazando los valores del lado izquierdo de la ecuación 11 en la ecuación 10 se logra obtener la siguiente expresión:

$$\Delta G = \gamma_{lg} (\cos \theta - 1) < 0 \dots\dots\dots 12$$

Si en la ecuación 12 se dan los siguientes casos: **Para: $\theta = 0^\circ$, entonces, $\Delta G = 0$,**
Para $\theta > 0^\circ$, entonces, $\Delta G < 0$.

De los casos anteriores se puede concluir: que especies cuyo ángulo de contacto con el agua sea cero, son hidrofílicos y termodinámicamente su procesamiento por flotación es difícil. Por lo contrario, es aplicable a especies que forman un ángulo de contacto mayor que cero. Debe dejarse entenderse que el ángulo de contacto es un indicador termodinámico de la flotabilidad de las especies valiosas.

“La ecuación 12 sirve para un área de contacto de 1cm². Si se considera la deformación de la burbuja y sus cambios de superficie entonces” (Currie, 1984, págs. 8-3):

$$\Delta G^1 = \left(\frac{G_1 - G_2^1}{A_{sg}} \right) = \left(\frac{A_{lg} - A_{lg}^1}{A_{sg}} - \cos \theta \right) \dots\dots\dots 13$$

Donde: “ A_{lg}^1 es la superficie de agua que rodea la burbuja después de la adhesión y G_2^1 es la energía libre del sistema después de la adhesión, considerando la deformación de la burbuja” (Currie, 1984, págs. 8-3).

“Las ecuaciones 12 y 13, muestran que el decrecimiento en la energía libre del sistema es proporcional al ángulo de contacto; esto quiere decir que cuando más repelente al agua sea la superficie, es mucho más probable la adhesión a la burbuja. Las ecuaciones 12 y 13, también indican que el decrecimiento de energía libre en el sistema depende de γ_{lg} ”. (Currie, 1984, págs. 8-3)

2.2.6 Cinética de flotación por espumas de minerales

“N. Arbiter y C. Harris en su artículo “Flotation of Kineties” del libro Froth flotation (1962) definen como “cinética de flotación” a la variación de la cantidad de producto obtenido en la espuma de flotación respecto al tiempo de flotación” (Quiroz N., 1986, pág. 219).

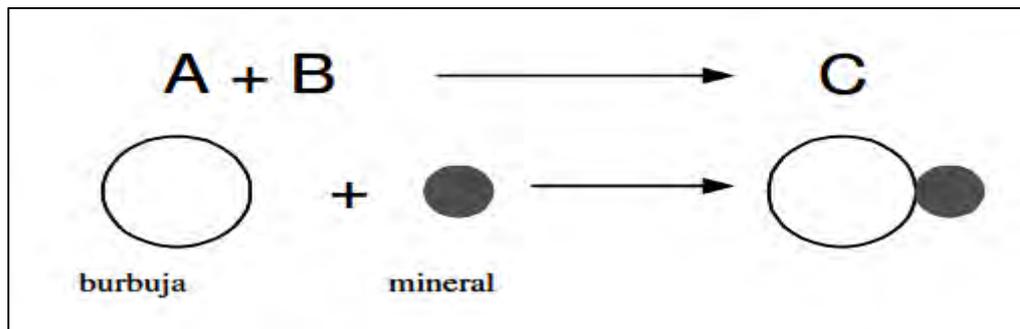
“Según los citados autores se puede emplear cuatro métodos para determinar la ecuación de cinética de flotación: Empírico, Semiempírico, Analógico y Analítico”

(Quiroz N., 1986, pág. 219).

“Se denomina de esta forma, porque se basa en modelos tomados de la cinética química y asume que la flotación se puede considerar similar a un proceso químico que ocurre en un tanque agitador” (Quiroz N., 1986, pág. 219), como se muestra en la figura 14.

Figura 14

Flotación analogía-reacción química



Nota. En la figura se representa en proceso de adhesión partícula burbuja, similar a un proceso químico. Tomado de (Yianatos, 2005, pág. 64).

“La ecuación diferencial básica que plantea este método es” (Quiroz N., 1986, pág. 220):

$$\frac{\partial C}{\partial t} = -k_n C^n \dots\dots\dots 14$$

“Donde: $\frac{\partial C}{\partial t}$ es la variación de la concentración con respecto al tiempo, C:

Concentración de material flotable, k_n es constante de la velocidad de flotación, n es orden de la reacción” (Quiroz N., 1986, pág. 220).

Si en la ecuación 14, el exponente n es igual a uno, la ecuación será de primer orden, realizando la integración se logra obtener:

$$C_t = C_o e^{-k_1 t} \dots\dots\dots 15$$

“Donde: C_t es concentración en un instante de tiempo, C_0 es concentración inicial de la especie que es flotable, t es tiempo de flotación” (Quiroz N., 1986, pág. 221).

Si el tiempo de flotación es indefinido, se determinará que no flotará todo el material valioso que debería flotar, lo que implica que la recuperación no será al 100%.

Por consiguiente, corrigiendo la ecuación 14, se logra obtener:

$$\frac{\partial C}{\partial t} = -k(C - C_{\infty}) \dots\dots\dots 16$$

“Donde: C_{∞} es la concentración de material que no flotará aún en un tiempo de flotación infinitamente prolongado” (Quiroz N., 1986, pág. 221).

Integrando la ecuación 16 se logra obtener la siguiente relación:

$$\frac{C - C_{\infty}}{C_0 - C_{\infty}} = e^{-kt} \dots\dots\dots 17$$

Por otra parte, la recuperación de especies valiosas (con valor económico) en un instante de tiempo estará dado por la siguiente relación:

$$R_t = \frac{C_0 - C}{C_0} \dots\dots\dots 18$$

A partir de la ecuación 18 se logra obtener, la siguiente expresión:

$$C = C_0(1 - R_t) \dots\dots\dots 19$$

“La recuperación en un tiempo de flotación indefinidamente prolongada (R_{∞}) está dado por” (Quiroz N., 1986, pág. 221):

$$R_{\infty} = \frac{C_0 - C_{\infty}}{C_0} \dots\dots\dots 20$$

De donde se obtiene la siguiente expresión:

$$C_{\infty} = C_0(1 - R_{\infty}) \dots\dots\dots 21$$

Sustituyendo la ecuación 19 y 20 en la ecuación 17, se logra obtener la siguiente expresión matemática (modelo matemático de la cinética de flotación a nivel Bacht).

$$R_t = R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \dots\dots\dots 22$$

“Donde: R_t es Recuperación acumulativa en un tiempo “t”, R_∞ es Recuperación que es asintótica (línea recta que se acerca indefinidamente a una curva), cuando “t” tiende al infinito, k es constante de velocidad, que depende de los reactivos y de otras variables, t es tiempo acumulativo de flotación (minutos)” (Quiroz N., 1986, pág. 221).

“La ecuación 22 representa con bastante aproximación, resultados de pruebas de flotación de minerales de tipo discontinúa (a nivel de laboratorio)” (Quiroz N., 1986, pág. 221).

Para los procesos reales a nivel industria, donde el flujo es continuo como se da en celdas industriales, la recuperación del mineral valioso está dado por:

$$R = 1 - (1 + k\lambda)^{-N} \dots\dots\dots 23$$

Donde:

R : Recuperación.

λ : Es el tiempo de retención de la pulpa en la celda.

N : Número de celdas en un banco.

K : Constante de la velocidad de la ecuación.

2.2.7 Variables del proceso de flotación de minerales

“La flotación por espumas es un proceso de múltiples variables, cuya definición y descripción cuantitativa requiere todavía muchos estudios; esto se debe principalmente al hecho de que todavía no se conoce todas las variables de flotación” (Porrás, 1997, pág. 78).

Según (Bueno B., 2003, pág. 121), en su libro Procesamiento de Minerales- Técnica Experimental y Cálculos Básicos en Plantas concentradoras, identifica las siguientes variables de flotación de minerales, que se muestran en la tabla 1.

Tabla 1

Variables de flotación

VARIABLES DE DISEÑO	VARIABLES MINERAL	DEL	VARIABLES OPERACIÓN	DE
<p>Geometría de la celda:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Geometría de tanque (forma y dimensiones). • Geometría del impulsor. • Velocidad periférica del impulsor. • Aireación y espuma. • Capacidad específica. • Potencia <p>Tipo de celda:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Mecánica: para flotación de gruesos y finos. <ul style="list-style-type: none"> ✓ Denver ✓ Agitair ✓ Outocumpo ✓ Wenco. • Neumática: flotación de finos. <ul style="list-style-type: none"> Celda columna. • Auto aspirantes: flotación de finos. Celda Jameson. <p>Esquema de flotación: convencional y discriminado.</p>	<p>Grado de liberación:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Tamaño de partícula. • Grado de concentrado. • Recuperación metálica. <p>Composición mineralógica:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Especies mineralógicas: reactivos de flotación, grado de flotabilidad, cinética de flotación, proporción de carga circulante, grado de concentrado, gravedad específica, pérdidas por molienda y sub molienda. • Sales solubles: pH natural y activación <p>Contenido metálico y leyes:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Economía de la operación • Dimensionamiento de las celdas. • Escala de operación. 		<p>Densidad de pulpa:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Capacidad de tratamiento. • Tiempo de acondicionamiento. • Tiempo de flotación • Consumo de agua. <p>pH de la pulpa:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Efecto del tipo de ganga y de la especie a flotar, influye sobre el mecanismo de la flotación. <p>Reactivos de flotación:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Cinética de flotación • Grado de selectividad. • Costo de tratamiento. • Impacto ambiental. <p>Automatización: mayor precisión sobre el control de las variables repercute sobre la mejor performance del proceso.</p> <ul style="list-style-type: none"> • Control de pH. • Control de nivel de pulpa. • Analizador de flujos. • Control de adición de reactivos. 	

Nota. La tabla muestra las variables de diseño, mineral y de operación que intervienen en un proceso de flotación por espumas. Tomado de (Bueno B., 2003, pág. 121).

2.2.8 Flotación de minerales oxidados

Los minerales se dividen en dos grandes grupos: metálicos y no metálicos. Los minerales metálicos se pueden clasificar en distintos grupos, según sus metales: no ferrosos (cobre, zinc, plomo, estaño, aluminio); ferrosos (fierro, manganeso, cromo, níquel y otros que sirven para la producción de aleaciones de fierro importantes); nobles (oro, plata, platino, paladio, osmio, etc.; livianos, raros, etc. Sin embargo, con respecto a sus propiedades de flotación, se clasifican todos en tres grupos: 1) nativos; 2) sulfuros; 3) no sulfuros, estos últimos tienen en común que en la composición de todos ellos entra el oxígeno, sea en forma de ion sulfato, carbonato, hidroxilo, fosfato, molibdato u otros. Sus propiedades están relacionadas, precisamente, con la presencia en ellos de oxígeno. (Sutulov, 1963, pág. 231)

2.2.9 Teoría de flotación de minerales oxidados

2.2.9.1 Teoría de acción de los colectores

“La Teoría de unión de los colectores a la superficie mineral o de hidrofobización o del estado hidrofóbico, son distintos nombres para indicar la hidrofobicidad inducida por los colectores para que se produzca la transición hidrófila a hidrófobo” (Tapia V., 2005, pág. 53).

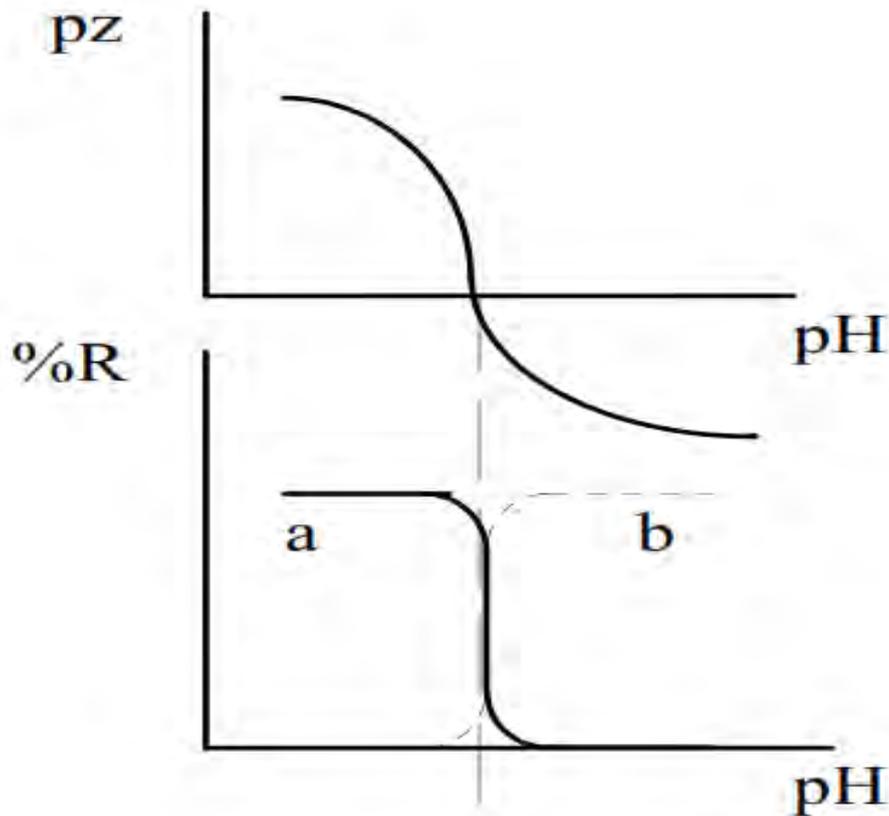
“En la de óxidos y no metálicos se considera una interacción electrostática colector - mineral (colector de cadena larga). En la flotación de sulfuros se considera una reacción electroquímica en la interacción colector - mineral (colectores tiólicos)” (Tapia V., 2005, pág. 53).

Estas diferencias químicas y mineralógicas han determinado distintos enfoques para considerar como se adsorbe e hidrofobiza. En la flotación de óxidos, se usan colectores catiónicos o aniónicos, y se dice que estos se adsorben sólo sobre la superficie con carga eléctrica de signo contrario. Por lo tanto, graficando potencial zeta, pz versus

pH para una superficie mineral (figura 15), se puede correlacionar con una curva de recuperación versus pH (Tapia V., 2005, pág. 53).

Figura 15

Recuperación versus pH en la flotación de los óxidos



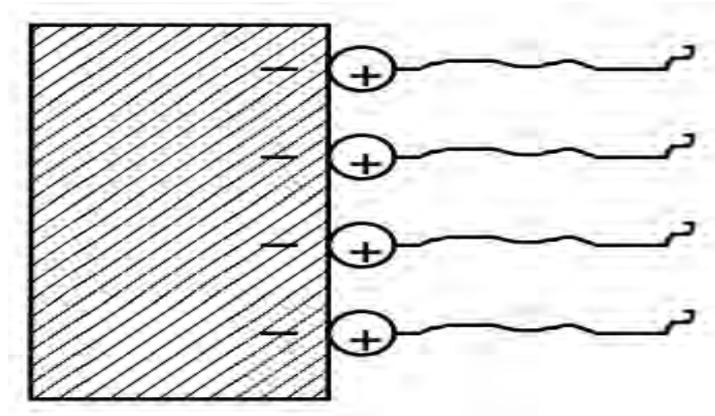
Nota. La figura muestra la variación de la potencial zeta. porcentaje de recuperación en función a la variación del pH de flotación. Tomado de (Tapia V., 2005, pág. 53)

De la figura 15, se observa: en la región “a” se tendrá una flotación con el colector catiónico y en “b” con colector aniónico.

“Si hay carga negativa en la superficie de la partícula de mineral el colector se adsorbe como contraiones de la doble capa eléctrica, como se muestra en la figura 16” (Tapia V., 2005, pág. 53).

Figura 16

Contraiones de la doble capa eléctrica



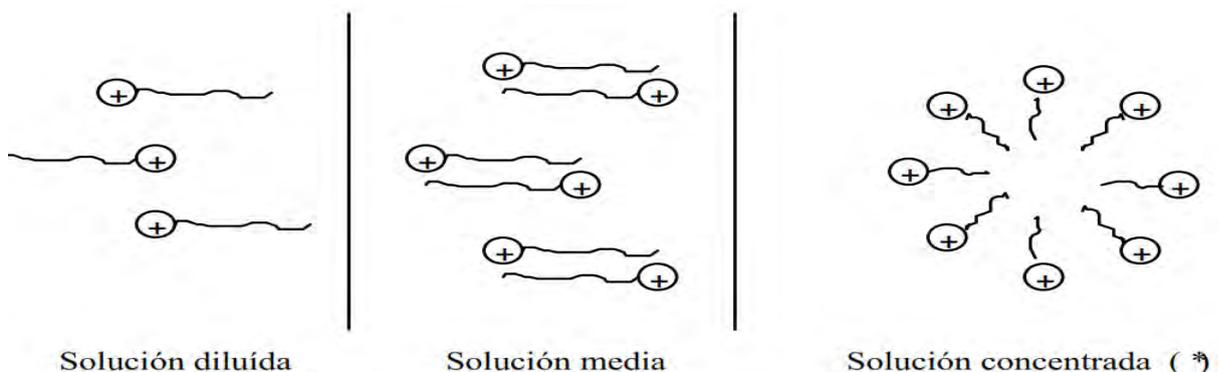
Nota. En la figura se muestra la representación esquemática la adsorción del colector en la superficie del mineral de carga opuesta al colector. Tomado de (Tapia V., 2005, pág. 54)

La formación de contraiones se llamó estructura de hemicelas, por similitud a las macromoléculas que generan los tensoactivos a concentraciones altas.

“En solución diluida los iones están suficientemente alejados. A concentraciones medias, en cambio, las cadenas comienzan a actuar entre sí y a formarse dímeros, en tanto que en soluciones concentradas se forman macromoléculas bien definidas (figura 18)” (Tapia V., 2005, pág. 54).

Figura 17

Formación de hemicelas a partir de una solución diluida

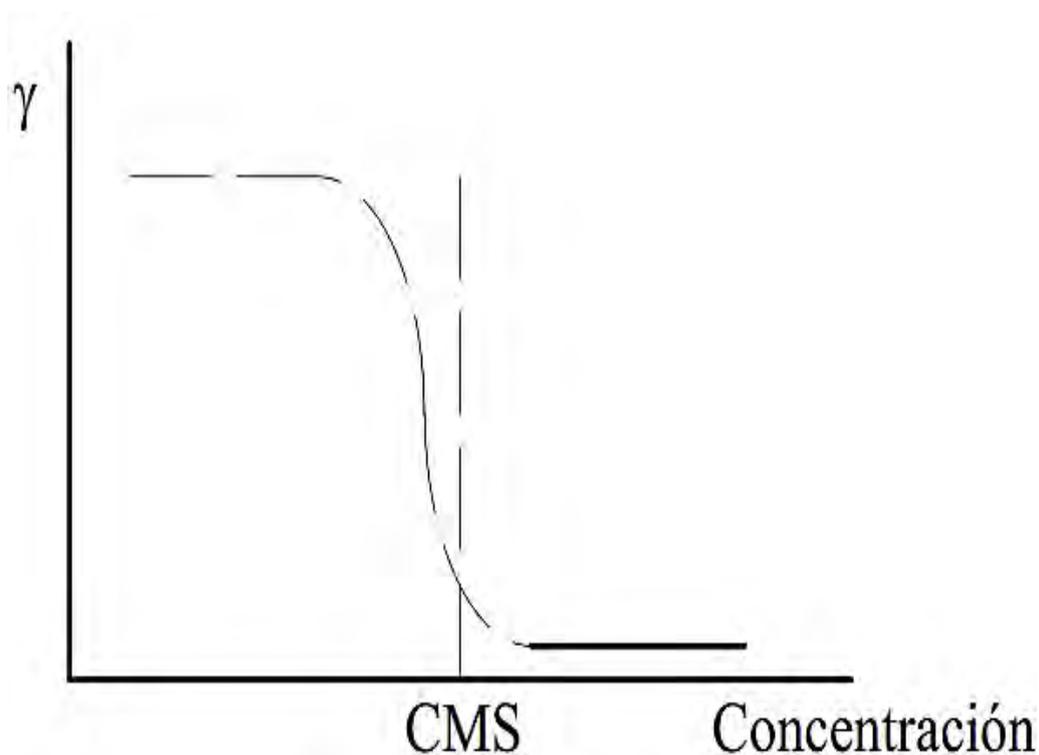


Nota. La figura representa la formación de hemicelas a diferentes concentraciones del colector. Tomado de (Tapia V., 2005, pág. 55)

“Cuando se alcanza la concentración micelar crítica (CMC), la tensión superficial, γ , baja abruptamente; en tanto que la conductividad aumenta, como se muestra en la figura 18” (Tapia V., 2005, pág. 55).

Figura 18

Concentración micelar y la tensión superficial

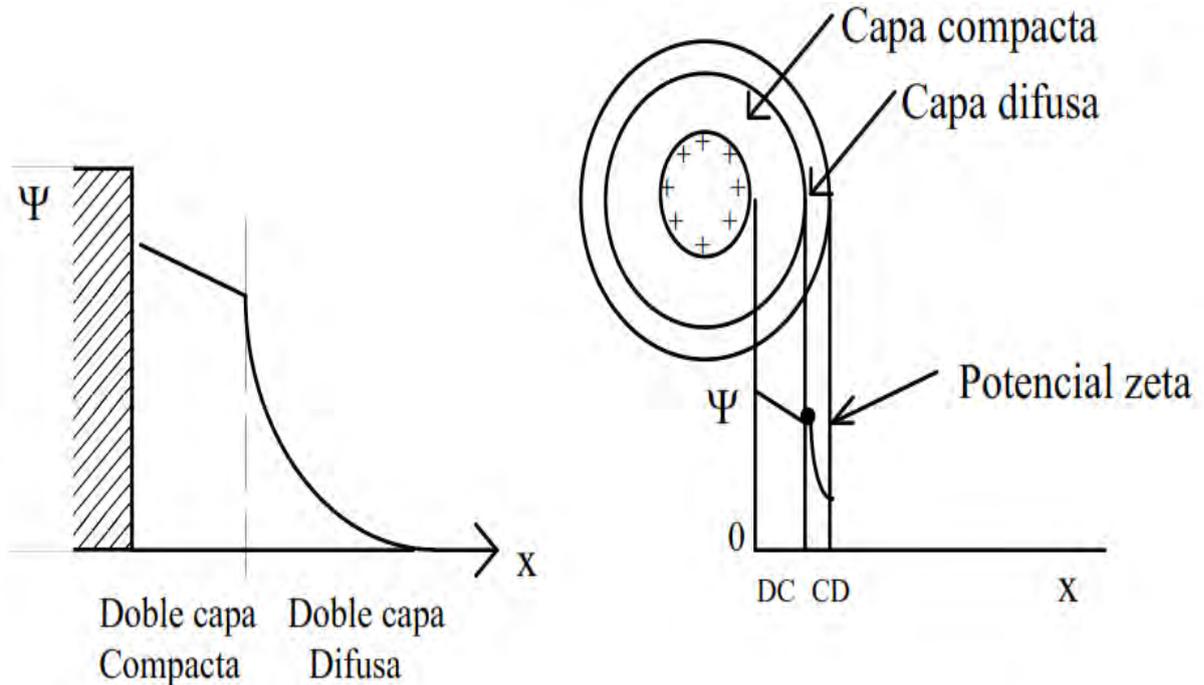


Nota. La figura muestra la disminución de la tensión superficial a partir del punto de micelar crítica y el aumento de la conductividad. Tomado de (Tapia V., 2005, pág. 55)

El fenómeno de la detergencia se basa en la formación de micelas, aunque actualmente ha sido remplazada por teorías más complejas de la química coloidal. Aparecerían enlaces hidrófobos en la interacción de las cadenas formadas en los colectores. El colector se comporta como un contraíón de la doble capa eléctrica (figura 19). Para estudiar estos efectos se considera la teoría de Stern de la doble capa eléctrica (figura 19). (Tapia V., 2005, pág. 55)

Figura 19

Doble capa compacta, difusa y potencial Z

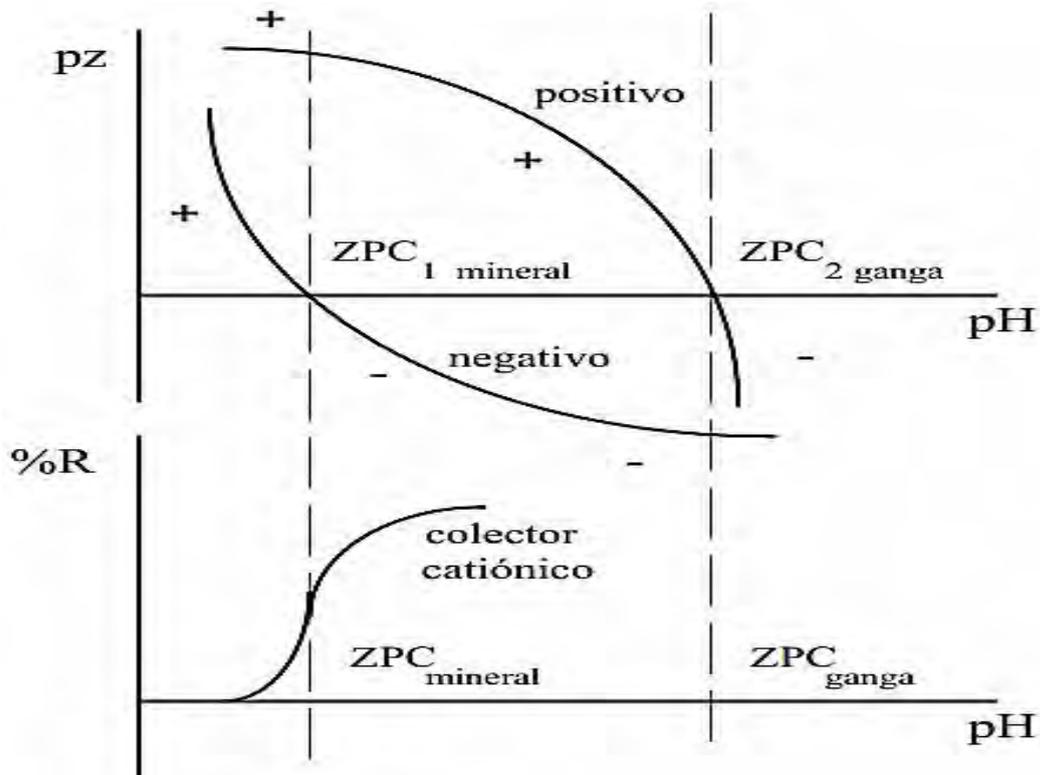


Nota. La figura muestra la teoría de Stern de la doble capa eléctrica. Tomado de (Tapia V., 2005, pág. 55)

La potencial zeta es un valor medible experimentalmente por métodos electrocinéticos, ya que las partículas minerales al ponerse en movimiento hacen desaparecer la doble capa difusa, y sólo queda la capa compacta. Las partículas con carga eléctrica influyen sobre la solución de electrolito que las rodea, alterando la distribución de sus iones para formar las nubes iónicas figura 20. El potencial de la partícula baja con la distancia para llegar a la electroneutralidad en zonas alejadas. Al inducir el movimiento de las partículas, se puede medir la potencial zeta entre el límite físico de la capa compacta y difusa. La potencial zeta se correlaciona muy bien con la adsorción de colectores de signo positivo o negativo y con la respuesta en flotación (figura 20). (Tapia V., 2005, pág. 55)

Figura 20

Potencial Z, recuperación y pH



Nota. En la figura se muestra de manera gráfica la correlación de potencial zeta con la adsorción del colector. Tomado de (Tapia V., 2005, pág. 56)

De la figura anterior, “la zona entre ZPC del mineral y ganga es importante considerar la separación. Ese rango se debe abrir por adsorción específica de otros iones” (Tapia V., 2005, pág. 56).

2.2.9.2 Teoría de la adsorción iónica

De acuerdo a esta teoría, según Gaudin y Fuersternau, se admite que los colectores son adsorbidos de acuerdo a dos mecanismos principales: Primero por la interacción electrostática de iones colectores y la superficie de mineral, de acuerdo con la teoría de la doble capa eléctrica y segundo por la asociación de cadenas hidrocarbonadas de los iones colectores, por fuerzas laterales de Vander Waals, formando hemimicelas. (Azañero, 2015, pág. 294)

2.2.9.3 Teoría de la solubilidad

“Teoría sugerida por Taggar. Asume que la adsorción de colectores en los minerales, se debe a enlaces químicos que sigue las leyes que gobiernan la precipitación de sustancias de baja solubilidad” (Azañero, 2015, pág. 295).

2.2.9.4 Teoría de la formación de complejos ionomoleculares

“Esta teoría, admite la adsorción de iones o moléculas de un mismo colector. La formación de estos complejos, fue considerada como el principal mecanismo responsable en la adsorción de colectores, en algunos óxidos y silicatos” (Tapia V., 2005, pág. 295).

2.2.10 Flotación de óxidos de cobre

Los principales minerales representantes de este grupo son la malaquita, azurita, crisocola, cuprita, brocantita, atacamita, calcantita, tenorita y otros. Los carbonatos como la malaquita y azurita, flotan fácilmente con colectores sulfhídricos, después de una sulfidización. Sin sulfidización, también se puede flotar con colectores sulfhídricos, pero el consumo de éstos es muy alto y tienen que tener al menos de 5 a 6 átomos de carbono lo que encarece el proceso (Sutulov, 1963, pág. 231).

Los carbonatos de cobre también se pueden flotar con ácidos grasos tales como el oleico, palmítico con jabones. Las recuperaciones son buenas y la selectividad satisfactoria, cuando la ganga es de cuarzo. Sin embargo, cuando es alcalina la selectividad es baja debido a la alta flotabilidad de estas últimas con los ácidos grasos (Sutulov, 1963, pág. 232).

“La cuprita (Cu_2O), flota bien con colectores sulfhídricos sin sulfidización previa. La tenorita (CuO) y el sulfato básico, la brocantita, son de baja flotabilidad. Los silicatos de cobre, crisocola y dioptaza, no se ha podido flotar aún de manera selectiva en forma eficiente” (Sutulov, 1963, pág. 232).

“En la flotación de los carbonatos de cobre, se ha llegado a la conclusión de que

reaccionan activamente con los colectores sulfhídricos, formando películas inestables. Para lograr una buena recuperación de 80 a 85% son necesarios entre 1 a 1.5 kgs/t de xanatos” (Sutulov, 1963, pág. 232).

2.2.11 Reactivos de flotación de minerales oxidados de cobre

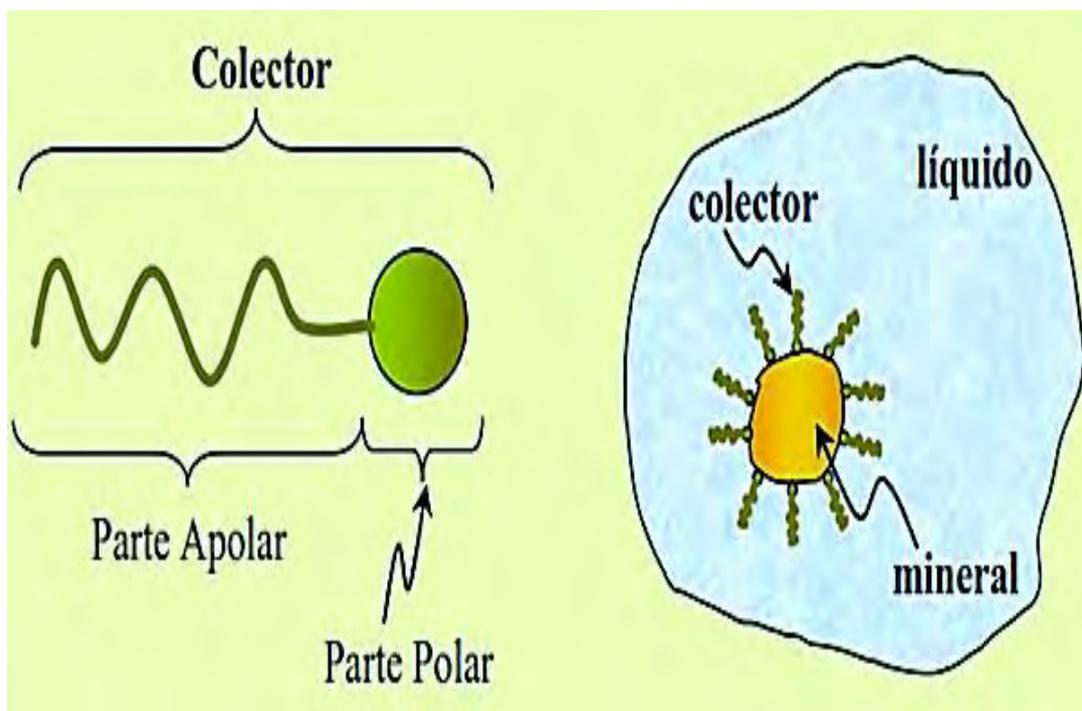
Los reactivos se clasifican por la función que cumplen en el proceso, siendo estas: colectores, espumantes y modificadores.

2.2.11.1 Colectores

“Los colectores son sustancias orgánicas cuyo anión o catión tiene una estructura integrada por una parte polar y otra apolar, la parte polar del ión se adsorbe en la superficie. por otra parte, la parte apolar, constituida por una cadena de hidrocarburos, queda orientado hacia la fase acuosa, dando el carácter hidrófobo al mineral” (Yianatos, 2005, pág. 23), según la figura 21.

Figura 21

Adsorción del colector en la superficie de mineral



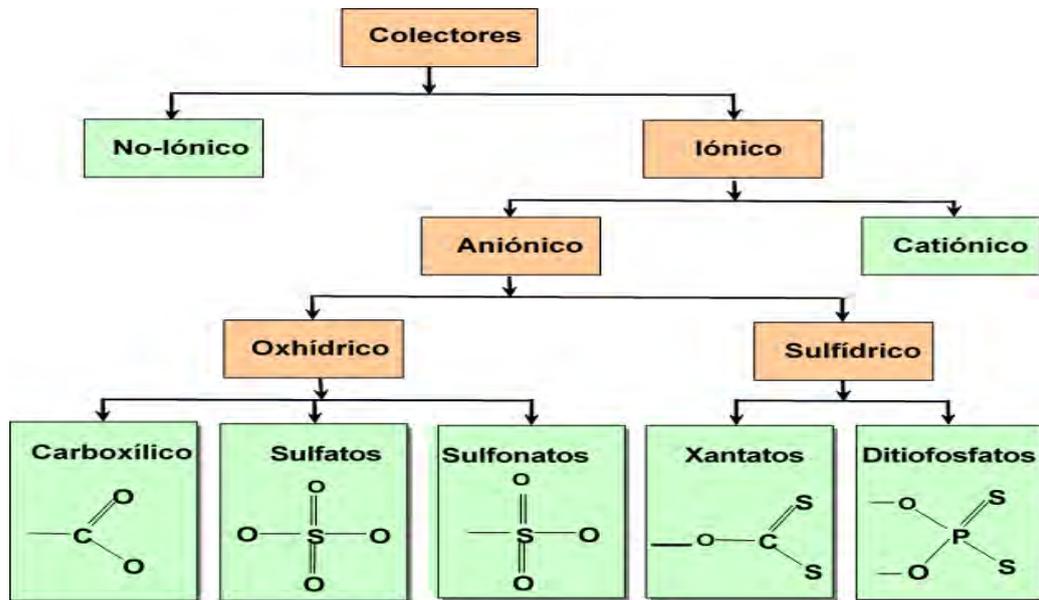
Nota. En la figura se representa la adsorción del colector en la superficie del mineral de interés a recuperar. Tomado de (Kracht, 2010, pág. 25)

Los colectores, por su capacidad de disociación en la pulpa de mineral, se dividen en dos grupos principales (figura 22):

1. **No ionizables**, actúan en forma molecular, son hidrocarburos y aceites hidrocarbonados.
2. **Ionizables**, se disocian en iones, además dependiendo de si la parte activa es anión o catión, los colectores ionógenos se subdividen (figura 22) en:
 - a. “Catiónicos, tienen en su estructura química el nitrógeno pentavalente, representados por las amidas y los derivados amínicos, se emplean en flotación de carbonatos, óxidos, metales de tierras alcalinas, bario y estroncio” (Azañero, 2015, pág. 70).
 - b. “Aniónicos, se caracterizan porque su parte polar posee una carga la cual se adsorbe a una superficie con carga positiva, entre los reactivos más conocidos y usados están los xantatos” (Azañero, 2015, pág. 70). Estos colectores en función de su estructura química se subdividen (figura 22) en:
 - i. Tipo oxidrónico, ácidos orgánicos o jabones alquilsulfatos, los cuales se subdividen en (figura 22):
 - Carboxílico, conocidos como ácidos grasos, se usan en minerales de calcio, bario, estroncio.
 - Sulfatos, de uso menor y tienen menor poder colector frente al carboxílico, se utiliza en la flotación de casiterita, barita, kianita y schelita.
 - Sulfonatos, tienen menor poder colector que los reactivos carboxílicos.
 - ii. Sulfhidrilo, se dividen en: xantatos y ditiofosfatos, como se muestra en la figura 22.

Figura 22

Clasificación de los reactivos colectores

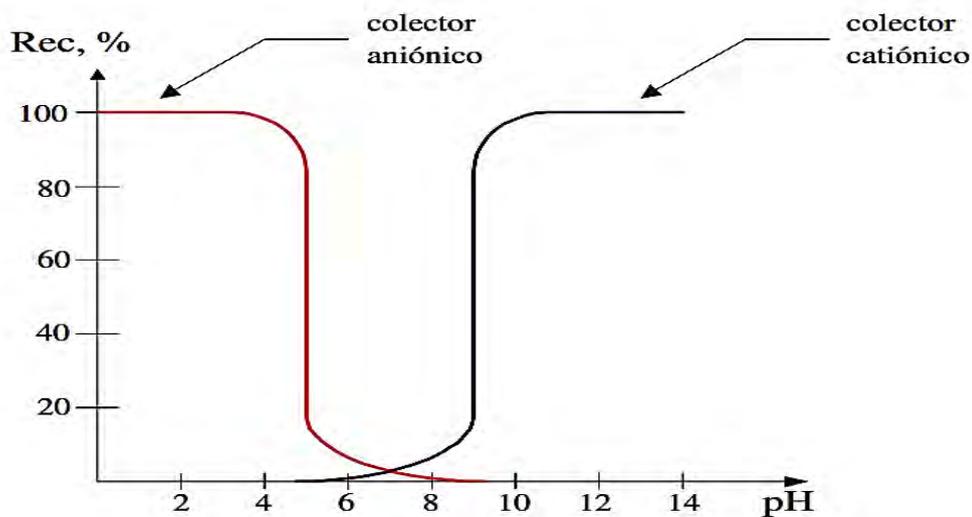


Nota. En la figura se muestra la clasificación de los colectores. Tomado de (Kracht, 2010, pág. 26).

“El tipo de colector a utilizar en flotación depende del pH de trabajo en los equipos y, por lo tanto, del potencial zeta. En la figura 23 se puede explicar considerando el comportamiento del potencial zeta con la variación de pH” (Yianatos, 2005, pág. 24).

Figura 23

Zonas de trabajo de colectores



Nota. La figura representa de manera esquemática la recuperación de un mineral, según el tipo del reactivo que se utiliza y el medio donde es más eficiente. Tomado de (Yianatos, 2005, pág. 24)

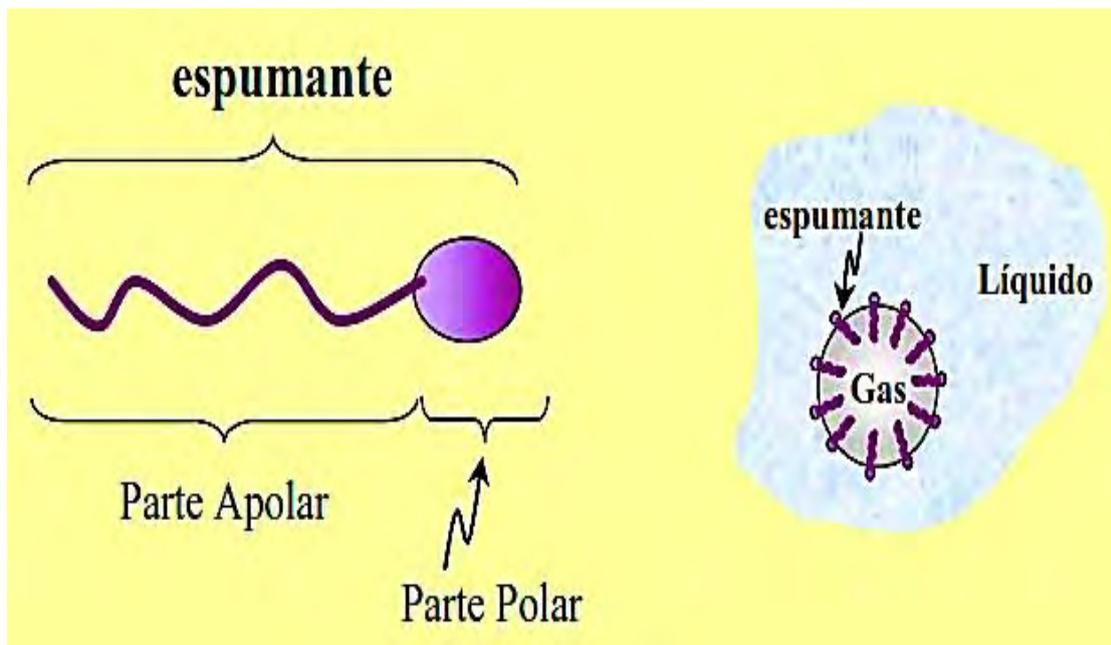
A partir de la figura 23, si se opera a pH alcalino el colector a emplear será catiónico; en cambio, al trabajar a un pH ácido el colector a utilizar deberá ser aniónico.

2.2.11.2 Espumantes

Son reactivos orgánicos de carácter **heteropolar**. Análogos a los colectores iónicos en su estructura, su diferencia radica en el carácter del grupo polar que en los colectores es activo para reaccionar con la superficie de los minerales, mientras que en los espumantes es un grupo con **gran afinidad con el agua (OH^-)** (figura 24). Permiten la formación de una espuma estable y burbujas de tamaño apropiado (pequeño) para llevar los minerales al concentrado (Kracht, 2010, pág. 56).

Figura 24

Adsorción del reactivo espumante en una burbuja de gas

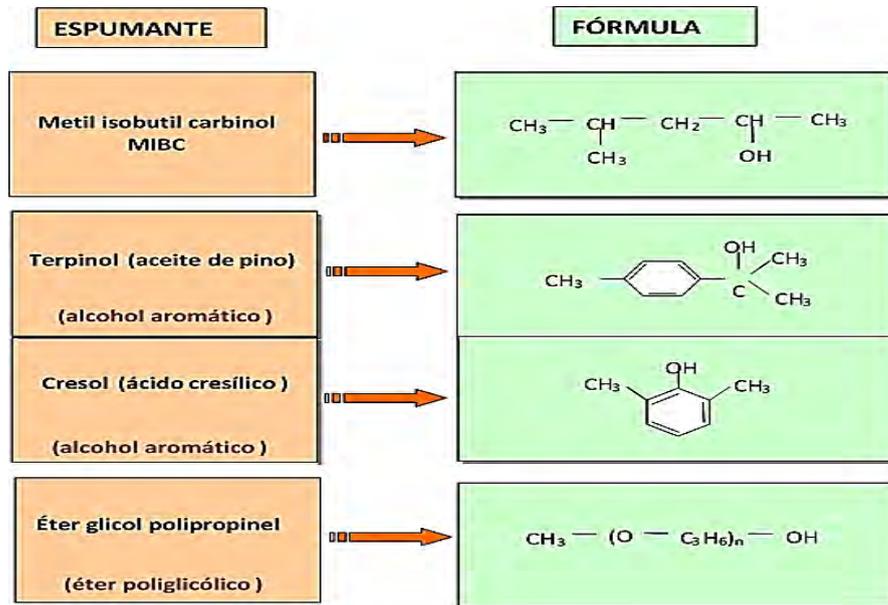


Nota. La figura representa de manera esquemática la adsorción del reactivo espumante en una burbuja de aire. Tomado de (Kracht, 2010, pág. 56)

“De los reactivos de flotación, los ácidos, aminas y alcoholes son los más usados. De estos tres, se prefieren a los alcoholes que al no tener propiedades colectoras facilitan una flotación selectiva” (Kracht, 2010, pág. 57). Una clasificación de los espumantes de flotación se muestra en la figura 25.

Figura 25

Clasificación de los Reactivos Espumante más utilizados



Nota. En la figura se muestra la clasificación de los espumantes más utilizados en el proceso de flotación de minerales. Tomado y adaptado de (Kracht, 2010, pág. 57)

2.2.11.3 Modificadores

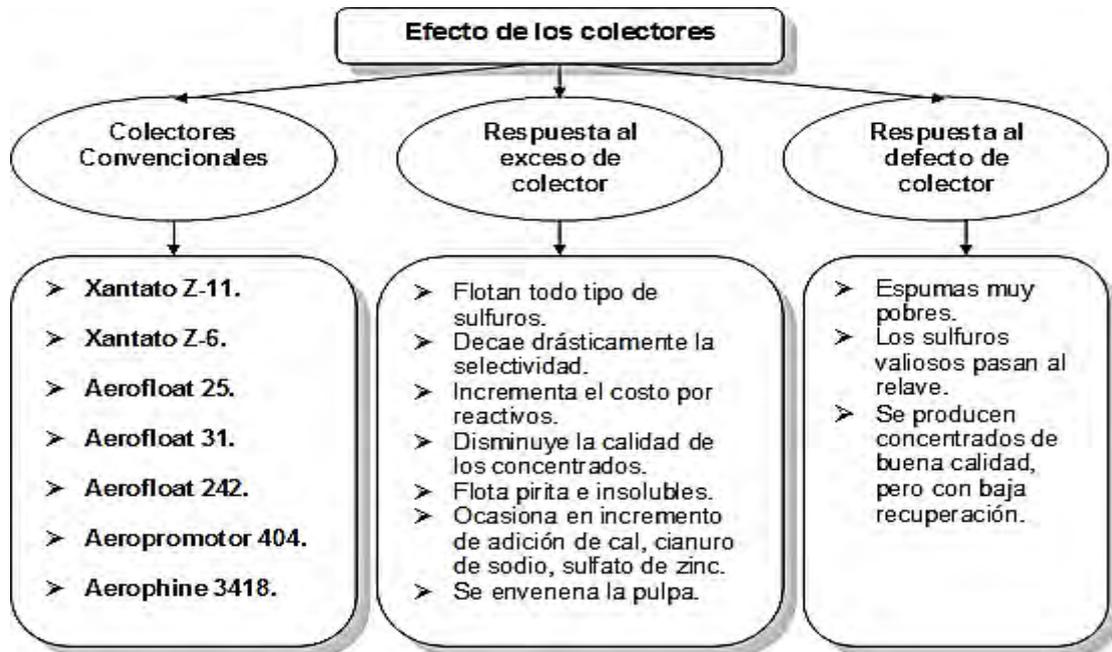
Los reactivos de este grupo, tiene la función de preparar las superficies de los minerales para la adsorción o desorción de un determinado reactivo sobre los minerales, de esa manera crear en la pulpa las condiciones propicias para que actúen otros reactivos y realizar una buena flotación. los modificadores se clasifican en: modificadores del medio o de pH, activadores y depresores. (Azañero, 2015, pág. 91).

2.2.12 Acción de los reactivos en el proceso de flotación de minerales

Desde que los reactivos de flotación, pueden causar efectos positivos y negativos durante el desarrollo del proceso de flotación de minerales. Es de suma importancia conocer tales efectos, cuando se trata de una dosificación en déficit y en exceso, la importancia de identificar la acción de los reactivos, es que permite corregir y así obtener resultados adecuados. En las figuras 26, 27 y 28 se muestra dichos efectos de colectores, espumantes y modificadores.

Figura 26

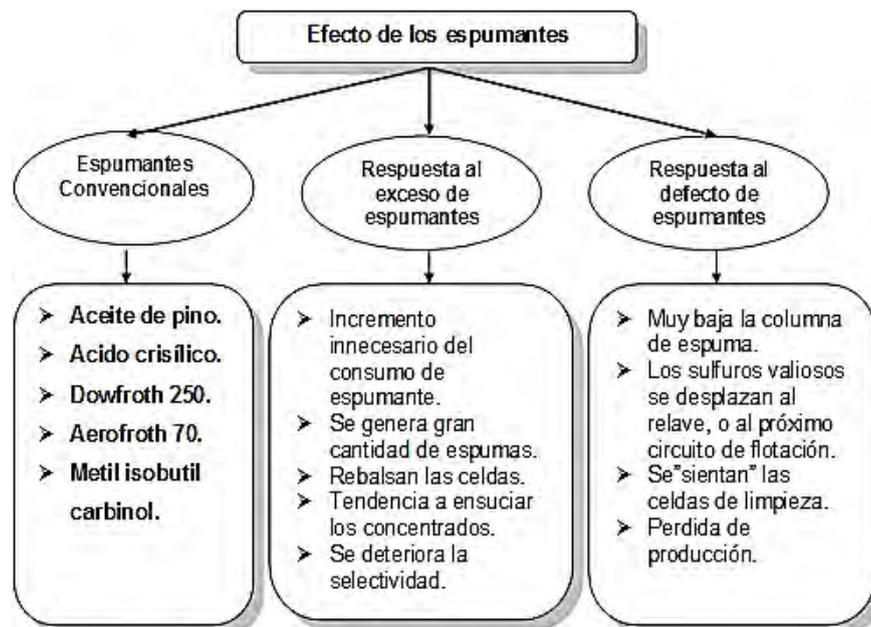
Efecto de los reactivos colectores en la flotación de los minerales



Nota. En la figura se representa los efectos que se producen, cuando se utiliza en exceso y defecto un determinado colector. Tomado de (Bueno B., 2003, pág. 124)

Figura 27

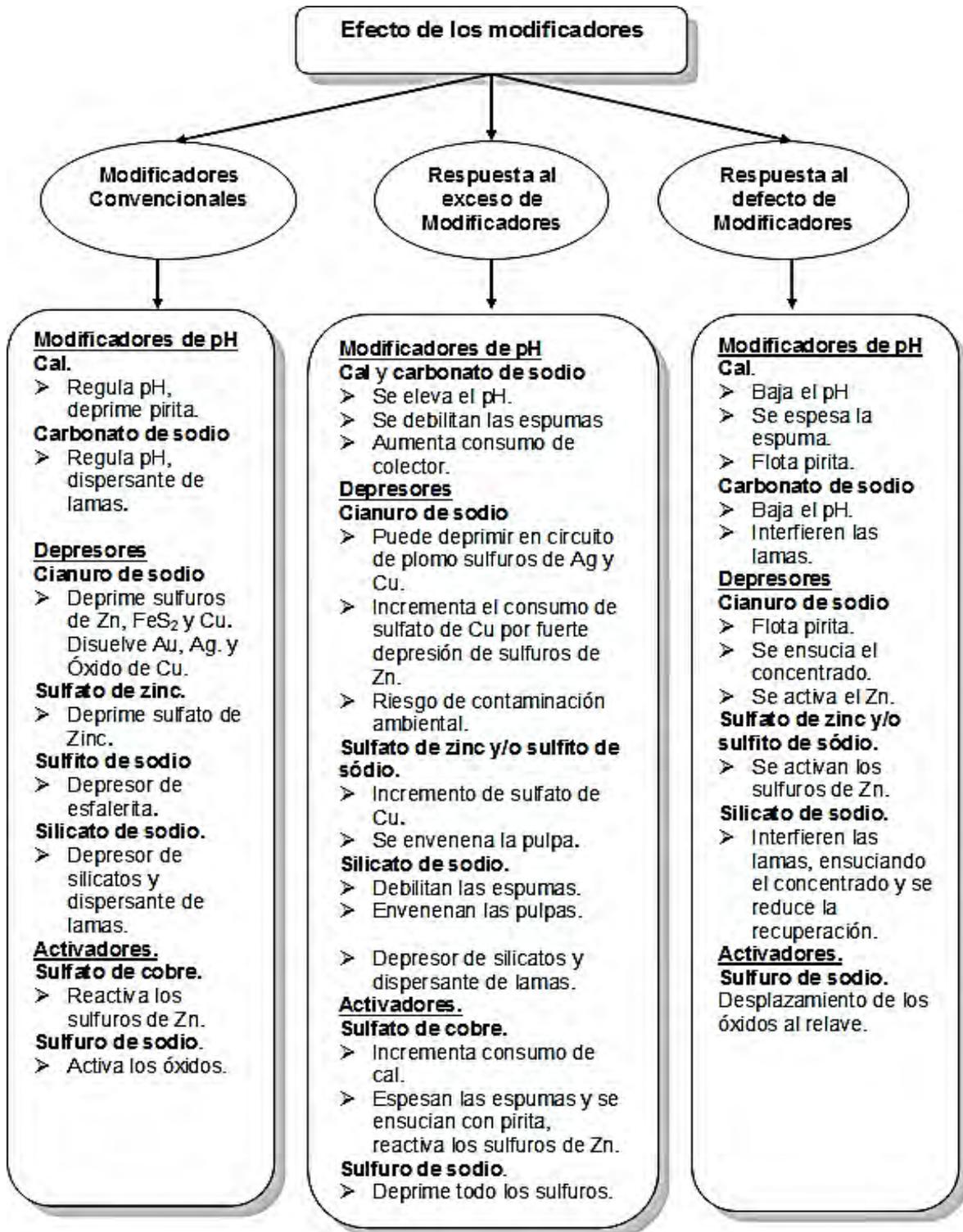
Efecto de los reactivos espumantes en la flotación de minerales



Nota. En la figura se representa los efectos que se producen, cuando se utiliza en exceso y defecto un determinado los espumantes en un proceso de flotación. Tomado de (Bueno B., 2003, pág. 126)

Figura 28

Efecto de los reactivos depresores en la flotación de minerales



Nota. En la figura se representa los efectos que se producen, cuando se utiliza en exceso y defecto un determinado modificador en un proceso de flotación. Tomado de (Bueno B., 2003, pág. 125).

2.2.13 Reactivos utilizados en la presente investigación

La etapa de selección de los reactivos de flotación es de mucha importancia, ya que incide en el éxito o el fracaso de la flotación. En la literatura existen antecedentes sobre el uso de dichos reactivos, esta información es de carácter referencial, ya que, en un proceso de flotación lo que gobierna es la formación geológica en el yacimiento, las características mineralógicas del mineral presente en el yacimiento. Por tales consideraciones, la selección de los reactivos se realizará teniendo en cuenta la mineralogía de la muestra representativa. Los reactivos a considerar en el presente trabajo de investigación, serán:

Z-6 Xantato amílico de potasio

Sus características técnicas son: “Fórmula Química es $C_6H_{11}OS_2 K$, se conoce como Amil Ditiocarbonato de Potasio, su peso molecular es 202.37, su concentración mínimo es de 90%, tiene una densidad aparente de 0.47, pH (Solución al 5%) es de 10.8, su solubilidad en agua es completa, su estado físico es sólido, su color y olor es blanquecino a amarillo, olor a azufre, su punto de fusión es de $124\text{ }^{\circ}C$, su fórmula química es $C_6H_{11}OS_2K$, los xantatos tienden a descomponerse en soluciones con un pH inferior a 6.0” ((DQI.), 2020, pág. 1).

“Xantato amílico de potasio Z-6, usado con mucha frecuencia en los procesos de flotación oxido de cobre, se caracteriza por su forma de gránulos de color Amarillo” ((DQI.), 2020, pág. 1).

Es más fuerte y es el menos selectivo. Aplica generalmente en la etapa rougher o scavenger donde se desea altas recuperaciones. Se puede utilizar solo o haciendo interaccionar con otros colectores. Su dosificación industrial está entre 800– 1500 g/tn. Es el más recomendado para la recuperación de los minerales oxidados.

Su utilización en exceso genera levantamiento de impurezas que ensucian y bajan la ley del concentrado. Su defecto causa que las partículas valiosas se vayan a la cola o relave.

D250

- ✓ Nombre químico: Éter monometil polipropilenglicol
- ✓ Color: incoloro.
- ✓ Forma: líquido.
- ✓ Gravedad específica: 0.98 a 25°C.
- ✓ Viscosidad: baja.

El Dowfroth 250, se utiliza mayormente en la flotación de especies oxidados y sulfuros de Cu, Pb, Zn y Co-Ni; y metales de preciosos de Au y Ag. También se usa en la flotación de óxidos metálicos y especies no metálicos.

Es bastante eficiente a pH básico, también se comienda su uso en rango de pH de 3,5 a 12,3. Usualmente, se puede usar sin diluir. Generalmente se dosifica en la etapa de molienda, o bien de manera directa en circuito de flotación, con rangos de dosificación en el orden de 5 a 100 gr/ton, dependiendo del espumante a utilizar en el proceso.

Este espumante es muy efectivo y controlable, actúa de manera instantánea por la cual es más comercial.

El exceso genera lamas en las celdas de flotación y su escasa utilización no genera las condiciones necesarias en las burbujas para recuperar el mineral valioso.

El D250 puede ser mezclado con el A31 para conseguir una reacción más agresiva.

A3418

“Sus características técnicas son: nombre del producto **AEROPHINE 3418 A**, ditiófosfinato modificado, composición diisobutil-ditiófosfato de sodio 50-52 %, apariencia líquido amarillento, TIBPS % 0.1, color (APHA) 100, pH 10, color amarillento, aspecto líquido, solubilidad en el agua es completa y gravedad específica de 1.14 a 25°C” (DQI, 2020, pág. 1)

PROMOTOR AEROPHINE A- 3418, colector desarrollado en función a la química de la fosfina. Con aplicaciones en la flotación de y óxidos de Cu. y Zn previa activación. Reactivo recomendado cuando se requiere selectividad de gangas sulfurosas, en la flotación de sulfuros polimetálicos y cobre porfirítico.

Tiene amplia aplicación en la flotación de galena argentífera que están asociadas con menas complejas primarias o secundarias.

La utilización en exceso de este reactivo genera una alta recuperación de pirita y en su defecto no aporta condiciones para la recuperación del mineral valioso, usualmente es usado en la recuperación de óxido de cobre con el objetivo de apretar las burbujas y mantener la tensión superficial en ellas. (Ospina, 2020)

A404

- ✓ Nombre del producto AERO 404 Promoter.
- ✓ Composición sal de ditiofosfato en agua.
- ✓ Gravedad específica: 1.15 a 25°C
- ✓ Apariencia: color que va de verde claro a ámbar.
- ✓ De presentación líquido.
- ✓ % de volatilización por peso Aprox. 59 % (Agua).
- ✓ Solubilidad completa en agua.
- ✓ Se infla a un punto mayor a 93 °C.

El AER 404 Promoter, reactivo de estado líquido, de dos componentes basados en alquil ditiofosfato, se utiliza en la flotación de sulfuros y óxidos de Cu, Pb, Ni y Zn, de cobre nativo y de los sulfuros de hierro en circuito ácido.

Altamente usado en la recuperación de cobre secundario para minerales como: (malaquita, cuprita, crisocola entre otros). También se recomienda en la flotación de

cobre alterados o parcialmente oxidados.

Su dosificación a nivel industrial varía en el orden de 2 y 100 g/t, según el contenido de los elementos valiosos en la pulpa y del uso de otros colectores. El producto puede usarse tal como viene o diluido (de 5 a 10 veces).

“Este producto prácticamente no presenta propiedades espumantes. Dependiendo del tipo de aplicación puede usarse sólo o en combinación con otros colectores. El AERO® 404 Promoter presenta una buena dispersabilidad por esto puede ser agregado tanto a la molienda como al acondicionamiento o directamente a las celdas” (Ospina, 2020).

A208

- ✓ Nombre del producto AEROFLOAT 208 Promoter
- ✓ Composición Sal sódica de di (Etil-secbutil) Ditiófosfato de en agua
- ✓ pH: 13-13.7
- ✓ Gravedad específica: 1.2 a 30°C
- ✓ Aspecto: líquido color que va de verde claro a ámbar
- ✓ Solubilidad: completamente soluble en agua

“Aerofloat 208, es más fuerte respecto al promotor sodium aerofloat y su mayor uso se tiene en la flotación de oro, plata y cobre. Es uno de los mejores colectores para minerales metálicos, tales como el oro, cobre y plata. Combinado con el xantato, es un colector ideal para menas de oro y cobre soluble” ((DQI.), 2020, pág. 2).

El A208 también es un colector eficaz para los minerales con contenido de cobre como: (calcopirita, bornita y covelina) (Ospina, 2020)

A31

- ✓ Nombre del producto AEROFLOAT 31 Promoter
- ✓ Composición Acido dicresilditiófosforico 90 %

- ✓ Ácido cresílico 0 a 4 %
- ✓ Color Ámbar (pardo oscuro)
- ✓ Gravedad específica 1.19
- ✓ Viscosidad a 25° C 250 – 500 cps

El promotor aerofloat 31, se emplea principalmente en la flotación de sulfuros de plomo y plata. Se utiliza también en la flotación de minerales oxidados de oro y sulfuro de cobre argentífero.

“Los promotores A31 y A242 son los mejores promotores para los minerales de plata” (Ospina, 2020).

2.2.14 La influencia de tamaño de partícula y la liberación en la flotación

Por varias razones, el rango de tamaño de partícula asociado con cada uno de los varios componentes existentes en una mezcla de sólidos es crítico para el uso exitoso de la flotación. Para comenzar, para que el proceso de separación selectiva de componentes ocurra, es absolutamente necesario para los varios componentes ser físicamente separados (liberados) de los otros tanto como sea posible. En otras palabras, las partículas finas que existen en la mezcla para ser separadas deberían estar la mayor parte de un componente u otro con un número mínimo de partículas presentes que están libres de la composición de componentes mezclados.

La extensión en la cual las partículas finas están liberadas de las otras en una composición de componentes densa depende de cómo las partículas finas fueron producidas inicialmente. En muchas aplicaciones los varios componentes fueron producidos o formados por la naturaleza como un material sólido conteniendo nódulos de los varios componentes. Tal es el caso con las rocas que existen naturalmente que contienen nódulos de minerales que contienen metales. (Notar que los minerales son compuestos químicos específicos en forma sólida.). La reducción de tamaño es entonces

requerida para liberar físicamente los varios componentes. El control de la reducción de tamaño para obtener la liberación de los componentes en forma de partícula fina es una tecnología compleja.

2.3 Definición de términos básicos

2.3.1 Recuperación

Es el porcentaje en peso de metal fino que está en el concentrado, referente al 100% que contiene cabeza.

2.3.2 Contenido metálico

Son las toneladas u otra unidad de peso de metal fino contenido en cada producto, se halla multiplicando la ley o ensaye químico por el tonelaje.

2.3.3 Concentrado

Es el tonelaje producto de la concentración (flotación) o tratamiento metalúrgico del mineral alimentado, que tiene un alto contenido de algún metal valioso, en una operación metalúrgica puede haber una o más concentrados.

2.3.4 Relave

Es el tonelaje producto estéril, desechado de la planta concentradora, su contenido metálico valioso es mínimo.

2.3.5 Cabeza

Es el tonelaje de mineral alimentado con el objeto de procesarlo metalúrgicamente.

2.3.6 Ley de mineral

Es el porcentaje de algún metal valioso (Pb, Cu, Zn, etc), en onzas/tonelada corta si se trata de oro y plata que se obtiene por las diferentes técnicas o métodos de análisis de laboratorio.

2.3.7 Radio de concentración

Es la relación que indica cuantas toneladas de mineral debe alimentarse para obtener una de concentrado.

CAPITULO III

HIPÓTESIS Y VARIABLES

3.1 Hipótesis

3.1.1 Hipótesis general

Se logra mejorar la recuperación de cobre de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, utilizando xantato amílico de potasio en una dosificación de 1500 gr/tn, en la planta de beneficio MINERA ALFA GOLDEN S.A.C. NAZCA-ICA.

3.1.2 Hipótesis específicas

HE1: Una concentración de 20% en el rango de 800 a 1500g/t de xantato amílico de potasio (Z6) mejora la recuperación de cobre de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, en la planta de beneficio MINERA ALFA GOLDEN S.A.C.

HE2: Una granulometría de 65%-200M mejora la recuperación de cobre de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C.

HE3: Con el 35% de sólidos de la pulpa mejora la recuperación de cobre de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, en la planta de beneficio MINERA ALFA GOLDEN S.A.C.

3.2 Variables

3.2.1 Identificación de variables

Según la literatura, las variables en un proceso de flotación (Tabla 1) son las relacionadas con el mineral el diseño, mineral y operación. Para el trabajo de investigación se considerará las de mayor influencia, según las experiencias a nivel industrial.

3.2.1.1 Variables independientes

1. **Porcentaje de sólidos (X_1):** relación del peso del constituyente sólido al peso total de la pulpa, multiplicado por 100.
2. **Granulometría del mineral (X_2):** tamaño de partícula a que debe de reducirse el mineral, dependiendo fundamentalmente del tamaño de la mena, por tanto, del grado de liberación necesaria para el proceso de flotación.
3. **Dosificación del colector Z6 (X_3):** cantidad de reactivo Z6, expresado en gramos, que se utiliza por una tonelada de mineral a flotar.

3.2.1.2 Variables dependientes

Porcentaje de recuperación (Y_i): Es el porcentaje en peso de metal fino que está en el concentrado, referente al 100% que contiene cabeza.

3.2.1.3 Variables intervinientes

- Tiempo de flotación.
- pH de flotación.
- Diseño de la celda.
- Temperatura.
- Características mineralógicas del mineral.
- Dosificación de reactivos secundarios.

3.2.2 Operacionalización de variables

Para el tratamiento de los datos experimentales se utilizó un Diseño Factorial (2^3) a fin de identificar la incidencia de las variables en estudio (% de sólidos, granulometría de mineral, dosificación de Z6) en el proceso de flotación de los minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa.

Para el análisis de los datos se utilizó el Software Estadístico Minitab 18.1, a fin de evaluar, interpretar y optimizar las variables en estudio que permitan determinar un modelo matemático para la optimización en la recuperación de minerales oxidados de cobre.

En el presente trabajo de investigación se han considerado las siguientes variables, con rango menor y mayor (Tabla 2).

Tabla 2

Nivel de las variables independientes

Variables independientes	Nivel de los variables		Unidades
	Nivel bajo (-)	Nivel alto (+)	
X ₁ : Porcentaje de sólidos:	30	35	%
X ₂ : Granulometría del mineral (-200M):	60	65	%
X ₃ : Dosificación del colector Z6 :	800	1500	g/t

Nota. Esta tabla muestra las variables independientes de la investigación, en sus correspondientes niveles. Elaboración propia

Tabla 3*Operacionalizacion de Variables*

Variables		Definición conceptual	Definición operacional	Dimensión	Unidad	Indicadores	Instrumentos de medición
Variable dependiente.	Recuperación metalúrgica.	Es el porcentaje en peso de metal fino que está en el concentrado, referente al 100% que contiene cabeza.	Es la razón entre el contenido metálico en el concentrado y el contenido metálico en la cabeza, multiplicado por 100.	0 a 100	%	Presencia de cobre en el concentrado.	Análisis Químico y Hoja de cálculo (Excel)
Variable independiente.	Porcentaje de sólidos.	Cantidad de mineral presente en la pulpa.	Relación del peso del constituyente sólido al peso total de la pulpa, multiplicado por 100.	30 a 35	%	Presencia de partículas de mineral en la pulpa.	Balanza Marcy. Densidad de la pulpa.
Variable independiente.	Granulometría del mineral	Tamaño de partículas del mineral, producto de la operación de cunminucion.	Fracción de mineral que logra pasar una malla de control (-200M)	60 – 65	%	Porcentaje de mineral que pasa por la malla 200.	Tamiz de malla 200.
Variable independiente.	Dosificación del colector Z6.	Cantidad de reactivo Z6 que se requiere para el proceso de flotación de cobre oxidado.	Es la relación de la cantidad de Z6, respecto a una tonelada de mineral a procesar.	800- 1500	g/t	Presencia de Z6 en la pulpa.	Observación por plateo.

Nota. Esta tabla muestra la operacionalización de las variables independientes y dependiente. Elaborado por los tesisistas.

CAPITULO IV

METODOLOGÍA

4.1 **Ámbito del Estudio: localización política y geográfica**

En la investigación, se utilizó como material de estudio el mineral muestra procedente del yacimiento de cobre-pampa, específicamente de la cancha de minerales de la planta de flotación Alfa Golden S.A.C.

Se realizaron las pruebas metalúrgicas en el laboratorio de metalurgia de la UNSAAC.

4.1.1 **Ubicación de la planta de beneficio minera Alfa Golden S.A.C**

- **Razón Social:** PLANTA DE BENEFICIO MINERA ALFA GOLDE S.A.C.
- **RUC:** 20606034629
- **Condición:** Activa

Yacimiento de Cobre-pampa: Cobre-pampa es un depósito de cobre ubicado en Acarí (Caravelí-Arequipa). La mineralización se emplaza en pórfidos dioríticos pertenecientes al intrusivo Cobre-pampa y está constituida por bornita, calcosina, covelina y calcopirita y en la zona de oxidación cuprita, crisocola, malaquita y hematita.

4.1.2 **Ubicación de la planta**

La planta Alfa Golden S.A.C. se ubica a 30 min. de la ciudad de Nazca, distrito de Poroma, a 350 metros de la carretera panamericana sur Km. 638.5, tiene una entrada principal por la planta concentradora Carolina S.A.C ubicado en la pista principal, según las coordenadas:

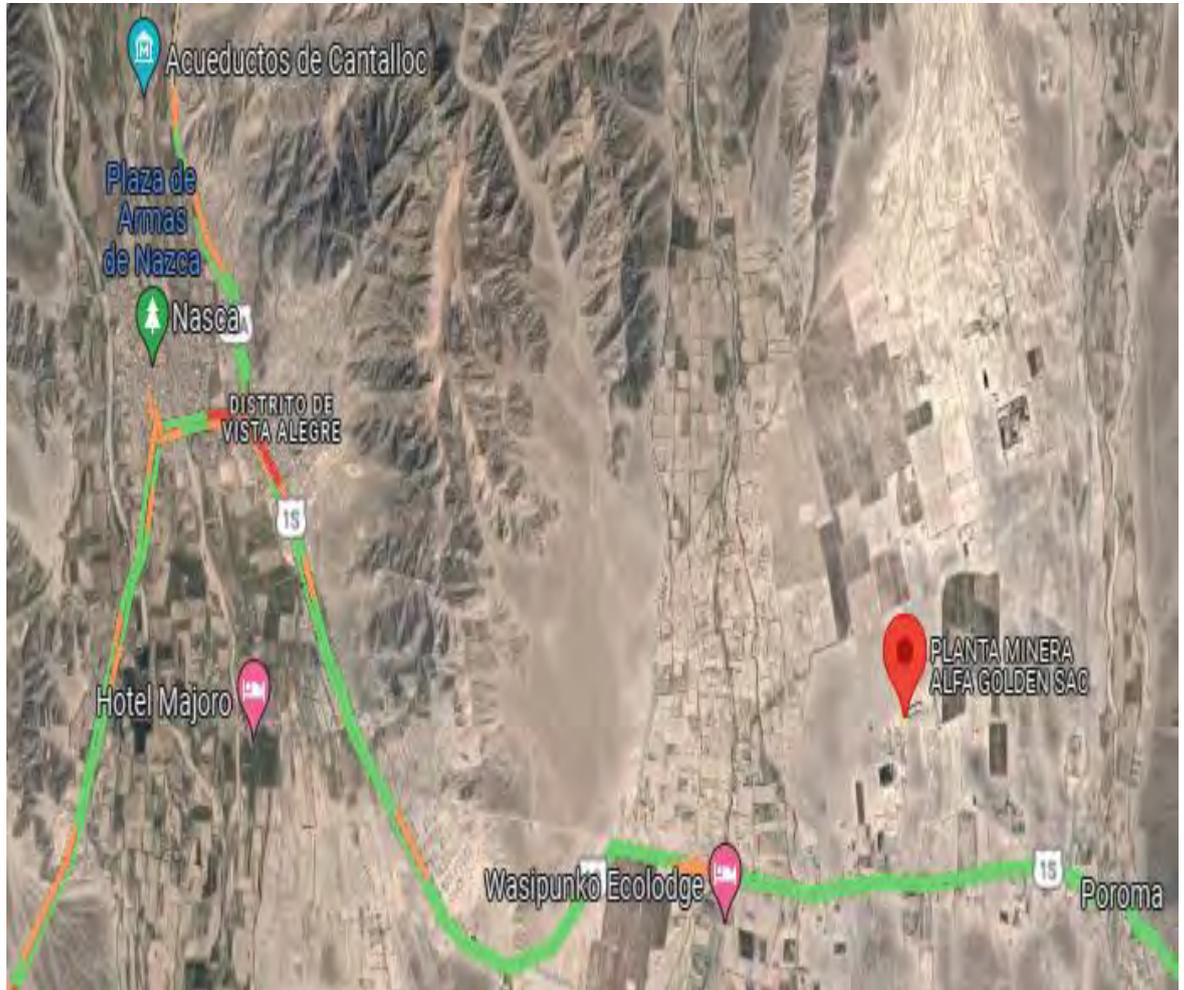
Ubicación: Carretera Panamericana Sur Km. 638.5 Altura de la planta concentradora Carolina S.A.C, Nazca, Ica, Perú.

Latitud y Longitud: -14.904122929804892, -74.9806976484027

Altitud: 520 m.s.n.m.

Figura 29

Ubicación en Google Mapa. la empresa MINERA ALFA GOLDEN S.A.C



Nota. Esta figura muestra la ubicación de la planta. Recuperado de Google Maps 2023.

4.1.3 Ubicación del laboratorio de procesamiento de minerales

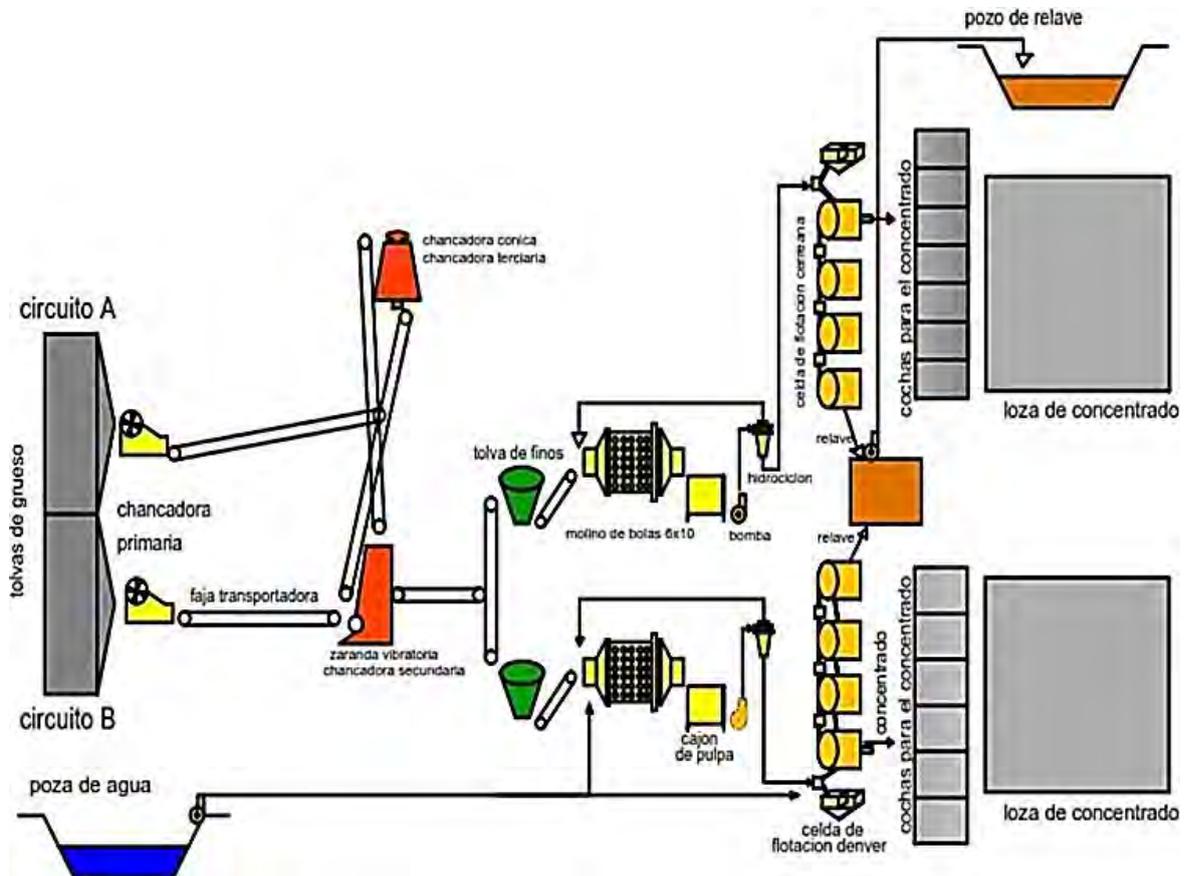
Ubicado en la Escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica, de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, UNSAAC.

- ✓ Ubicación: Av. de la Cultura 773. Cusco, Cusco, Cusco.
- ✓ Latitud y longitud: -13.522306901690536, -71.9569079382793
- ✓ Altitud: 3400 m.s.n.m.

4.2 Diagrama de flujo de la planta concentradora

Figura 30

Diagrama de flujo de flotación, planta de beneficio Alfa Golden S.A.C



Nota. Esta figura representa el circuito de la planta de Alfa Golden S.A.C en Nazca. Elaboración propia

4.3 Metodología de la investigación

En la presente tesis, la investigación es de carácter experimental, puesto que se realizan pruebas experimentales, según un diseño de experimentos, también se utilizan los conocimientos referentes a la caracterización de minerales, procesos de flotación, y estos son utilizados para solucionar el problema de recuperación de cobre a partir de los minerales oxidados. La investigación, también es de enfoque cuantitativa y deductiva, dado que se realizaron la manipulación de las variables independientes, y los resultados fueron analizados y discutidos, teniendo las bases teóricas, según la problemática de la investigación.

4.3.1 Clase:

La investigación es de clase cuantitativo, debido a que se manipularon variables de concentración de los reactivos, porcentaje de sólidos en la pulpa y la granulometría del mineral y como resultado se tuvo la variación del porcentaje de recuperación de minerales oxidados de cobre; esto implica que existe una relación entre las variables del problema a investigar, también los datos analizados fueron cuantificados, para predecir el comportamiento de la población.

4.3.2 Tipo:

En la investigación se aplicaron teorías y conocimientos de ingeniería metalurgia para resolver el problema de la investigación. Por consiguiente, la investigación es de tipo aplicada.

4.3.3 Nivel:

En la investigación se utilizaron tres niveles: descriptivo, explicativo- correlacional y predictivo. Primero, porque se hace una descripción del proceso en general hasta la obtención de concentrados. Segundo, se analiza y se explica las relaciones entre las variables que buscan establecer el aumento en la recuperación, que son objeto de estudio y finalmente predictivo, debido a que el análisis nos conduce a un modelo matemático.

4.3.4 Diseño:

La investigación tiene un diseño experimental, debido a que se tiene una situación de control, donde se manipula las variables, intencionalmente, de trabajo para evaluar la respuesta de la variable dependiente.

4.4 Población de estudio:

La población de estudio en referencia para esta investigación fue el mineral de cobre oxidado, proveniente del Yacimiento Cobre-pampa.

4.4.1 Muestra, tamaño de muestra y técnicas de selección

Una muestra de 40 kg fue recogida del yacimiento a una granulometría de 1/4” de mineral oxidado de cobre, utilizando la técnica del muestreo aleatorio simple para obtener muestras representativas del Yacimiento Cobre-Pampa.

La parte experimental (flotación) se procedió de acuerdo a la matriz del diseño factorial (2^3) y en cada prueba experimental se realizaron un muestreo aleatorio y sistemático para los análisis químicos de la ley de concentrados.

4.4.2 Técnicas y recolección de datos

Las técnicas y la recolección de datos son:

- ✓ Técnica de observación, la experimentación y el análisis documental.
- ✓ La observación, permitió caracterizar la muestra de mineral, identificar los reactivos a utilizar y el proceso de la prueba de flotación.
- ✓ La experimentación permitió recolectar datos de la distribución granulométrica, gravedad específica, tiempo de molienda, el monitoreo de las pruebas de flotación y parámetros de operación.
- ✓ Se realizó análisis documental para la obtención de resultados del contenido metálico en la cabeza, concentrado y relave. Para lo cual, se utilizó la ficha de resultados experimentales.

4.5 Validez y confiabilidad de instrumentos

Los materiales, instrumentos y equipos utilizados durante las pruebas experimentales corresponden a la UNSAAC, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, laboratorio de concentración de minerales.

4.6 Técnicas de procesamiento de datos y plan de análisis de datos

Con los datos obtenidos en cada prueba experimental de flotación, se realizó balances de materia para determinar el porcentaje de recuperación. Se utilizó Excel.

Se aplicó estadística a fin de procesar y correlacionar los datos, que permita obtener un modelo matemático, que indique las variables de mayor incidencia en el proceso de flotación y el grado de recuperación con los reactivos seleccionados para la flotación. Para tal fin, se aplicó el diseño de experimentos de tipo factorial de tres niveles (2^3).

Para el análisis de datos se utilizó el Software estadístico Minitab versión 18.1 a fin de analizar e interpretar:

- Los efectos y la interacción de las variables.
- Análisis de varianza.
- Modelo matemático.
- Parámetros óptimos
- Análisis gráfico

4.7 Metodología seleccionada y aplicada a la investigación

Para la recolecta de datos, se realizaron visitas de campo y así determinar el tipo de yacimiento, la formación y estructura de mineralización y se tomaron 40 kg de muestra representativa. Se realizaron ensayos experimentales a nivel de laboratorio, en los equipos e instrumentos del laboratorio metalúrgico de la UNSAAC, para determinar el grado recuperación de los minerales oxidados de cobre. La compilación de datos incluyó la observación y el uso de instrumentos de medición y ensayos químicos, para luego realizar el análisis y la discusión de los resultados experimentales.

La metodología seleccionada y aplicada, en estricto orden, en el estudio de aumento de porcentaje de recuperación de minerales oxidados de cobre, por el método de flotación y teniendo como colector principal Z6, fueron:

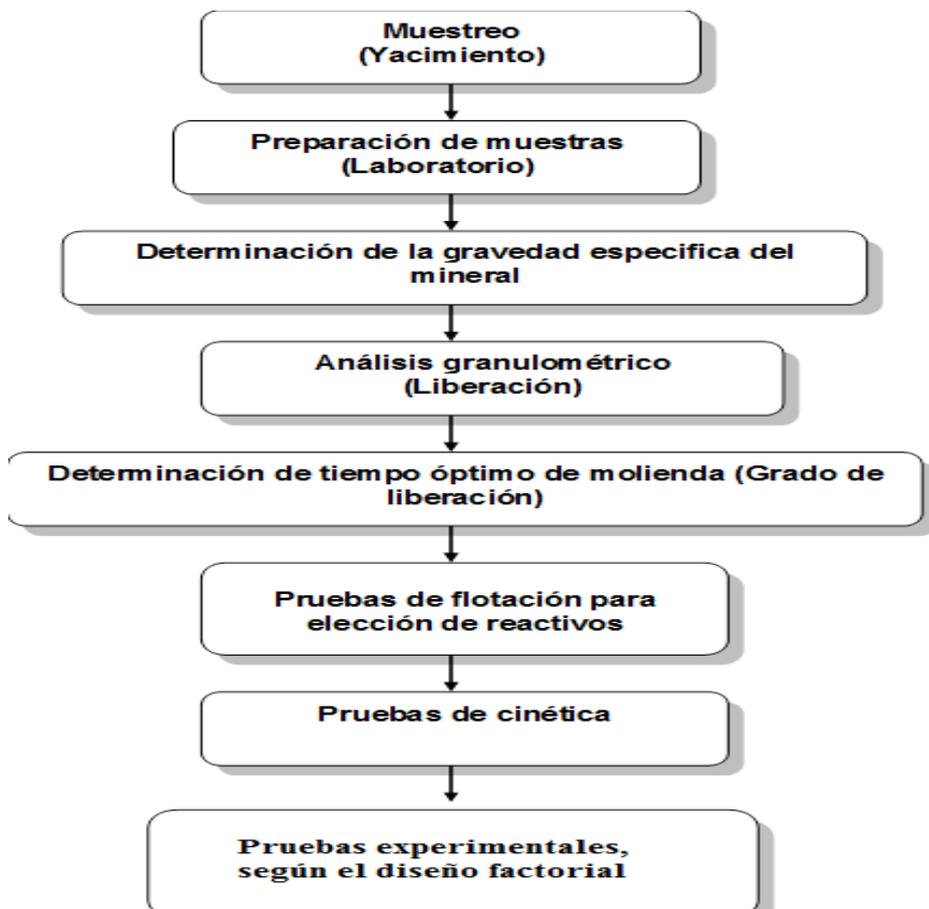
1. Revisión y diagnóstico teórico de los procesos flotación de óxidos de cobre.
2. Muestreo de mineral en el yacimiento.
3. Preparación mecánica de la muestra en los laboratorios de la Escuela Profesional

de Ingeniería metalúrgica de la UNSAAC.

4. Caracterización física y/o mineralógica de la muestra.
5. Caracterización química del mineral.
6. Determinación de la gravedad específica de mineral.
7. Determinación de pH de mineral.
8. Determinación de la moliendabilidad (cinética de molienda).
9. Preparación de los reactivos de flotación.
10. Preparación de pulpa y flotación estándar.
11. Prueba de cinética de flotación.
12. Pruebas experimentales, según el diseño factorial, siguiendo el diagrama de flujo que se muestra en la figura 31.

Figura 31

Procedimiento general de la marcha de la investigación



Nota. Esta figura muestra la secuencia del desarrollo del proceso de la metodología utilizada en la investigación. Elaboración Propia

CAPITULO V

DESARROLLO EXPERIMENTAL

La evaluación de las variables: colectores, % de sólidos y granulometría, requiere de pruebas experimentales, para determinar en cuánto y su magnitud de influencia en las variables independientes en el proceso. Por lo tanto, se solicitó muestra de mineral del Yacimiento Cobre-pampa a la planta Alfa Golden S.A.C. La muestra fue sometida a pruebas experimentales de flotación, en el laboratorio metalúrgico de la UNSAAC.

La investigación tiene como objetivo: evaluar la dosificación del xantato amílico de potasio Z6, trabajar con un % de solidos entre 30-35% y una granulometría de 60-65 malla -200, para incrementar la recuperación de cobre por el proceso de flotación.

5.1. Muestra tomada del mineral

El muestreo se realizó en el lote de minerales del Yacimiento cobre-pampa, Inversiones Paolo S.A.C. De acopio de mineral de la planta minera Alfa Golden S.A.C., obteniéndose 40 Kg. de muestra, cabe resaltar la procedencia del mineral traído desde la zona de Cobre-pampa. Se realizaron análisis químico de reconocimiento de metal cobre (ley de cabeza).

Como primer paso se procedió con la recolección de datos a nivel planta, los cuales son tomados por los operadores de cada circuito para el control de los parámetros operacionales y registro de los mismos y deben tener la misma magnitud, se registró los siguientes datos de la planta:

- Densidad overflow: 1.275 Kg/L
- Ley de cabeza CuT: 2.98 – 3.03 (%)
- pH 7
- Tamaño partícula overflow: 65% -200 Malla

Con el propósito de realizar un diagnóstico en cuanto se refiere a la eficiencia de la planta, en flotación de minerales oxidados de cobre. Se procedió a la recolecta de muestras de concentrado y relave, las mismas que fueron enviados a un laboratorio metalúrgico de confianza como lo es FITZ MIN en la ciudad de nazca, con la finalidad de conocer sus leyes y finalmente realizar el balance metalúrgico y con ello determinar el porcentaje de recuperación en la planta.

5.1.1 Balance de planta con respecto al cobre antes de las pruebas experimentales a nivel de laboratorio

La planta de beneficio Alfa Golden S.A.C. procesa entre 450-500TN al día ya que cuenta con dos circuitos independientes, tiene una ratio de 10.6 y su ensaye químico, se muestra en la tabla 4.

Tabla 4

Leyes de cobre en planta antes de las pruebas experimentales

Muestras	Cu sol (%)
Cabeza	2.99
Concentrado	18
Relave	1.495

Nota: Información recabada por los tesisistas y ex trabajadores de la planta de beneficio Alfa

Golden S.A.C. en el Anexo 1.

En función al tonelaje y el ensaye químico se realizó el balance metalúrgico de

planta, con ayuda de Excel, los resultados obtenidos se muestran en la tabla 5.

Tabla 5

Balance metalúrgico de planta minera alfa Golden S.A.C. antes de las pruebas experimentales

Producto	Peso T	% Peso	Ensayo	Contenido metálico	% Distribución	Ratio (K)	Recuperación (R)
			% Cu	Cu	Cu		
Cabeza (A)	250.00	100.00	2.99	7.48	100.00		100.00
Concentrado (B)	22.64	9.06	18.00	4.08	54.53	11.04	54.53
Relave ©	227.36	90.94	1.50	3.40	45.47		45.47

Nota: Esta tabla muestra el balance metalúrgico en la planta, antes de realizar la mejora a nivel de laboratorio. Anexo 4

Entonces, de acuerdo a la tabla 5, se observa que se logra conseguir una recuperación del 54.53% de cobre soluble de los minerales procedentes de la zona de Cobre-pampa, por lo tanto, la planta de Alfa Golden S.A.C. presenta una recuperación baja al tratarse de minerales oxidados de cobre del Yacimiento Cobre-pampa. Esta recuperación es posible mejorar con una adecuada manipulación (optimización) de las variables que tienen mayor incidencia en el proceso, para tal propósito se asume que la dosificación del reactivo Z6 es la que tiene mayor incidencia en el proceso.

5.2. Presentación, análisis e interpretación de las características del mineral.

Teniendo la referencia de la planta, en torno al porcentaje de recuperación de cobre soluble a partir del mineral oxido del Yacimiento de Cobre-pampa, se procedió con la marcha experimental, la misma que comprende:

5.3. Caracterización del mineral para las pruebas de flotación.

La caracterización del mineral en estudio comprende: análisis químico, determinación de especies mineralógicas presentes, etc.

5.3.1 Análisis químico

Los ensayos químicos, se realizaron a la muestra extraída de la planta de beneficio Alfa Golden S.A.C. al tratar mineral oxidado de cobre procedente de la zona de Cobre-Pampa, según el reporte de laboratorio químico FRITZ MIN S.A.C, que se muestra en el anexo N ° 1, la ley de cabeza es de 2.99% de cobre soluble.

5.3.2 Determinación de especies mineralógicas presentes

Para la determinación de la presencia de especies mineralógicas, con contenido metálico de cobre soluble, por intermedio de la planta de beneficio Alfa Golden S.A.C. se envió una muestra tomada de la ruma acumulada, procedente del Yacimiento Cobre-pampa, para realizar su análisis mineralógico y así determinar si efectivamente se presenta minerales sulfurados de cobre y oxidados de cobre. Los resultados según el reporte del laboratorio que se muestra en el anexo 2, las especies presentes en la muestra, según el reporte del laboratorio son:

a. Sulfuros de Cobre:

- No se tiene presencia de cobre de tal naturaleza.

b. Óxidos de cobre:

- Crisocola $\text{Cu}_2\text{H}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ (17%)
- Malaquita $\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$ (48%)
- Azurita $\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$ (15%)
- Cuprita Cu_2O (20%)

5.4. Preparación de muestra a nivel de laboratorio (100%-10M)

La muestra tomada de la planta, se sometió a un tratamiento mecánico (preparación mecánica) en el laboratorio de procesamiento de minerales de la UNSAAC, utilizando los

equipos y materiales: chancadora de quijada Blake de 5"x4", chancadora cónica, tamiz de malla -10, brochas, bandejas, entre otras. La operación se realiza hasta alcanzar una granulometría de 100% malla -10, un tamaño de grano menor a la ½" pulgada, producto que es sometido a los tratamientos posteriores, según el diseño metodológico de la investigación.

5.5. Cálculo de gravedad específica del mineral.

Se procedió según la siguiente secuencia y la técnica de la fiola:

1. Se tomó en consideración mineral chancado 100% a malla -10, secado con la finalidad de eliminar la humedad.
2. Se pesó 5 gramos de mineral para cada prueba.
3. Se pesó las 3 fiolas vacías que tenían las mismas características y marca.
4. Se enrasó la fiola con agua hasta los 100cc, para posteriormente pesarla.
5. Se secó la fiola y se introdujo 5gr. de mineral para pesarlo.
6. Posteriormente se enrasó con agua para lograr pesarlo una vez más el mineral y el agua.
7. Se procedió a calcular la gravedad específica, mediante la siguiente relación matemática.

$$G.E. = \frac{M}{(FA - F) - (FMA - FM)}$$

Dónde: G.E es la gravedad específica, M es el peso del mineral, F es el peso de la fiola, FA es el peso de la fiola más agua, FM es el peso de fiola más mineral y FAM es el peso de la fiola más agua y mineral.

Según la técnica y el procedimiento, se realizaron tres pruebas experimentales, los resultados se muestran en la tabla 6.

Tabla 6*Recopilación de datos para la determinación de la gravedad específica*

Nomenclatura	Pesos Experimentales (g)		
	Exp. N° 01	Exp. N° 02	Exp. N° 03
M	10	10	10
F	56	55.1	56.9
FA	155	154.3	155.7
FM	66	65.3	66.7
FMA	161.4	160.7	162.1

Nota: Elaborado por los tesisistas; realizado en el laboratorio de procesamiento de Minerales de la UNSAAC.

Tabla 7*Resultados de la gravedad específica*

Prueba N°(n)	Gravedad específica (X _i) g/cc
1	2.7778
2	2.6315
3	2.9411
Σ	8.3504
Promedio (\bar{x}_i)	2.783466

Nota. La tabla muestra las gravedades específicas de las tres pruebas. Realizado por tesisistas.

Se considera, para fines de estudio, una gravedad promedio de 2.78 g/cc.

5.6. Análisis granulométrico

Según el registro de control de procesos de la planta, la granulometría del mineral a la salida del overflow del hidrociclón, antes de ingresar al proceso de flotación, se encuentran en el orden de 60% -200 Malla (75 μ m), esto implica que el 60% de peso pasa la abertura de la malla Tyler #200. A dicha granulometría se tiene un buen grado de liberación para el proceso de flotación.

Teniendo dicha información, para las pruebas experimentales se debe determinar el tiempo necesario de molienda a nivel de laboratorio para alcanzar a dicha granulometría y

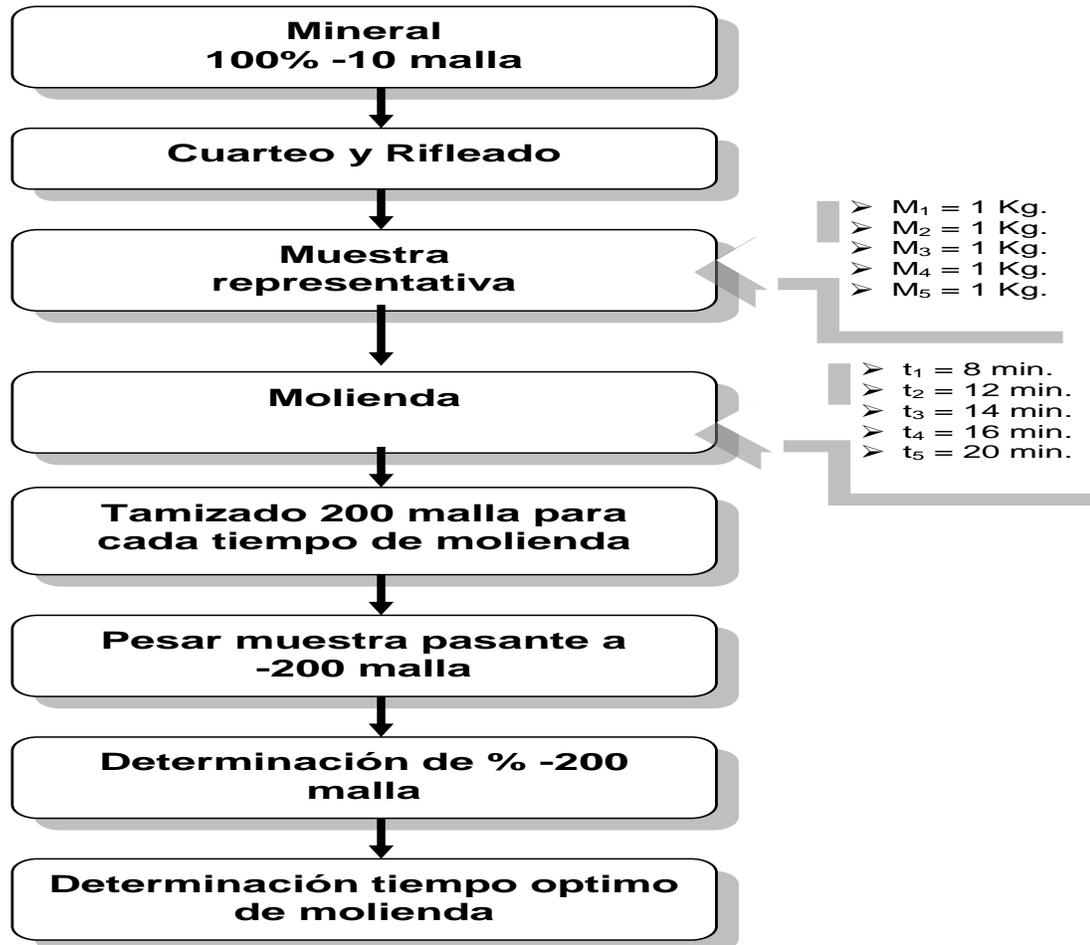
garantizar con ello una buena liberación.

5.7. Prueba de moliendabilidad y análisis granulométrico

Con el fin de determinar el tiempo de molienda se realizaron 4 pruebas experimentales, se utilizó un kilogramo para cada prueba de molienda, a tiempos de 8, 12, 16 y 20 minutos respectivamente, haciendo uso del molino de bolas del laboratorio. La marcha de la prueba experimenta fue según el diagrama 8, la misma que se muestra a continuación:

Figura 32

Determinación del tiempo óptimo de molienda para la liberación



Nota Elaborado por los tesisistas; realizado en el laboratorio de procesamiento de Minerales.

Los resultados obtenidos se muestran en la tabla 8:

Tabla 8

Evaluación de molienda tomando 100 gramos de muestra y sometidos a Malla -200, 75 (μm)

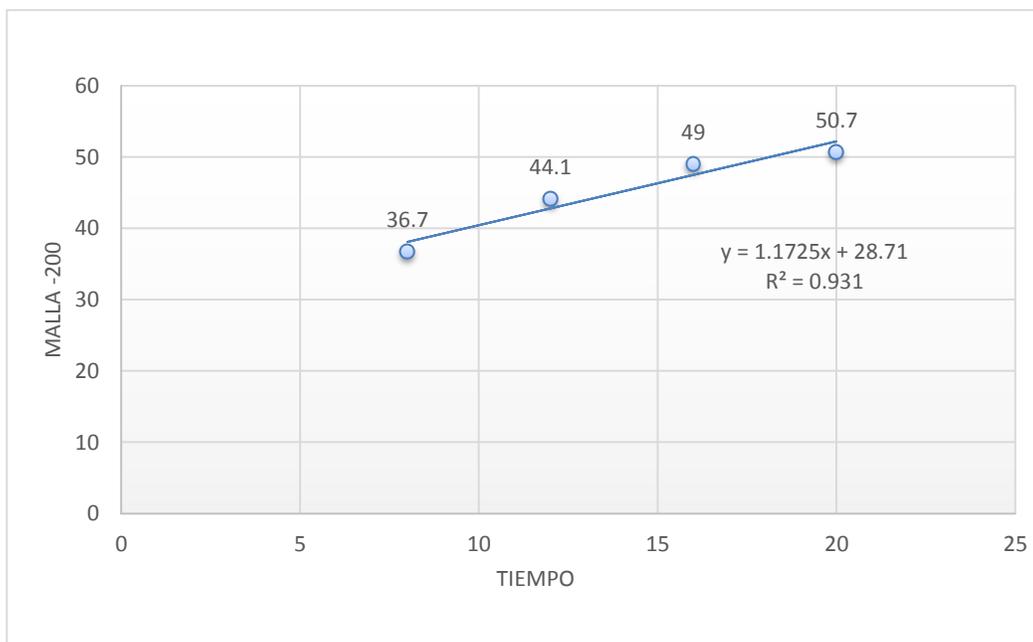
tiempo	Peso Retenido	Peso Retenido	Porcentaje pasante
	(g)	(%)	(%)
8	63.3	63.3	36.7
12	55.9	55.9	44.1
16	51	51	49
20	49.3	49.3	50.07

Nota: Elaborado por los tesisistas; realizado en el laboratorio de procesamiento de Minerales de la UNSAAC.

Utilizando Microsoft Excel, se plotó el porcentaje de malla -200 obtenidos en cada prueba experimental versus el tiempo de cada prueba y así obtener una función (modelo matemático) para la cinética de la molienda y su factor de correlación, como se muestra en la figura 25:

Figura 33

Tiempo de molienda (cinética)



Nota. La figura muestra una representación de la cinética de molienda y su modelación matemática. Elaboración de los tesisistas.

De la ecuación obtenida por el gráfico, despejando “x” y reemplazando “y” por 60 y 65, de esta manera se obtiene el tiempo de molienda requerido para alcanzar una granulometría de 60 y 65 % malla -200 para las posteriores pruebas, según el diseño de la investigación.

$$y = 1.1725x + 28.71$$

Despejando:

$$x = \frac{y - 28.71}{1.1725}$$

Reemplazando “y” por 60

$$x = \frac{60 - 28.71}{1.1725} = \frac{31.29}{1.171} = 26.69$$

Reemplazando “y” por 65

$$x = \frac{65 - 28.71}{1.1725} = \frac{36.29}{1.171} = 30.95$$

Por consiguiente, el tiempo necesario para una granulometría de 60 y 65 % -200 Malla en el molino de laboratorio de procesamiento de minerales de la UNSAAC es de 26 minutos con 41 segundos y 30 minutos con 57 segundos respectivamente.

5.8. Porcentaje de sólidos y peso de mineral necesario para las pruebas experimentales

Como condiciones operativas para la mejora de la recuperación, se plantea como uno de los variables independientes el porcentaje de sólidos en dos niveles de 30 y 35%, con la finalidad de realizar las pruebas a nivel de laboratorio y determinar con cuál de ellos dos se logra alcanzar una mayor recuperación de cobre soluble. Por otra parte, en función a este variable se calcula la cantidad de mineral y agua requerido para cada prueba experimental, según el diseño de la investigación (2³), para ello se determina las densidades de pulpas ara

cada nivel de porcentaje de sólidos, para la celda Denver de 1kg de capacidad. Para dicho fin se recurre a la siguiente formula:

$$dp = \frac{1}{\frac{\%S}{\frac{100}{Ge}} + 1 - \frac{\%S}{100}}$$

Donde:

dp: densidad de pulpa

%S: porcentaje de solidos

Ge: gravedad especifica

Para 30 % de solidos será:

$$dp = \frac{1}{\frac{30}{\frac{100}{2.78}} + 1 - \frac{30}{100}}$$

$$dp = 1.237 \text{ gr/l}$$

Dónde: 371.1 gr será de mineral y 865.9 ml será de agua.

Para 35% de solidos será:

$$dp = \frac{1}{\frac{35}{\frac{100}{2.78}} + 1 - \frac{35}{100}}$$

$$dp = 1.288 \text{ gr/l}$$

Dónde: 450.8 gr será de mineral y 837.2 ml será de agua.

5.9. Matriz de diseño para las pruebas experimentales de flotación.

El diseño que se utiliza para las pruebas experimentales corresponde a un diseño de experimentos de tipo factorial DOE (2³), en función a la matriz del DOE se realizan las pruebas experimentales, en la cual se establecen las condiciones operacionales para cada

prueba, teniendo en cuenta los niveles de cada factor (variables independientes) y todas las combinaciones que pueden tener una incidencia significativa en la recuperación, por el proceso de flotación, de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa. La matriz del diseño para las pruebas experimentales es la que muestra en la tabla 9.

Los factores (variables independientes) considerados en dos niveles para el diseño experimental son: porcentajes de sólidos, granulometría y dosificación de Z6, las mismas que se agrupan en la tabla 9, y la matriz para la prueba experimental en la tabla 10 para las 8 pruebas que se realizarán a nivel de laboratorio.

Tabla 9

Variables independientes de operación para el diseño experimental

VARIABLES	NIVEL(-)	NIVEL(+)
X₁ : % De sólidos (%)	30	35
X₂ : Granulometría (-200M)	60	65
X₃ : Z -6 (g/TM)	800	1500

Nota. Elaboración propia de los tesisistas

Tabla 10

Matriz del diseño factorial (2³) para la prueba experimental

N°	VARIABLES			Y _i
	X ₁	X ₂	X ₃	
1	-30	-60	-800	Y ₁
2	+35	-60	-800	Y ₂
3	-30	+65	-800	Y ₃
4	+35	+65	-800	Y ₄
5	-30	-60	+1500	Y ₅
6	+35	-60	+1500	Y ₆
7	-30	+65	+1500	Y ₇
8	+35	+65	+1500	Y ₈

Nota. X₁: % de sólidos, X₂: Granulometría (-200M), X₃: Z-6 (g/TM), Y_i: Recuperación.

Elaboración propia.

5.10. Dosificación de reactivos de forma industrial a nivel de laboratorio

La dosificación a nivel de planta se da en mililitros a una determinada concentración por minuto e inicia en la faja de alimentación del molino de bolas, con el fin de lograr un mayor tiempo de acondicionamiento de los reactivos, conjuntamente con el mineral. La liquidación de reactivos para procesar 250 tn de mineral de forma industrial en la planta se muestra en la tabla 11, esta información es recabada a partir de los datos históricos de la planta.

Tabla 11

Liquidación de reactivos de la planta Alfa Golden S.A.C. para 250TM de mineral

Z-6 (20%)	Peso de reactivos añadidos (kg)				Tiempo (min)		Ph
	A-208	A-404	A-3418	MIBC+A31	Acond.	Flot.	
300 (exceso)	8	8	6	12	5	12	7
25 (normal)							

Nota. En esta tabla se muestra la liquidación de los reactivos en la planta. Elaborado por los tesisistas.

Para las pruebas experimentales a nivel de laboratorio, se tiene que convertir la dosificación en gramos por tonelada y posteriormente en goteos para lograr dosificarlo, teniendo como datos la hoja de liquidación de reactivos de la planta de beneficio Alfa Golden S.A.C., se procedió a calcular la cantidad de reactivos necesarios para cada prueba experimental:

5.10.1 Cálculo del reactivo Z-6 (Xantato Amílico de Potasio) requerido

De acuerdo a la tabla 9, se tiene y se establece dos dosificaciones con respecto al reactivo Z6, una con dosificación normal que será de 800 gr/ Tn (nivel bajo del factor) y otra con exceso de 1500 gr/ Tn (nivel alto del factor) con el fin de hacer la comparación y

evaluación, también se consideró el % de sólidos en sus dos niveles de 30 y 35 %. Bajo dichas condiciones se realizan los cálculos correspondientes, que son:

- **Para 30% de sólidos**

$$Z6 (normal) = \frac{800 \text{ gr de } z6}{1000 \text{ kg } M} \times (0.371 \text{ kg } M)$$

$$Z6 (normal) = 0.2968 \text{ gr de } z6$$

- **Para 35% de sólidos**

$$Z6 (normal) = \frac{800 \text{ gr de } z6}{1000 \text{ kg } M} \times (0.4508 \text{ kg } M)$$

$$Z6 (normal) = 0.3606 \text{ gr de } z6$$

- **Para 30% de sólidos**

$$Z6 (exceso) = \frac{1500 \text{ gr de } z6}{1000 \text{ kg } M} \times (0.371 \text{ kg } M)$$

$$Z6 (exceso) = 0.5566 \text{ gr de } z6$$

- **Para 35% de sólidos**

$$Z6 (exceso) = \frac{1500 \text{ gr de } z6}{1000 \text{ kg } M} \times (0.4508 \text{ kg } M)$$

$$Z6 (exceso) = 0.6762 \text{ gr de } z6$$

5.10.2 Cálculo del reactivo Aerofloat 208 (A-208) requerido

Según la hoja de liquidación se llegó a utilizar 8 kilogramos del colector para 250 Tn de mineral por lo tanto tendríamos 40 gr de A 208 por Tn. de mineral procesado. Entonces la cantidad

requerida para cada prueba experimental es:

- **Para 30% de solidos**

$$A\ 208 = \frac{40\text{gr de A208}}{1000\text{ kg M}} \times (0.371\text{ kg M})$$

$$A\ 208 = 0.1484\text{ gr de A208}$$

- **Para 35% de solidos**

$$A\ 208 = \frac{40\text{gr de A208}}{1000\text{ kg M}} \times (0.4508\text{ kg M})$$

$$A\ 208 = 0.1484\text{ gr de A208}$$

5.10.3 Cálculo del reactivo Aeropromoter 404 (A-404) requerido

Según la hoja de liquidación se llegó a utilizar 8 kilogramos del colector para 250 Tn de mineral por lo tanto tendríamos 40 gr de A 404 por Tn de mineral procesado. Entonces la cantidad requerida para cada prueba experimental es:

- **Para 30% de solidos**

$$A\ 404 = \frac{40\text{gr de A404}}{1000\text{ kg M}} \times (0.371\text{ kg M})$$

$$A\ 404 = 0.1484\text{ gr de A404}$$

- **Para 35% de solidos**

$$A\ 404 = \frac{40\text{gr de 404}}{1000\text{ kg M}} \times (0.4508\text{ kg M})$$

$$A\ 404 = 0.1484\text{ gr de A404}$$

5.10.4 Cálculo del reactivo Aerophine 3418 (A-3418) requerido

Según la hoja de liquidación se llegó a utilizar 6 kilogramos del colector para 250 Tn de mineral por lo tanto tendríamos 40 gr de A 404 por Tn de mineral procesado. Entonces la cantidad requerida para cada prueba experimental es:

- **Para 30% de solidos**

$$A\ 3418 = \frac{40\text{gr de A3418}}{1000\text{ kg M}} \times (0.371\text{ kg M})$$

$$A\ 3418 = 0.1484\text{ gr de A3418}$$

- **Para 35% de solidos**

$$A\ 3418 = \frac{40\text{gr de 3418}}{1000\text{ kg M}} \times (0.4508\text{ kg M})$$

$$A\ 3418 = 0.1484\text{ gr de A3418}$$

5.10.5 Cálculo del reactivo Dowfroth (D250) más Aerofloat (A31) mezcla (1-3) requerido

Al ser el óxido de cobre un mineral complicado de flotar, la planta Alfa Golden S.A.C. utiliza su mezcla de espumante más agresivo por ello se realiza la mezcla de A31 más D250, en relación 3 a 1 para este caso se utilizó 9 kg de A31 y 3 kg de D50, en total se consideró 12 kg de espumante por lo tanto tendríamos 60 gr de espumante por Tn de mineral procesado. Entonces la cantidad requerida para cada prueba experimental es:

- **Para 30% de solidos**

$$\text{Espumante} = \frac{60\text{gr de Espumante}}{1000\text{ kg M}} \times (0.371\text{ kg M})$$

$$\text{Espumante} = 0.0226\text{ gr de Espumante}$$

- **35% de solidos**

$$\text{Espumante} = \frac{60\text{gr de Espumante}}{1000\text{ kg M}} \times (0.4508\text{ kg M})$$

$$\text{Espumante} = 0.0270\text{ gr de Espumante}$$

Un resumen de la cantidad requerida de cada reactivo a utilizar como variable y parámetro, en cada prueba experimental, se muestra en la tabla 12.

Tabla 12

Dosificación de Reactivos a Nivel de Laboratorio – Estándar

% de sólidos	Reactivos (gr)					Tiempo (min)	
	Z-6	A-208	A-404	A-3418	D250+A31	Acond	Flot
30	0.2968(normal)	0.0148	0.0148	0.0111	0.0226	5	12
	0.5566(exceso)						
35	0.3606(normal)	0.0180	0.0180	0.0135	0.0270	5	12
	0.6762(exceso)						

Nota. Elaborado por los tesisistas; realizado en el laboratorio de procesamiento de Minerales.

Para dosificar el reactivo sólido (Z6) se preparó solución a una concentración de 20% y los reactivos líquidos se dosificaron puro. La dosificación de los reactivos en solución se muestra en la tabla 13.

Tabla 13

Dosificación de Reactivos por goteo a Nivel de Laboratorio – Estándar

% de sólidos	Gotas					Tiempo (min)	
	Z-6	A-208	A-404	A-3418	D250+A31	Acond	Flot
30	41(normal)1/2 cc (exceso)	3	3	2	4	5	12
35	50(normal) 1/2 cc(exceso)	4	4	2	5	5	12

Nota. Elaborado por los tesisistas; realizado en el laboratorio de procesamiento de Minerales.

5.11. Condiciones para las pruebas de flotación a nivel de laboratorio, según el diseño

Para las pruebas experimentales a nivel de laboratorio se construye la tabla 14, en donde se toma en cuenta las variables a evaluar, que son: las dosificaciones del z6, granulometría y % de sólidos como quedó establecido en la tabla 9 y se mantiene constante la

dosificación de otros reactivos secundarios.

En total se realizaron 8 pruebas experimentales según el diseño factorial, como se muestra en la matriz de diseño de la tabla 10.

Tabla 14

Condiciones de flotación a Nivel de Laboratorio según el diseño (tabla 10) y considerando las variables de la tabla 9

	PRUEBA N°							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Celda de Flotación (cc)	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000
% de Sólidos (%)	30	35	30	35	30	35	30	35
Densidad de Pulpa (g/l)	1.237	1.288	1.237	1.288	1.237	1.288	1.237	1.288
Peso de Muestra Seco (g)	371.1	450.8	371.1	450.8	371.1	450.8	371.1	450.8
Agua (cc)	865.9	837.2	865.9	837.2	865.9	837.2	865.9	837.2
Granulometría (-200M)	60	60	65	65	60	60	65	65
colector: A404 gotas	41	48	41	48	41	48	41	48
colector: A208 gotas	41	47	42	47	41	47	41	47
colector: A3418 gotas	2	3	2	3	2	3	2	3
Espumante D250+A31 gotas	3	4	3	4	3	4	3	4
Colector: Z-6 (gotas)	41	48	41	48	85	90	85	90
RPM de acondicionamiento	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500
RPM de Flotación	1300	1300	1300	1300	1300	1300	1300	1300
Tiempo de acondicionamiento	5	5	5	5	5	5	5	5
Tiempo de Flotación	12	12	12	12	12	12	12	12

Nota. Elaborado por los tesisistas; realizado en el laboratorio de procesamiento de Minerales, **lainformación resaltada en amarillo** son las variables a considerar.

5.12. Flotación de mineral oxidado de cobre y registro de datos para el balance metalúrgico

La flotación de las ocho pruebas experimentales, según el diseño experimental (tabla 10) se realizaron en las condiciones que se muestra en la tabla 14, para evaluar la mejora de la

recuperación de cobre oxidado del yacimiento cobre pampa, manipulando las variables independientes (tabla 9), es de precisar que la flotación se llevó a las mismas condiciones de temperatura, pH, tiempos de acondicionamiento y de flotación, densidad, entre otros; lo único que varía es la dosificación del colector Z-6, granulometría y % de sólidos.

El pH, se mantuvo en neutro como se suele realizar en proceso planta, se preparó al 20% de concentración de z6 y se realizó la dosificación correspondiente en cada prueba expuesta en la tabla 10 y la matriz de la prueba experimental, según el diseño factorial (2³).

Los concentrados y relaves obtenidos en cada prueba experimental, fueron secados y pesados, los resultados se muestran en la tabla 15.

Tabla 15
Pesos de concentrados y relaves de cada prueba experimental

Muestra	Peso (g)
Concentrado 1	28.60
Concentrado 2	35.90
Concentrado 3	27.80
Concentrado 4	36.20
Concentrado 5	33.70
Concentrado 6	40.50
Concentrado 7	33.30
Concentrado 8	40.90
Relave 1	342.70
Relave 2	414.90
Relave 3	343.20
Relave 4	414.60
Relave 5	337.30
Relave 6	410.30
Relave 7	337.30
Relave 8	409.90

Nota. En la tabla se muestra los pesos de relaves y concentrados de cada prueba experimental.

Los productos de cada prueba experimental (concentrados y relave) se enviaron al laboratorio analítico del sur (L.A.S), cuyo reporte se muestra en el anexo 5 y el cuadro 16.

Tabla 16*Análisis químico de concentrados y relaves*

R.A	CODIGO DE MUESTRA	%Cu
001-47/1	CABEZA	3.01
001-47/2	CONCENTRADO 01	18.58
001-47/3	CONCENTRADO 02	18.24
001-47/4	CONCENTRADO 03	18.19
001-47/5	CONCENTRADO 04	19.08
001-47/6	CONCENTRADO 05	22.64
001-47/7	CONCENTRADO 06	22.93
001-47/8	CONCENTRADO 07	23.04
001-47/9	CONCENTRADO 08	22.93
001-47/10	RELAVE 01	1.72
001-47/11	RELAVE 02	1.73
001-47/12	RELAVE 03	1.71
001-47/13	RELAVE 04	1.72
001-47/14	RELAVE 05	0.87
001-47/15	RELAVE 06	0.88
001-47/16	RELAVE 07	0.82
001-47/17	RELAVE 08	0.81

Nota Reporte laboratorio químico LAS S.A.C. anexo 6

Teniendo los pesos y las leyes de cada concentrado y relave, se procedió con los cálculos de balance metalúrgico, para determinar el porcentaje de recuperación alcanzado en cada prueba experimental, las mismas que se muestran en las siguientes tablas:

Tabla 17*Balance metalúrgico test 1*

Producto	Peso T	% Peso	Ensayo	Contenido	%	Ratio	Recuperación
			% Cu	metálico	Distribución		
Cabeza	250.00	100.00	3.01	7.53	100.00		100.00
Concentrado	19.13	7.65	18.58	3.55	47.23	13.07	47.23
Relave	230.87	92.35	1.72	3.97	52.77		52.77
Total							100.00

Nota. Esta tabla muestra el balance metalúrgico de la prueba número 1. Elaboración propia.

Del balance metalúrgico del Test 1, se demuestra una recuperación de 47.23% de cobre, con una ley de cobre de 18.58%, utilizando 41 gotas de z6, granulometría de 60% y

30% de porcentaje de sólidos.

Tabla 18

Balance metalúrgico test 2

Producto	Peso Tn	% Peso	Ensayo	Contenido	%	ratio	Recuperación	
			% Cu	metálico Cu	Distribución Cu			%
Cabeza	250.00	100.00	3.01	7.53	100.00		100.00	
Concentrado	19.38	7.75	18.24	3.54	46.98	12.90	46.98	
Relave	230.62	92.25	1.73	3.99	53.02		53.02	
Total								100.00

Nota. Esta tabla muestra el balance metalúrgico de la prueba número 2. Elaboración propia.

Del balance metalúrgico evaluando la dosificación de 48 gotas de Z6, granulometría de 60% y 35% de porcentaje de sólidos, se llega a obtener una recuperación de 46.98% de cobre, con una ley de 18.24%.

Tabla 19

Balance metalúrgico test 3

Producto	Peso Tn	% Peso	Ensayo	Contenido	%	ratio	Recuperación	
			% Cu	metálico Cu	Distribución Cu			%
Cabeza	250.00	100.00	3.01	7.53	100.00		100.00	
Concentrado	19.72	7.89	18.19	3.59	47.67	12.68	47.67	
Relave	230.28	92.11	1.71	3.94	52.33		52.33	
Total								100.00

Nota. Esta tabla muestra el balance metalúrgico de la prueba número 3. Elaboración propia.

Del balance metalúrgico, obtenemos una recuperación de 47.67 % de cobre, con una ley de 18.19%, usando 30% de porcentaje de sólidos, 65% de granulometría (-200M) y 41gotas de Z6.

Tabla 20
Balance metalúrgico test 4

Producto	Peso Tn	% Peso	Ensayo	Contenido	%	ratio	Recuperación %	
			% Cu	metálico Cu	Distribución Cu			
Cabeza	250.00	100.00	3.01	7.53	100.00		100.00	
Concentrado	18.58	7.43	19.08	3.54	47.10	13.46	47.10	
Relave	231.42	92.57	1.72	3.98	52.90		52.90	
Total								100.00

Nota. Esta tabla muestra el balance metalúrgico de la prueba número 4. Elaboración propia.

Del balance metalúrgico del Test 4, produce una recuperación de 47.10% de Cu, y unaley de concentrado de 19.08% usando 65% de granulometría (-200M), 35% de porcentaje de sólidos y 48 gotas de Z6.

Tabla 21
Balance metalúrgico test 5

Producto	Peso Tn	% Peso	Ensayo	Contenido	%	ratio	Recuperación %	
			% Cu	metálico Cu	Distribución Cu			
Cabeza	250.00	100.00	3.01	7.53	100.00		100.00	
Concentrado	24.58	9.83	22.64	5.56	73.94	10.17	73.94	
Relave	225.42	90.17	0.87	1.96	26.06		26.06	
Total								100.00

Nota. Esta tabla muestra el balance metalúrgico de la prueba número 5. Elaboración propia.

Del balance metalúrgico del Test 5, produce una recuperación de 73.95% de Cu, y una ley de concentrado de 22.64% usando 30% de porcentaje de sólidos, 60% de granulometría (-200M) y 85 gotas de Z6.

Tabla 22
Balance metalúrgico test 6

Producto	Peso Tn	% Peso	Ensayo	Contenido	%	ratio	Recuperación %	
			% Cu	metálico Cu	Distribución Cu			
Cabeza	250.00	100.00	3.01	7.53	100.00		100.00	
Concentrado	24.26	9.70	22.83	5.54	73.60	10.31	73.60	
Relave	225.74	90.30	0.88	1.99	26.40		26.40	
Total								100.00

Nota. Esta tabla muestra el balance metalúrgico de la prueba número 6. Elaboración propia.

Del balance metalúrgico del Test 6, produce una recuperación de 73.60% de Cu y una ley de concentrado de 22.83% usando 35% de porcentaje de sólidos, 60% de granulometría (-200M) y 90 gotas de Z6.

Tabla 23

Balance metalúrgico test 7

Producto	Peso Tn	% Peso	Ensayo	Contenido metálico	% Distribución	ratio	Recuperación %	
			% Cu	Cu	Cu			
Cabeza	250.00	100.00	3.01	7.53	100.00		100.00	
Concentrado	24.64	9.86	23.04	5.68	75.44	10.15	75.44	
Relave	225.36	90.14	0.82	1.85	24.56		24.56	
Total								100.00

Nota. Esta tabla muestra el balance metalúrgico de la prueba número 7. Elaboración propia.

Del balance metalúrgico del Test 7, produce una recuperación de 75.44% de Cu y una ley de concentrado de 23.04% usando 30% de porcentaje de sólidos, 65% de granulometría (-200M) y 85 gotas de Z6.

Tabla 24

Balance metalúrgico test 8

Producto	Peso Tn	% Peso	Ensayo	Contenido metálico	% Distribución	ratio	Recuperación %	
			% Cu	Cu	Cu			
Cabeza	250.00	100.00	3.01	7.53	100.00		100.00	
Concentrado	24.86	9.95	22.93	5.70	75.77	10.05	75.77	
Relave	225.14	90.05	0.81	1.82	24.23		24.23	
Total								100.00

Nota. Esta tabla muestra el balance metalúrgico de la prueba número 8. Elaboración propia.

Del balance metalúrgico del Test 8, produce una recuperación de 75.77% de Cu y una ley de concentrado de 22.93% usando 35% de porcentaje de sólidos, 65% de granulometría (-200M) y 90 gotas de Z6.

De las tablas 17, 18, 19, 20, 21, 22, 23 y 24 se elabora un resumen de recuperación alcanzado en cada prueba experimental y sus respectivas leyes (tabla 25).

Tabla 25

Recuperación y ley de concentrado en cada prueba experimental

N° de test	% Recuperación (Yi)	Ley Cu
Test 1	47.23	18.58
Test 2	46.98	18.24
Test 3	47.67	18.19
Test 4	47.10	19.08
Test 5	73.95	22.64
Test 6	73.60	22.83
Test 7	75.44	23.04
Test 8	75.77	22.93

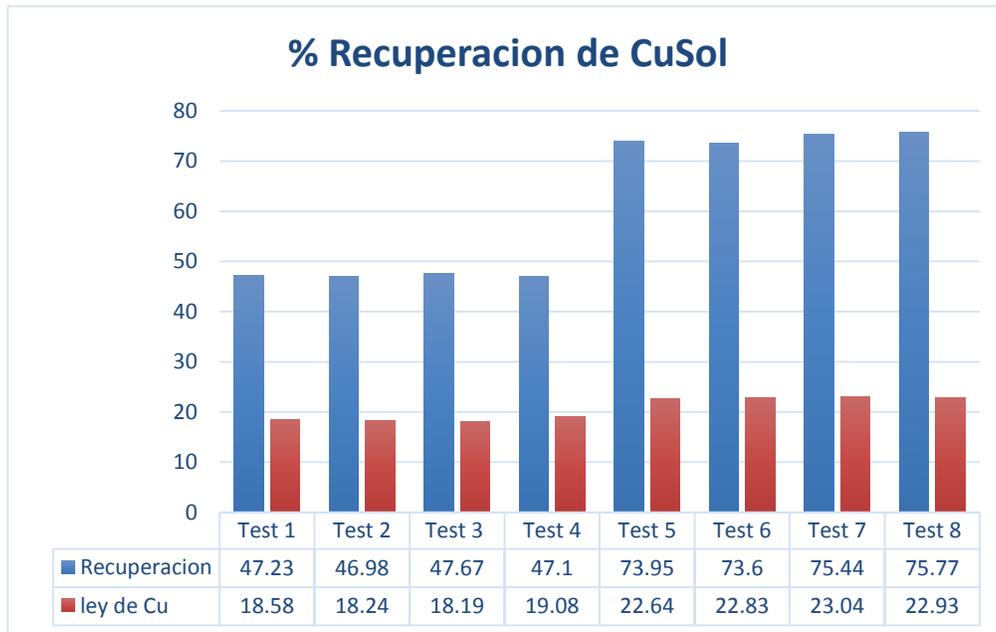
Nota. Esta tabla muestra el resumen de balance metalúrgico de cada prueba experimental.

Elaboración propia.

Para mayor ilustración se realiza una representación gráfica de la tabla 25, la misma que se muestra en la figura 34.

Figura 34

% de recuperación de cobre y la ley de los concentrados



Nota. Elaborado por los tesisistas; realizado en el laboratorio de procesamiento de Minerales.

5.13. Evaluación económica de contenido metálico vs costo de reactivos.

La evaluación económica se dará con el contenido metálico de cobre obtenido y los costos de los reactivos, ya que son los reactivos los que estamos evaluando. Los costos de los reactivos son por información brindada de la planta, se muestra en el anexo 3 y son:

- 1 Kg de A3418 \$ 28.65
- 1 Kg de Z6 \$ 5.87
- 1 Kg de D250 \$ 7.77
- 1 Kg de A404 \$ 7.50
- 1 Kg de A208 \$ 7.90
- 1 Kg de A31 \$ 10.95

La planta de beneficio Alfa Golden S.A.C. procesó 250 t/día del mineral oxidado de cobre, se evaluará entonces con 250 t/día.

El cálculo de contenido metálico de Cu es el siguiente:

$$\text{Contenido metalico} = \frac{\text{peso del contenido} \times \text{ley del Cu}}{100}$$

“El precio del cobre durante el último año ha variado entre 3.60 a 4.78 dólares americanos por libra, su incremento fluctúa entre 0.055% a 1.80% por día, con bajadas de hasta 1.51%, durante los últimos meses de noviembre y dos primeras semanas de diciembre, el precio del dólar fluctuó entre \$ 4.4517 a \$ 4.2021 por libra, según la página del banco de reservas del Perú” (BCRPData, 2021, pág. 1):

Para el trabajo de investigación, el precio de cobre por libra será el promedio de los últimos meses, tenemos entonces:

$$\frac{\$ 4.4517 + \$ 4.2021}{2} = \$ 4.3269$$

Capítulo VI

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

6.1 Diseño factorial para el análisis de resultados por medio de Minitab 18.1

Teniendo la matriz del diseño factorial (2^3) para las pruebas experimentales (tabla 10) y los porcentajes de recuperación en cada prueba experimental (tabla 25), se construye una matriz de diseño (tabla 26) para las pruebas experimentales y respuestas de las pruebas, esto con la ayuda del software Minitab 18.1. dicha matriz es muy fundamental para el análisis de los resultados obtenidos.

Tabla 26

Matriz de diseño para las pruebas experimentales y el análisis de las respuestas de acuerdo al diseño factorial 2^3

	OrdenEst	OrdenCorrida	PtCentral	Bloques	X1	X2	X3	Yi	
1	1	1	1	1	30	60	800	47.23	
2	2	2	1	1	35	60	800	46.98	
3	3	3	1	1	30	65	800	47.67	
4	4	4	1	1	35	65	800	47.10	
5	5	5	1	1	30	60	1500	73.95	
6	6	6	1	1	35	60	1500	73.60	
7	7	7	1	1	30	65	1500	75.44	
8	8	8	1	1	35	65	1500	75.77	

Nota. (X₁: % de sólidos, X₂: Granulometría del mineral (-200M), X₃: Z6 (g/TM), Y: % de recuperación). Data del Software MINITAB 18.1

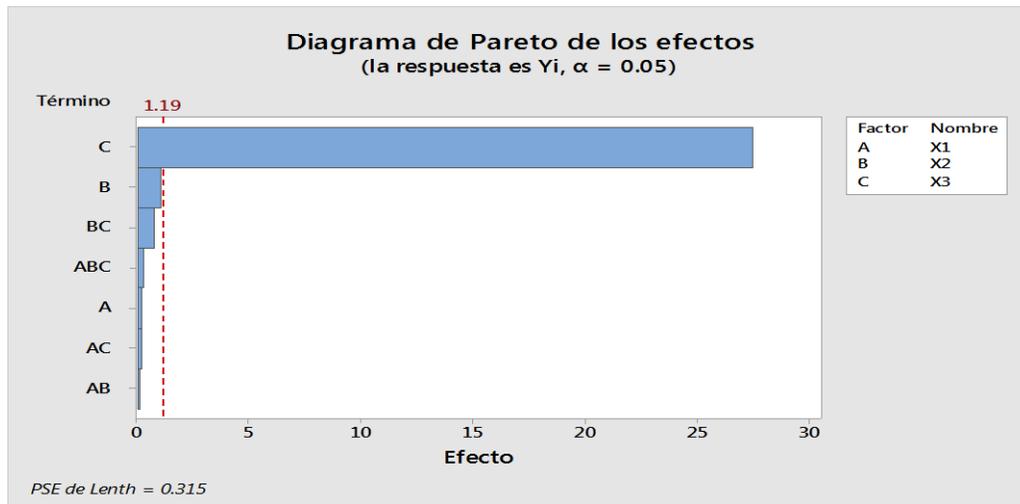
De todas las pruebas experimentales según el diseño factorial 2^3 , la mejor recuperación de mineral oxidado del Yacimiento Cobre-pampa, se da en la prueba experimental número 8, se tiene una recuperación de 75.77%. Esta recuperación se da a las condiciones: 35 % de sólidos (X₁), granulometría de 65%-200M (X₂) y 1500g. Z6/Tn (X₃).

6.2 Análisis y discusión de los resultados predeterminado según el diseño factorial (2^3)

Teniendo la tabla 26 ya completa se somete, para sus análisis correspondientes de los resultados, al Software de Minitab 18.1 y los resultados obtenidos se muestran en la figura 35 y la tabla 27.

Figura 35

Diagrama de Pareto predeterminado de los efectos



Nota. (X_1 : % de sólidos, X_2 : Granulometría del mineral (-200M), X_3 : Z6 (g/TM), Y: % de recuperación). Data del Software MINITAB 18.1

Tabla 27

Análisis de Varianza predeterminada (ANOVA)

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	7	1510.19	215.74	*	*
Lineal	3	1508.77	502.92	*	*
X1	1	0.09	0.09	*	*
X2	1	2.23	2.23	*	*
X3	1	1506.46	1506.46	*	*
Interacciones de 2 términos	3	1.30	0.43	*	*
X1*X2	1	0.02	0.02	*	*
X1*X3	1	0.08	0.08	*	*
X2*X3	1	1.20	1.20	*	*
Interacciones de 3 términos	1	0.13	0.13	*	*
X1*X2*X3	1	0.13	0.13	*	*
Error	0	*	*		
Total	7	1510.19			

Nota. (GL: Grados Libertad, SC Ajust: Suma cuadrados, MC Ajust: Media cuadrados, F: Distribución de probabilidad p: probabilidad). Data del Software MINITAB 18.1

Al analizar el diseño según la tabla 27, se puede apreciar que las estimaciones por Minitab de los valores F y p no se muestran en la salida, esto es debido a que el modelo se encuentra saturado y no hay suficientes grados de libertad para el error (G.L error = 0). Los valores faltantes en la tabla 27 no están en porque es imposible para Minitab calcular estos datos estadísticos. Es imposible calcularlos porque hay 0 grados de libertad (GL) para el error residual y la condición para seguir con el análisis es que el grado de libertad del error sea mayor que cero.

Para resolver la situación, se tiene que volver a ajustar el modelo sin uno o más de los términos de interacción (de preferencia se elimina la interacción de menor incidencia en los resultados). Para determinar la interacción de orden más alto y cual se debe eliminarse de un modelo saturado, se utiliza las gráficas de Pareto (figura 35) para estimar la significancia estadística de las interacciones, también se debe considerar el orden jerárquico de efectos de las variables y las interacciones (se elimina la que tiene menor grado jerarquía de incidencia).

Para seguir con el análisis, se procede a la búsqueda, para eliminar, las interacciones de menor incidencia y con ello liberar el modelo saturado:

- De la Figura 35, la interacción X1 y X2 (AB) no se puede eliminar, porque la variable X2 (B) ocupa el segundo lugar en el grado incidencia en la respuesta y por lo tanto su interacción con cualquiera variable será significativa, y necesario para hacer el modelo matemático.
- De la Figura 35, la interacción X1 y X3 (AC) no se puede eliminar, porque la variable X3 (C) ocupa el primer lugar en el grado incidencia en la respuesta y por lo tanto su interacción con cualquiera variable será muy significativa, y necesario para hacer el modelo matemático.

- De la Figura 35, la interacción X1, X2 y X3 (ABC) es la que se puede eliminar y con ello tener un modelo ajustado.

6.3 Análisis y discusión de los resultados determinado (ajustado) según el diseño factorial (2³)

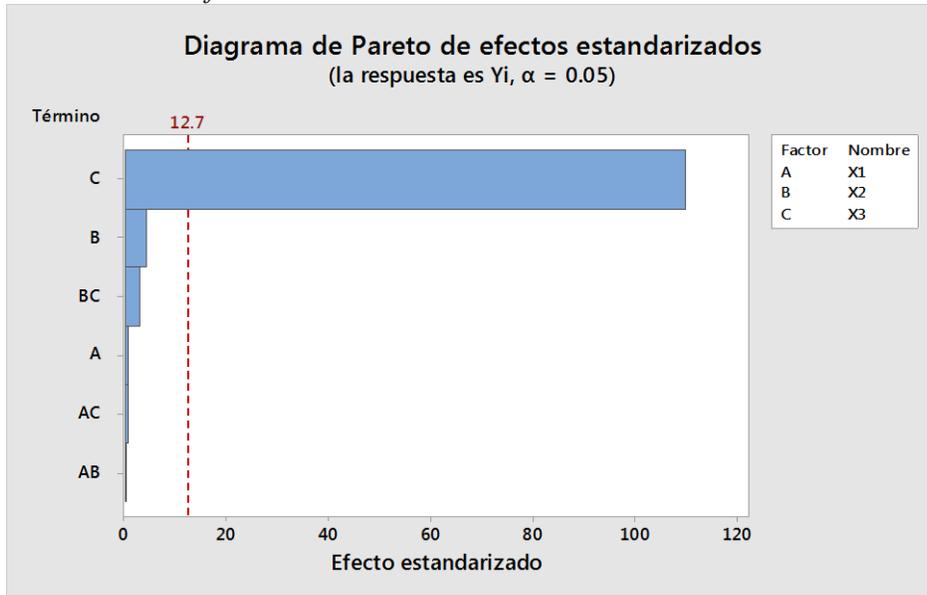
Con la discriminación (eliminación) de la interacción X1X2X3 en el ítem 6.2 se logra liberar el modelo saturado y con ello se logra obtener un grado de libertad mayor a cero para el error. lo cual nos permite tener un modelo ajustado y se procede con su análisis correspondiente.

6.3.1 Diagrama de Pareto de los efectos en la recuperación

Los factores (variables independientes) que se muestran en la tabla 9, son consideradas que tienen una cierta incidencia en el proceso de flotación de minerales oxidados de cobre pampa. Para determinar el grado de influencia de cada factor se recurre al análisis de los efectos mediante el diagrama de Pareto, la misma que se muestra en la figura 36.

Figura 36

Diagrama de Pareto de los efectos



Nota. (X₁: % de sólidos, X₂: Granulometría del mineral (-200M), X₃: Z6 (g/TM), Y: % de recuperación). Data del Software MINITAB 18.1

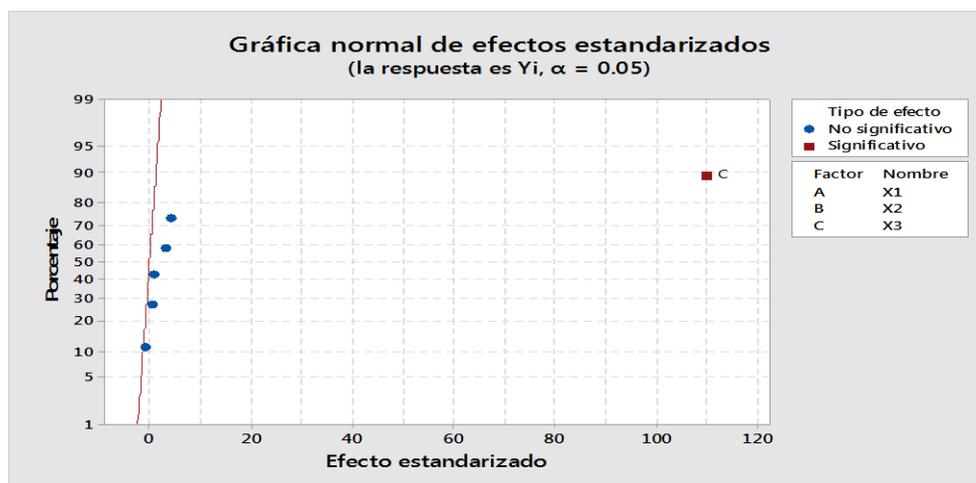
En los efectos estandarizados (figura 36) se muestra que la variable de la concentración de Z6 (X3) tiene mayor incidencia en la recuperación de cobre a partir de los minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, seguida de la variable granulometría (X2) y finalmente la variable de % de sólidos no muestra una influencia significativa en el proceso (X1), la interacción de las variables granulometría (X2) y dosificación de Z6 (X3) presenta una ligera influencia en la recuperación de cobre.

6.3.2 Grafica normal de los efectos en la recuperación

La grafica normal de los efectos que se muestra en la figura 37, corrobora lo indicado por el diagrama de Pareto, en donde la dosificación del colector Z6 tiene una alta influencia en la recuperación de cobre a partir de los minerales del Yacimiento de Cobre-pampa.

Figura 37

Grafica normal de los efectos



Nota. (X₁: % de sólidos, X₂: Granulometría del mineral (-200M), X₃: Z6 (g/TM), Y: % de recuperación). Data del Software MINITAB 18.1

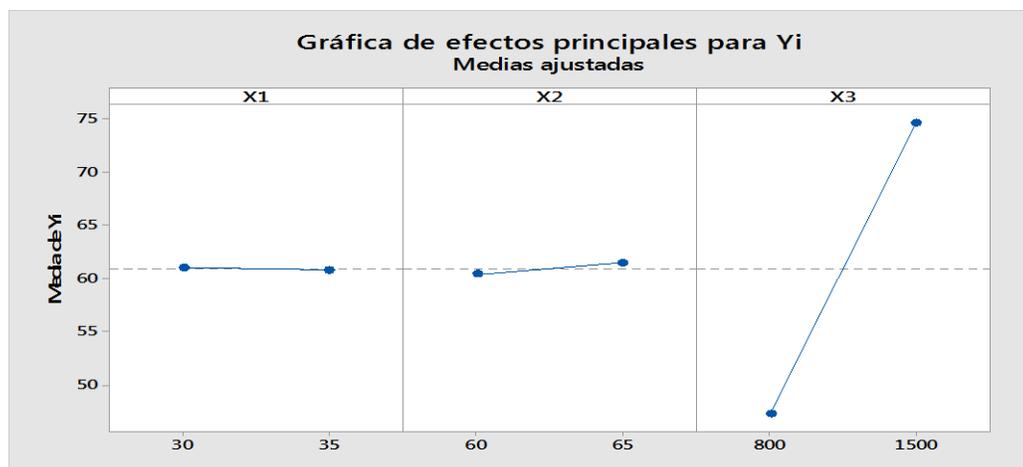
6.3.3 Análisis de los efectos principales de cada variable en la recuperación

Según el diagrama de Pareto (figura 36) y la gráfica de normal de los efectos (figura 37), se muestra el orden de las variables que tienen una incidencia significativa en la

recuperación de cobre. Pero, no se muestra si las influencias son positivas o negativas y en qué nivel se tiene la influencia, por lo cual, en la figura 38 se muestra la gráfica de efectos principales para la recuperación y sus niveles correspondientes.

Figura 38

Gráfica de efectos principales en la recuperación de cobre



Nota. (X1: % de sólidos, X2: Granulometría del mineral (-200M), X3: Z6 (g/TM), Y: % de recuperación). Data del Software MINITAB 18.1

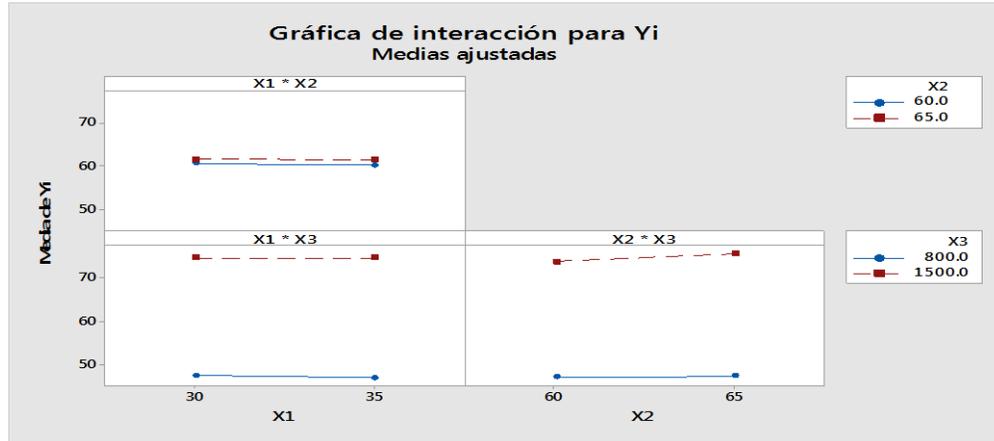
De la gráfica de efectos principales para la recuperación de cobre, se tiene que la variable de % de sólidos (X1) al pasar de su nivel inferior a nivel superior no tiene efecto en la recuperación de cobre, la variable Granulometría (X2) al pasar de su nivel inferior a su nivel superior tiene un efecto positivo en la recuperación de cobre y en cuanto a la variable de dosificación del colector Z6 (X3) se ve que al pasar de su nivel inferior al nivel superior tiene una incidencia muy significativa de tipo positivo en la recuperación de cobre.

6.3.4 Análisis de los efectos de las interacciones en la recuperación

En la figura 38, se muestra el efecto de cada variable de manera independiente. Pero, no se muestra el efecto de las interacciones entre las variables. Estos efectos se muestran en la figura 39.

Figura 39

Gráfica de efectos de las interacciones de las variables en la recuperación



Nota. (X₁: % de sólidos, X₂: Granulometría del mineral (-200M), X₃: Z6 (g/TM), Y: % de recuperación). Data del Software MINITAB 18.1.

En la figura anterior, se muestra que sólo la interacción entre las variables de la granulometría (X₂) y la dosificación del colector Z6 (X₃) tienen una ligera incidencia en la recuperación de cobre, esto va de sus niveles inferiores al superior.

6.3.5 Análisis de varianza (ANOVA)

Tabla 28

Análisis de varianza (ANOVA)

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	6	1510.07	251.68	2013.42	0.017
Lineal	3	1508.77	502.92	4023.39	0.012
X1	1	0.09	0.09	0.71	0.555
X2	1	2.23	2.23	17.81	0.148
X3	1	1506.46	1506.46	12051.65	0.006
Interacciones de 2 términos	3	1.30	0.43	3.46	0.372
X1*X2	1	0.02	0.02	0.13	0.780
X1*X3	1	0.08	0.08	0.64	0.570
X2*X3	1	1.20	1.20	9.61	0.199
Error	1	0.13	0.13		
Total	7	1510.19			

Nota. (GL: Grados Libertad, SC Ajust: Suma cuadrados, MC Ajust: Media cuadrados, F: Distribución de probabilidad p: probabilidad). Data del Software MINITAB 18.1.

Las variables de mayor significancia son aquellos que cumplen la condición de que el valor de p sea menor que 0.05. de la tabla de análisis de varianza (Tabla 28) se tiene que la única variable que tiene una incidencia significativa en la recuperación de cobre, es la variable dosificación del colector Z6. En cuanto a las interacciones entre variables no se presenta una influencia significativa.

Un resumen del modelo del análisis de varianza esta dado, según la tabla 28.

Tabla 29

Resumen del modelo de análisis de varianza

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0.353553	99.99%	99.94%	99.47%

Nota. Data del Software MINITAB 18.1

6.3.6 Coeficientes codificados para el modelo matemático

Tabla 30

Coeficientes codificados

Término	Efecto	Coef	EE del	Valor T	Valor p	FIV
Constante		60.967	0.125	487.74	0.001	
X1	-0.210	-0.105	0.125	-0.84	0.555	1.00
X2	1.055	0.527	0.125	4.22	0.148	1.00
X3	27.445	13.723	0.125	109.78	0.006	1.00
X1*X2	0.090	0.045	0.125	0.36	0.780	1.00
X1*X3	0.200	0.100	0.125	0.80	0.570	1.00
X2*X3	0.775	0.387	0.125	3.10	0.199	1.00

Nota. (EE: Error estándar del coeficiente, FIV: Factor de inflación varianza). Data del Software MINITAB 18.1

En la recuperación de cobre, los variables granulometría (X2) y la dosificación del colector Z6 (X3) influyen positivamente en el proceso, mientras que la variable de % de sólidos (X1) tiene un efecto negativo en el proceso de recuperación de cobre a partir de los minerales del Yacimiento Cobre-pampa.

6.3.7 Modelo de correlación para la optimización del proceso

La ecuación de regresión en unidades no codificadas, según el análisis de diseño factorial 2^3 , utilizando el software de MINITAB 18.1 es:

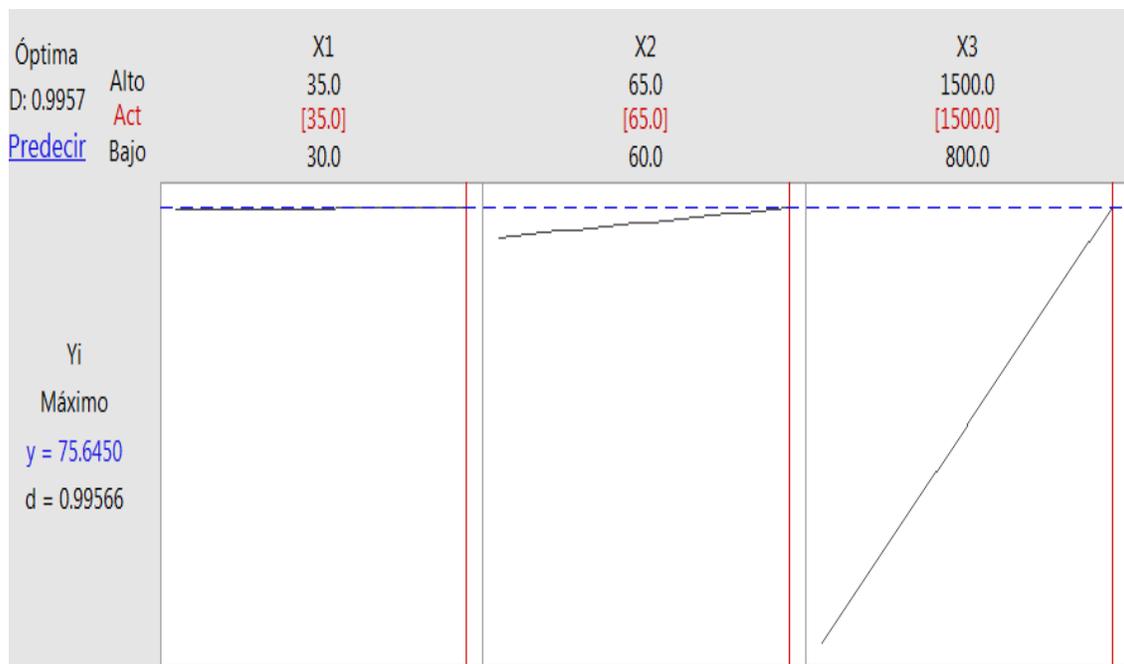
$$Y_i = 54.8 - 0.62 X_1 - 0.532 X_2 + 0.0078 X_3 + 0.0072 X_1 * X_2 + 0.000114 X_1 * X_3 + 0.000443 X_2 * X_3$$

6.3.8 Optimización de la recuperación, según el modelo matemático

Con el modelo matemático de optimización se maximiza el porcentaje de recuperación de cobre, la misma que se muestra en la figura 40.

Figura 40

Gráfica de optimización de recuperación de cobre, según el modelo matemático.



Nota. Data del Software MINITAB 18.1

En recuperación de cobre a partir de los minerales del Yacimiento de Cobre-pampa siempre se busca tener una máxima extracción, de acuerdo al diseño la máxima recuperación de cobre se daría cuando: las variables de concentración de % de sólidos es de 35% (X1), granulometría (X2) es de 65%-M200 y la concentración del colector Z6 de 1500gT/n.

6.3.9 Gráfico de superficie y contornos de respuesta (Y)

La relación potencial entre las variables de estudio se muestra en las figuras 41 y 42.

Figura 41

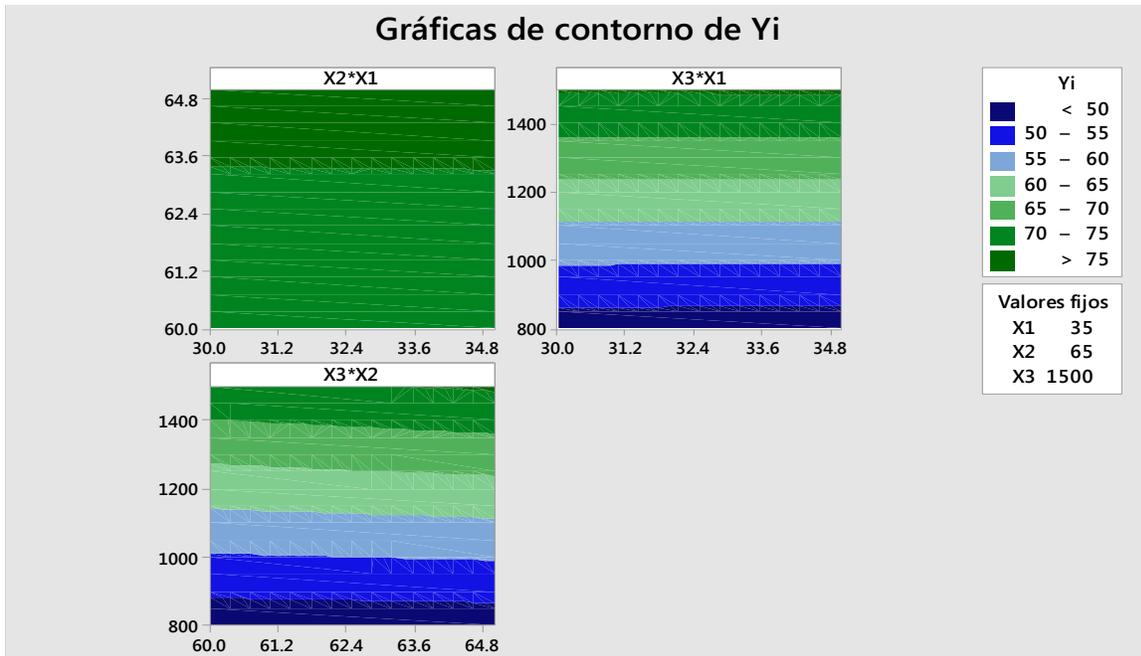
Gráfica de superficie de Recuperación Vs variables independientes



Nota. Data de Software MINITAB 18.1

Figura 42

Gráfica de contorno de recuperación Vs variables independientes



Nota. Data de Software MINITAB 18.1

De las figuras 41 y 42, las recuperaciones mayores a 75% se dan dar para: % sólidos hasta 34.8%, granulometría desde 63.4%-200M y dosificación de Z6 desde 1400g/ton.

CONCLUSIONES

1. Realizada las pruebas experimentales, según el diseño de la investigación y obtenidas los resultados, por medio análisis de los resultados mediante el software minitab 18.1. Se concluye, que se logra mejorar la recuperación de cobre de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, utilizando xantato amílico de potasio, en la planta de flotación ALFA GOLDEN S.A.C. NAZCA-ICA. Siendo la mejora desde 54.53% (tabla 5) hasta un 75.77% (tabla 24 y 25). Con óptimo de recuperación, según el modelo matemático, de 75. 64%, para los trabajos a nivel industrial.
2. De acuerdo al modelo optimizado la dosificación ideal del colector xantato amílico de potasio (Z6), para mejorar la recuperación de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C., es de 1500g/Tn,
3. De acuerdo al modelo optimizado la granulometría adecuada para mejorar la recuperación de cobre de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, en la planta de flotación ALFA GOLDEN S.A.C., es de 65% -200M.
4. De acuerdo al modelo optimizado el porcentaje de sólidos de la pulpa para mejorar la recuperación de cobre de minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa, en la planta de flotación ALFA GOLDEN S.A.C., es de 35% de sólidos en la pulpa de flotación.
5. El modelo matemático, para la mejora de la recuperación de cobre se expresa en la siguiente ecuación:

$$Y_i = 54.8 - 0.62 X_1 - 0.532 X_2 + 0.0078 X_3 + 0.0072 X_1 * X_2 + 0.000114 X_1 * X_3 + 0.000443 X_2 * X_3$$

RECOMENDACIONES

1. En las posteriores investigaciones se recomienda realizar un estudio de optimización con el diseño hexagonal para optimizar la recuperación de cobre a partir de los minerales oxidados del Yacimiento Cobre-pampa.
2. Se recomienda volver a realizar una prueba estándar con la dosificación del colector Z6 en exceso (>1500 g/Tn).
3. Para que este método de recuperación de cobre a partir de minerales oxidados pueda tener éxito es necesario que la ley de cabeza del mineral sea mayor a 2.5%

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Arias, B. S. (2018). *Estudio de investigación para la flotación de óxidos de cobre (Tesis de pre-grado)*. Arequipa-Perú: Universidad Nacional de San Agustín, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica.
- Astucuri, V. (1994). *Flotación de minerales*. Lima, Perú: Universidad de Lima.
- Azañero, A. (2015). *Flotación y Concentración de Minerales*. Lima-Perú: Colecciones Jóvic.
- Bueno B., H. (2003). *Procesamiento de Minerales-Técnica Experimental y Cálculos Básicos en Plantas Concentradoras*. Jauja, Perú: Volcan Compañía Minera y Centromin Perú S.A.
- Currie, J. (1984). *Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales*. Lima: Traducido por Ms. Sc. Juan F. Chia Aquije.
- Kracht, W. (2010). *Apuntes de Concentración de minerales-Texto Universitario*. Santiago, Chile: Universidad de Chile.
- Linares Gutierrez, N. (2001). *Procesamiento de Minerales- Mineralurgia*. Tacna, Perú: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.
- Molina, I. (2017). *Efecto de la aplicación de espumantes en el proceso de la flotación de mineral mixto de cobre (Tesis de maestría)*. Santiago de Chile: Pontificia Universidad Católica, Escuela de Ingeniería.
- Ospina, .. I. (05 de 2020). *FICHA TECNICA*. tesis, Medellin Colombia. Obtenido de www.dgisa.com: www.dgisa.com
- Porras, C. (1997). *Manual de procesamiento de minerales*. Lima- Perú.
- Quiroz Nuñez, I. (1986). *Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales*. Lima, Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.
- S.A, m.-c. c. (ABRIL de 2016). *Dowfroth™ 250*. TESIS, CHILE.
- SOUTHERN. (2000). *Control de Procesos Concentrado de Toquepala*. Perú.

- Sutulov, A. (1963). *Flotación de minerales*. Santiago, Chile: Instituto de Investigación Tecnológica de Concepción.
- Taco, F. (2022). *Estudio de flotación de minerales oxidados de cobre mediante pruebas experimentales a nivel de laboratorio (Tesis de pre-grado)*. Arequipa-Perú: Universidad Nacional de San Agustín, Facultad de Ingeniería de Procesos.
- Tapia Vacovich, F. (2005). *Flotación- Fundamentos y aplicaciones*. Santiago, Chile: Universidad Católica del Norte.
- Yianatos, J. (2005). *Flotación de minerales*. Valparaiso-Chile: Universidad Técnica Federico Santa María, Departamento de Procesos Químicos, Biotecnológicos y Ambientales.

ANEXOS

ANEXON° 01 Matriz de consistencia

MEJORA DE LA RECUPERACIÓN DE MINERALES OXIDADOS DEL YACIMIENTO COBRE PAMPA, UTILIZANDO XANTATO AMÍLICO DE POTASIO, EN LA PLANTA DE FLOTACIÓN ALFA GOLDEN S.A.C. NAZCA-ICA”

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVOS GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	VARIABLE DEPENDIENTE	METODOLOGIA
¿Se logrará mejorar la recuperación de minerales oxidados del yacimiento cobre pampa, utilizando xantato amílico de potasio, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C. NAZCA-ICA?	Mejorar la recuperación de minerales oxidados del yacimiento cobre pampa, utilizando xantato amílico de potasio, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C. NAZCA-ICA	Se logra mejorar la recuperación de minerales oxidados del yacimiento cobre pampa, utilizando xantato amílico de potasio en su máxima concentración, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C. NAZCA-ICA.	<ul style="list-style-type: none"> • Porcentaje de recuperación. • Indicador: Presencia de cobre en el concentrado 	CLASE Cuantitativo TIPO Aplicada NIVEL Descriptivo Explicativo Predictivo DISEÑO Experimental Diseño Factorial 2 ³
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPOTESIS ESPECÍFICAS	VARIABLES INDEPENDIENTE	
PE1: ¿Cuál será la concentración y dosificación ideal de xantato amílico de potasio (Z6) para mejorar la recuperación de minerales oxidados del yacimiento cobre pampa, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C.?	OE1: Determinar la concentración ideal de xantato amílico de potasio (Z6) para mejorar la recuperación de minerales oxidados de cobre del yacimiento cobre pampa, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C.	HE1: Una concentración en el rango de 800 a 1200g/t de xantato amílico de potasio (Z6) mejora la recuperación de minerales oxidados del yacimiento cobre pampa, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C.	<ul style="list-style-type: none"> • Dosificación de colector Z6. 	POBLACIÓN Mineral oxidado de cobre del yacimiento Cobre Pampa. MUESTRA: 40 Kg Técnicas e instrumentos:
PE2: ¿Cuál será la granulometría adecuada para mejorar la recuperación de minerales oxidados del yacimiento cobre pampa, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C.?	OE2: Determinar la granulometría adecuada para mejorar la recuperación de minerales oxidados de cobre del yacimiento cobre pampa, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C.	HE2: Una granulometría de 65%-200M mejora la recuperación de minerales oxidados del yacimiento cobre pampa, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C.?	<ul style="list-style-type: none"> • Dosificación del colector Z6. • Granulometría de mineral. • Porcentaje de sólidos en la pulpa. 	Observación Ensayos de laboratorio Diseño factorial Excel
PE3: ¿Cuál será el porcentaje de sólidos de la pulpa para mejorar la recuperación de minerales oxidados del yacimiento cobre pampa, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C.?	OE3: Determinar el porcentaje de sólidos adecuado de la pulpa para mejorar la recuperación de minerales oxidados de cobre del yacimiento cobre pampa, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C.	HE3: Con el 35% de sólidos de la pulpa mejora la recuperación de minerales oxidados del yacimiento cobre pampa, en la planta de beneficio ALFA GOLDEN S.A.C.?	VARIABLES INTERVINIENTES <ul style="list-style-type: none"> • Tiempo de flotación. • pH de flotación. • Características mineralógicas del mineral. • Dosificación de reactivos (404, 208, 3418, A31, D250). 	

ANEXO N°02: Información Mineralógica.



Confiable...siempre!

ENSAYO DE LABORATORIO

Análisis solicitado por:	INNOVA MINING
Asunto:	ANALISIS de microscopia óptica y de barrido electrónico
Instrucciones Ensayo:	Tipo RECONOCIMIENTO
Características:	Embolsado
Recepción de Muestras:	Mineral chancado
Referencia Cliente:	Mineral oxidado
Lugar de Recepción:	Nasca
Cantidad Muestras:	01
Fecha de Recepción:	04/08/2023
Fecha de Ensayo:	04/08/2023

ORDEN	Tipo de mineral	%
2085	MALAQUITA	48
2085	AZURITA	15
2085	CRISOCOLA	17
2085	CUPRITA	20

LEY DE CABEZA	2.99
PORCENTAJE DE HUMEDAD	1.2%
GRAVEDAD ESPECIFICA	2.72 a 2.80

Nota:

Los resultados presentados corresponden solo a la muestra indicada.

La Empresa no se responsabiliza por muestras con presencia de oro grueso que no se han analizados por el método Newton


Ing. Marije Socha Capcha Garavito
CIP N° 16993

ORCENA Principal LABORATORIOS
DIRECCION: CALLESUCRE SINSAN CARLOS-NASCA
TEL. 056-7791176
CEL. 888 473 345-956 381 867

www.fritzmin.com
info@fritzmin.com

Ci)988 473 345 0/fritzmin.oficial

ANEXO N° 03: costos de los reactivos.



RUC: 20606034629

CAR.FND SON ALFREDO KM. 168 ICA - NASCA - VISTA ALEGRE

CUADRO DE COSTOS DE REACTIVOS						
REACTIVOS	PRECIO UNITARIO	REACTIVOS EMPLEADOS	LIMITE x TON EN Kg	LIMITE X PROCESO COMPLETO	Kg EN EXCESO	TOTALES \$
Z 6	\$5.87	12	0.02	20.257	0	\$0.00
D 250	\$7.77	17	0.02	20.257	0	\$0.00
MIBC	\$6.50	1		0	0	\$6.50
SILICATO DE NA	\$2.66	0			0	\$0.00
A-31	\$10.95					\$0.00
A-242	\$10.15	0				\$0.00
A 404	\$7.50	19.5		0	0	\$146.25
A 208	\$7.90	15.5		0	0	\$122.45
A 3418	\$28.65	31		0	0	\$888.15
FLOCULANTE	\$12.50	0		0		\$0.00
cal en kg	\$0.80	5040	5	5064.25	0	\$0.00
					TOTAL	\$1,163.35

La empresa KILATE CORPORATION S.A.C. cubre los gastos de:

20 gr/ton de z-6

20 gr/ton de D250 DOWFROTH

5 kg/ton de cal

Cuentas Corrientes:

BCP SOLES 440-9785107-0-06

BCP DOLARES 440-9839219-1-02

ANEXO N° 04: Resultados de análisis químico (nivel planta concentradora 16 de julio de 2023).



Confiable... siempre!

ENSAYO DE LABORATORIO

Análisis solicitado por:	INNOVA MINING
Asunto:	ANALISIS QUIMICO
Instrucciones Ensayo:	Tipo RECONOCIMIENTO
Características:	En botella
Recepción de Muestras:	Mineral pulpa
Referencia Cliente:	Mineral
Lugar de Recepción:	Nasca
Cantidad Muestras:	03
Fecha de Recepción:	16/07/2023
Fecha de Ensayo:	06/07/2023

ORDEN	CODIGO	CuSol %
1933-1	CABEZA-INVERSIONES PAOLO- CB/TN 16/07/2023	3.0
1933-2	CONCENTRADO-INVERSIONES PAOLO- CB/TN 16/07/2023	18.0
1933-3	RELAVE-INVERSIONES PAOLO- CB/TN 16/07/2023	1.50

Elemento	Método
Cu	AAS

Nota:

Los resultados presentados corresponden solo a la muestra indicada.

La Empresa no se responsabiliza por muestras con presencia de oro grueso que no se han analizados por el método Newton


 Ing. María Soledad Capcha Garavito
 CIP N° 188933

OFICINA Principal LABORATORIOS
 DIRECCION: CALLESUCRE SINSAN CARLOS-NASCA
 TEL. 056-779176
 CEL. 988 473 345 - 956 381 867

www.fritzmin.com
info@fritzmin.com

 988 473 345 0/fritzmin.oficial

NEXO N° 05: Resultados de análisis químico (nivel laboratorio metalúrgico).



Laboratorios Analíticos del Sur

Parque Industrial Rio Seco C-1 Cerro Colorado
Arequipa Perú

INFORME DE ENSAYO LAS01-MN-23-12999

Fecha de emisión: 7/12/2023

Clave generada : 5EFC3EA9

Página 1 de 1

Señores: SAUL OMAR MARTINEZ CASTILLO
Dirección: VELASCO ASTETE B4 WANCHAQ CUSCO
Atención: SAUL OMAR MARTINEZ CASTILLO
Recepción: 6/12/2023
Realización: 6/12/2023
Observación: El Laboratorio no realiza la toma de muestra.

Métodos ensayados

*2105 Ensayo para Cobre Soluble

ELEMENTOS

Código Interno L.A.S.	Nombre de Muestra	CU sol %
001-47/1	CABEZA	3.01
001-47/2	CONCENTRADO 01	18.58
001-47/3	CONCENTRADO 02	18.24
001-47/4	CONCENTRADO 03	18.19
001-47/5	CONCENTRADO 04	19.08
001-47/6	CONCENTRADO 05	22.64
001-47/7	CONCENTRADO 06	22.93
001-47/8	CONCENTRADO 07	23.04
001-47/9	CONCENTRADO 08	22.93
001-47/10	RELAVE 01	1.72
001-47/11	RELAVE 02	1.73
001-47/12	RELAVE 03	1.71
001-47/13	RELAVE 04	1.72
001-47/14	RELAVE 05	0.87
001-47/15	RELAVE 06	0.88
001-47/16	RELAVE 07	0.82
001-47/17	RELAVE 08	0.81

Fin del informe

Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.
Omar A. Juárez Soto
Gerente de Operaciones
M. Sc. Ingeniero Químico CIP 114426

Firmado por: JUAREZ SOTO OMAR ALFREDO, GERENTE DE OPERACIONES M.Sc. Ingeniero Químico CIP 114426, Emisor de certificado: LLAMA PE, 7/12/2023 19:11:26

(*) Los métodos indicados no han sido acreditados por el INACAL-DA.

"a<Valor numérico">=Limite de detección del método, "b<Valor Numérico">=Limite de cuantificación del método

Los resultados de los ensayos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de producto o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce. Los resultados presentados sólo están relacionados a la muestra ensayada.

Está terminantemente prohibida la reproducción parcial o total de este documento sin autorización escrita de LAS. Cualquier enmienda o corrección en el contenido del presente documento lo anula.

(c): Datos proporcionados por el cliente. El laboratorio no se responsabiliza técnica ni legalmente por esta información.

Los resultados se aplican a la muestra como se recibió

Web: <https://www.laboratoriosanaliticosdelsur.com> Parque Ind. Rio Seco C-1 C. Colorado-Arequipa-Perú. (054)443294 - (054)444582.



Validar el informe
Vía web

ANEXO N° 06: Planta de beneficios Alfa Golden S.A.C.



ANEXO N° 07: valorización de concentrados de cobre (antes y después de las pruebas de laboratorio)

Para realizar esta valorización de concentrado Tomamos algunas consideraciones que fueron obtenidas por la empresa minera alfa Golden S.A.C. y por el cliente minero que proceso este mineral en la misma y son:

Precio del mineral: 65 USD/Tms	Flete del mineral: 30 USD/Tms
Costo operacional: 33 USD/Tms	Maquila: 28 USD/Tms
Humedad: 10 %	Merma: 1%
Mineral procesado 250 Tms	1 lb 0.00045359 Tn
1 USD 3.68 PEN	Precio del cobre: 4.33 USD/Lb

A. Valorización de concentrado con respecto a la tabla 5 (antes de laboratorio)

Producto	Peso T	% Peso	Ensayo	Contenido metálico	% Distribución	Ratio (K)	Recuperación (R)
			% Cu	Cu	Cu		
Cabeza (A)	250.00	100.00	2.99	7.48	100.00		100.00
Concentrado (B)	22.64	9.06	18.00	4.08	54.53	11.04	54.53
Relave ©	227.36	90.94	1.50	3.40	45.47		45.47
CC. Final	20.15						

INVERSION				
Mineral	65	USD/Tms		
Flete	30	USD/Tms		
Proceso	33	USD/Tms		
Maquila	28	USD/Tms		
	32564.30			
VALORIZACION				
Cobre	4.33	usd/lb	9546.07	usd/tn

LIQUIDACION				
Contenido metálico	Ley	Precio	Ganancia	
			USD	PEN
Cobre	18.00	1718.29		
		34630.01	2065.70	7601.79

B. Valorización de concentrado de cobre respecto a la tabla 30 (después de laboratorio)

Producto	Peso T	% Peso	Ensayo	Contenido metálico	% Distribución	Ratio (K)	Recuperación (R)
			% Cu	Cu	Cu		
Cabeza (A)	250.00	100.00	3.02	7.55	100.00		100.00
Concentrado (B)	23.85	9.54	23.60	5.63	74.54	10.48	74.54
Relave ©	226.15	90.46	0.85	1.92	25.46		25.46
CC. Final	21.22						

INVERSION				
Mineral	65	USD/Tms		
Flete	30	USD/Tms		
Proceso	33	USD/Tms		
Maquila	28	USD/Tms		
	32594.25			
VALORIZACION				
Cobre	4.33	usd/lb	9546.07	usd/tn
LIQUIDACION				
Contenido metálico	Ley	Precio	Ganancia	
			USD	PEN
Cobre	23.60	2252.87		
		47812.87	15218.62	56004.52

ANEXO N° 08: Procedimientos en el laboratorio de procesamiento de minerales de la UNSAAC

 A wide-angle photograph of a laboratory room with high ceilings and large windows. In the foreground, a long table holds various pieces of equipment, including a green bucket, a red bag, and other tools. The background shows more laboratory equipment and a person working at a desk.	<p>Laboratorio de procesamiento de minerales de la UNSAAC.</p>
 A top-down view of a blue rectangular tray filled with a brown, granular mineral sample. The tray is placed on a light-colored tiled floor.	<p>Cunminución de la muestra del mineral por chancadora de rodillos.</p>
 A top-down view of a mineral sample spread out on a white cloth on a table. Two wooden-handled tools are positioned on either side of the sample, ready for use.	<p>Uso de herramientas para cuartear y separar las muestras en partes iguales.</p>
 A top-down view of a wooden table with a digital scale, a metal tray, and several small white containers filled with mineral samples of different sizes, used for granulometric analysis.	<p>Análisis granulométrico y pesaje del mineral.</p>



Molino de bolas del laboratorio de procesamiento de minerales.



Horno eléctrico para las muestras.



Flotación por espumas en la celda Denver del laboratorio de procesamiento de minerales.



Muestras obtenidas luego del proceso de flotación.



Muestras secadas y listas para empacarlas y rotularlas.



Inyección de aire a la pulpa con contenido metálico.



Muestras rotuladas y empacadas listas para ser enviadas al laboratorio de análisis químico.