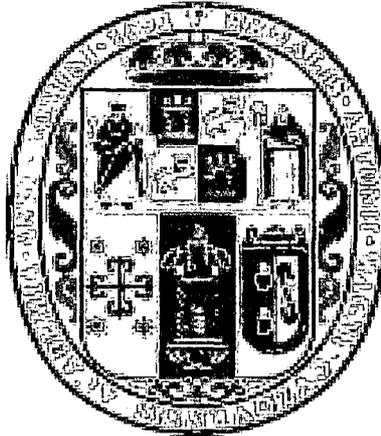


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA E INGENIERÍA
METALÚRGICA
CARRERA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



“RECUPERACION DEL COBRE POR FLOTACIÓN DE LOS
MINERALES SULFURADOS DEL YACIMIENTO SULFUBAMBA –
APURIMAC”
(INVESTIGACION TECNOLOGICA)

PRESENTADO POR LOS BACHILLERES:

Br. WELIZVAN LUPO CANAHUIRE

Br. WALTER UTANI POMA

Para optar al título profesional de
INGENIERO METALÚRGICO

ASESOR:

ING. PORFIRIO CARRASCO TAPIA

CUSCO – PERÚ

2014

DEDICATORIA

A dios por acompañarme en las tareas y áreas de mi vida como: en el trabajo, familiar y personal y que siempre me acompaña en mi vida.

A mis hermanos y hermanas por darme su apoyo para no decaer en conseguir logros en mi carrera profesional y que siempre están conmigo.

A mis docentes y *amigos* de trabajo, por la seriedad y responsabilidad que debe tener uno mismo con sus labores y continuar con sueños y logros con mucho esfuerzo.

A mi madre Victoria Canahuire Santander por dar su vida por sus hijos y enseñarme a respetar a las personas, a mi padre por su humildad.

WELIZVAN LUPO CANAHUIRE

DEDICATORIA

Mi tesis la dedico con todo mi amor y cariño a mi amada esposa Corina Choquecahuana Valenzuela por su sacrificio y esfuerzo, por apoyarme y creer en mi capacidad, aunque hemos pasado momentos difíciles siempre me ha estado brindándome su comprensión cariño y amor.

A mí querido hijo Ander G. y Mirian D. por ser mi fuente de motivación e inspiración para poder superarme cada día más y así poder luchar para que la vida nos depare un futuro mejor.

A mí mama Abelina y hermanos: Maribel, Reyna, Fredy, Herlinda, Edith, Julio C., Mónica con sus palabras de aliento no me dejaban decaer para seguir adelante y siempre sea perseverante y cumpla con mis metas.

A mis compañeros y amigos presentes y pasados, quienes sin esperar nada a cambio compartieron su conocimiento, alegrías y tristezas y a todas aquellas personas durante estos cinco años estuvieron a mi lado apoyándome y lograron este sueño se haga realidad.

Gracias a todos.

WALTER UTANI POMA

AGRADECIMIENTO

A nuestra alma mater Universidad Nacional San Antonio Abad Del Cusco, nuestra primera casa de estudio.

A nuestros docentes: Porfirio Carrasco Tapia, Pedro Camero Hermoza. Abel F. Canal Céspedes; por darnos sus conocimientos y sobretodo su formación en la rectitud y valores de esfuerzo, a todos los docentes de la carrera profesional de ingenierías metalurgia que apoyaron y reforzaron en nuestra formación profesional.

A nuestros compañeros que nos motivan en todo momento con su dedicación y esfuerzo en sus trabajos que nos manifiestan que nada es gratis, y que lograr nuestros objetivos con una idea de rectitud y veracidad en todo aspecto a: bruno Luque, Igor Gonzales, Engels Trego, Guillermo Macedo y Wilshein Lupo C..

A la comunidad de Pamputa y Conccaca de la provincia de Chalhuhuaño, por darnos las facilidades de invitarnos a sus labores de trabajo y poder realizar trabajos de muestreo.

PRESENTACIÓN

SEÑOR DECANO DE LA FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA E INGENIERÍA METALÚRGICA, SEÑORES CATEDRÁTICOS MIEMBROS DEL JURADO:

Por mandato del Reglamento de Grados y Títulos para Optar al Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico, ponemos a vuestra consideración la tesis Colectiva Intitulada:

“RECUPERACION DEL COBRE POR FLOTACIÓN DE LOS MINERALES SULFURADOS DEL YACIMIENTO SULFUBAMBA – APURIMAC”

(INVESTIGACION TECNOLOGICA)

Este trabajo de investigación es el fruto del esfuerzo que representa el gran interés por plasmar nuestros conocimientos técnicos y científicos en el área de Procesamiento de minerales. Se realizó a nivel de laboratorio mediante flotación por espumas, método de concentración de minerales más conocido y utilizado; para lograr la adecuada recuperación y el grado óptimo de concentrado del mineral sulfurado de Cobre del yacimiento SULFUBAMBA-Proyecto Bambas.

Esperamos que el presente trabajo sea considerado como un aporte importante a ser proyectado a nivel industrial, en el tratamiento metalúrgico por la empresa que desarrolla las BAMBAS.

Cusco, junio de 2014

RESUMEN

En el Capítulo I señala planteamiento de problema, objetivos, Justificación, viabilidad hipótesis y matriz de consistencia.

Capítulo II se detalla la ubicación geográfica y acceso al yacimiento, se da a conocer la topografía, geología y reservas, etc.

Capítulo III el marco conceptual, comprende conceptos y definiciones que enmarcan todos los procesos referentes a la flotación por espumas.

Capítulo IV se da a conocer el trabajo experimental realizado a nivel de laboratorio, incluyendo las pruebas para el diseño factorial.

Capítulo V se desarrolla el diseño factorial 2^k con replica en el punto central del diseño con la finalidad de conocer las variables más significativas en el proceso de flotación por espumas.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación tiene por finalidad recuperar los minerales sulfurados de cobre. El mineral en estudio corresponde a un sulfuro de cobre cuyas especies mineralógicas principales son calcopirita, (CuFeS_2), calcocita (Cu_2S), covelita (CuS), bornita (Cu_5FeS_4) y como ganga silicatos, carbonatos, cuarzo, etc.

Se diseñó adecuadamente la secuencia de las pruebas experimentales y las dosificaciones de reactivos, los tiempos tanto de molienda como de flotación esto en base a nuestra experiencia en operaciones anteriores. Para que el presente trabajo sea más entendible y didáctico lo hemos dividido en cinco capítulos. En el primer capítulo se desarrolló el perfil del trabajo, en el segundo capítulo se describe las características y formación geología del mineral de lugar de estudio, en el tercer capítulo se presenta la base del fundamento teórico, en el cuarto capítulo se presenta la parte experimental la naturaleza de la mena se ha creído conveniente someter a la flotación para ello el mineral se ha molido a una granulometría de 65% menos malla 200 esto con el propósito de alcanzar el mayor grado de liberación. La prueba que ha dado los mejores resultados es la prueba N° 2 con la cual se logró obtener una ley de 18.94% de Cu, y una recuperación de 87.93% de Cu.

A través del diseño experimental, aplicando el diseño factorial 2^3 , se ha determinado que las variables más importantes que inciden en el proceso son: Densidad de pulpa y pH. Es decir que ambos factores son variables preponderantes, y deben ser optimizados y establecidos sus rangos de trabajo óptimo.

CONTENIDO

CAPITULO I PLANTEAMIENTO METODOLÓGICO

1.1-	Planteamiento del problema	I
1.2.	Objetivos:	ii
	1.2.1.- Objetivo General	ii
	1.2.2.- Objetivo Específicos	ii
1.3	Justificación	ii
	1.3.1 Tecnología	ii
	1.3.2 Social	iii
	1.3.3 Ambiental	iii
	1.3.4 Economía	iii
1.4.	Viabilidad	iv
1.5.	Hipótesis	iv
1.6.	Variables	iv
	1.6.1 Dependientes (y)	iv
	1.6.2 Independientes(x)	iv
1.7	Metodología de la investigación.	iv
	1.7.1 Análisis y síntesis	v
	1.7.2 Inducción y deducción	v
	1.7.3 Método experimental	v
	1.7.4 Análisis de datos	vi
1.8.	Matriz De Consistencia	vi

CAPITULO II

UBICACIÓN GEOGRAFICA

2.1	Descripción del área del proyecto.	7
2.2.	Ubicación y acceso	7
2.3.	Breve reseña histórica	8
2.4	Topografía.	9
2.5	Geología.	9
2.6	Mineralogía.	10
2.7	Reservas.	12
2.8	Clima y meteorología.	12

CAPITULO III

MARCO TEORICO

3.1	Antecedentes del estudio	13
3.2	Principios de la flotación.	14
3.2.1	La flotación por espumas	17
3.3	Teoría de la flotación de minerales sulfurados.	17
3.3.1	Teoría electroquímica	18
3.3.2	Teoría de la adsorción física	20
3.4.	Fases e interfaces del proceso de flotación	20
3.4.1	Fases del proceso	21
3.4.2.	Separación selectiva de minerales	24
3.4.3	Interfaces del proceso	24
3.4.4	Termodinámica de interfaces	25
3.4.4.1	Contacto entre las tres fases, (s - l - g)	31
3.4.4.2	Ángulo de contacto θ	33
3.5	Mecanismo y cinética de la flotación	34
3.5.1	Mecanismo de la flotación	34
3.5.2	Termodinámica de la flotación	39
3.5.3	Cinética de la flotación	42

3.6	Reactivos de flotación por espumas	47
3.6.1.	Colectores	48
3.6.2	Tipos de colectores	50
3.6.2.1	Colectores sulfhídricos (basados en azufre bivalente)	50
3.6.2.2	Xantatos	50
3.6.2.3	Ditiofosfatos	54
3.7.	Adsorción de los colectores	57
3.7.1.	Agentes modificadores	58
3.7.2	Espumantes	62
3.8.	Variables operativas del proceso de flotación	65

CAPITULO IV PARTE EXPERIMENTAL

4.1	Muestreo en yacimiento	71
4.1.1	Herramientas y materiales	71
4.1.2	Procedimiento	72
4.1.1	Resultados	73
4.2	Preparación de muestra	73
4.2.1	Equipos y materiales	73
4.2.2	Procedimiento	74
4.3	Análisis químico	76
4.3.1	Resultados	76
4.4	Análisis mineralógico y mineragráfico	76
4.4.1	Materiales y equipos	76
4.4.3	Procedimiento	77
4.4.4	Resultados	77
4.5	Determinación de la gravedad específica de los minerales	79
4.5.2	Materiales y equipos	79
4.5.3	Procedimiento	79
4.5.4	Calculo de la media aritmética	80
4.5.5	Resultados	81
4.6	Análisis granulométrico	81
4.6.1	Materiales y equipos	82

4.6.2	Procedimiento	82
4.6.3	Resultados	84
4.6.4	Función matemática de Gates-Gaudin Schuhmann:	85
4.7	Análisis granulométrico valorado	89
4.7.1	Materiales y equipos	89
4.7.2	Procedimiento	89
4.7.3	Resultados	89
4.7.5	Contenido metálico	90
4.8	Prueba de molienda	91
4.8.1	Materiales y equipos	92
4.8.2	Procedimiento	92
4.8.3	Resultados	94
4.9	Grado de molienda vs flotación	97
4.9.1	Equipos y materiales	.97
4.9.1	Procedimiento.	98
4.9.2	Condiciones operativas de molienda – flotación	98
4.10	Pruebas de cinética de flotación	103
4.10.1	Equipos y materiales	103
4.10.2	Procedimiento	104
4.11	Pruebas de flotación con el diseño experimental	108
4.12	Pruebas experimentales con el diseño factorial	110
4.13	Análisis y resultados de las pruebas de flotación	122

CAPITULO V

EVALUACIÓN DE VARIABLES POR DISEÑO EXPERIMENTAL

5.1.	Tipos de experimentos	123
5.1.1	Experimentación pasiva	124
5.1.2	Experimentación activa (diseño de experimentos)	124
5.2	Diseño factorial, 2^k	124
5.3.	Diseño factorial, $2k$, con réplica en el punto central del diseño	127
5.3.1.	Variables	128
5.3.2.	Calculo de efectos	130
5.3.3.	Análisis de varianza del diseño factorial.	136
5.3.4.	Modelo matemático	142
5.3.5	Análisis de residuos	143
5.3.6	Decodificación del modelo a escala natural	145
5.3.7.	Modelo a escala natural	148

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFIA

ANEXO

ÍNDICE DE TABLAS

- Tabla 2.1 Ubicación Política De La Zona De Estudio.
- Tabla 2.2 Minerales Metales Con Valor Económico.
- Tabla 2.3 Temperatura Media Mensual Del Yacimiento.
- Tabla 2.4 Calidad De Aire Partículas Totales En Suspensión Y Metales.
- Tabla 2.5 Resultado De Análisis De Suelos.
- Tabla 2.6 Radicales, números de carbonos y ángulo de contacto de colectores.
- Tabla 2.7 Agentes depresores y su dosificación.
- Tabla 4.1 Reporte de análisis químico
- Tabla 4.2 Reporte de análisis mineralógico y composición.
- Tabla 4.3 Cálculo de peso específico.
- Tabla 4.4 Análisis cualitativo del grado de liberación.
- Tabla 4.5 Distribución granulométrica experimental.
- Tabla 4.6 Perfil granulométrico.
- Tabla 4.7 Cálculo con la función de Gates Gaudin Shumanm.
- Tabla 4.8 Reporte del laboratorio Frizman
- Tabla 4.9 Contenido metálico por numero de tamiz.
- Tabla 4.10 Tiempo de molienda en función de 200 malla.
- Tabla 4.11 Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda.
- Tabla 4.12 Resultados de tiempo de molienda.
- Tabla 4.13 Variables en etapa molienda.
- Tabla 4.14 Variables en flotación.
- Tabla 4.15 Tratamiento de minerales y cantidad de dosificación.
- Tabla 4.16 60% - 200 malla.
- Tabla 4.17 65% - 200 malla.
- Tabla 4.18 70% - 200 malla.
- Tabla 4.19 Resumen molienda versus flotación.
- Tabla 4.20 Condiciones de operación.
- Tabla 4.21 Balance metalúrgico de la prueba de cinetica de flotación.
- Tabla 4.22 Balance metalúrgico valores representativos para hallar la constante cinetica de flotacion.
- Tabla 4.23 Niveles de variables.
- Tabla 4.24 Replica central.

Tabla 4.25 Variables en escala natural y codificada con replica central.

Tabla 4.26 Condiciones de operación y resultados metalúrgicos prueba N° 01.

Tabla 4.27 Condiciones de operación y resultados metalúrgicos prueba N° 02.

Tabla 4.28 Condiciones de operación y resultados metalúrgicos prueba N° 03.

Tabla 4.29 Condiciones de operación y resultados metalúrgicos prueba N° 04.

Tabla 4.30 Condiciones de operación y resultados metalúrgicos prueba N° 05.

Tabla 4.31 Condiciones de operación y resultados metalúrgicos prueba N° 06.

Tabla 4.32 Condiciones de operación y resultados metalúrgicos prueba N° 07.

Tabla 4.33 Condiciones de operación y resultados metalúrgicos prueba N° 08.

Tabla 4.34 Condiciones de operación y resultados metalúrgicos prueba N° 09.

Tabla 4.35 Condiciones de operación y resultados metalúrgicos prueba N° 10.

Tabla 4.36 Condiciones de operación y resultados metalúrgicos prueba N° 11.

Tabla 4.37 Resumen general de las pruebas del diseño factorial con replicas centrales.

Tabla 4.38 Análisis metalúrgico de pruebas de flotación.

Tabla 5.1 Variables de diseño.

Tabla 5.2 Replicas centrales (Y°).

Tabla 5.3 Variables en escala natural y codificada con replicas centrales.

Tabla 5.4 Matriz del diseño factorial y respuestas experimentales (codificada).

Tabla 5.5 Cálculo de los efectos.

Tabla 5.6 Análisis de variables del diseño factorial.

Tabla 5.7 Modelo matemático.

Tabla 5.8 Análisis residuales.

Tabla 5.9 Valores para la decodificación del modelo.

Tabla 5.10 Tabulación de la ecuación N° 4.23

Tabla 5.11 Tabulación de la ecuación N° 4.24

ÍNDICE DE FIGURAS

- Figura 2.1 Mapa De La Zona De Estudio.
- Figura 2.2 Mapa De Ubicación Y Vías De Acceso.
- Figura 2.3 Geología De Yacimiento.
- Figura 2.4 Mapa De Yacimiento Sulfubamba.
- Figura 2.5 Block Diagrama Litoestructural Del Yacimiento Sulfubamba.
- Figura 2.6 Afloramiento En El Yacimiento.
- Figura 2.7 Potencia De Veta.
- Figura 2.8 Descarga Principal Del Bofedal De Chalcobamba Hacia Pamputa.
- Figura 2.9 Perfil Litológico Y Presencia De Acuífero en Área Del Proyecto.
- Figura 2.10 Perfil litológico perfil de la calicata C 3, se aprecia deo horizontes con tonalidades diferentes.
- Figura 4.1 Flotación de las partículas hidrófobas.
- Figura 4.2 Proceso físico químico de la flotación.
- Figura 4.3 Fases del proceso de flotación por espumas.
- Figura 4.4 Separación selectiva de mineral en una celda de flotación.
- Figura 4.5 Conformado de espumas por flotación.
- Figura 4.6 Tensión superficial de un líquido.
- Figura 4.7 Tensión superficial de una burbuja en un líquido.
- Figura 4.8 Esquema de representación del balance de fuerzas al interior de la fase y desbalance en las fuerzas en la interfase.
- Figura 4.9 Interfase gas líquido.
- Figura 4.10 Interfase solido líquido.
- Figura 4.11 Representación de contacto entre las tres fases.
- Figura 4.12 Representación matemática de contacto entre las tres fases.
- Figura 4.13 Contacto de afinidad nula.
- Figura 4.14 Contacto con máxima afinidad.
- Figura 4.15 Agregado partícula burbuja.
- Figura 4.16 Mineralización de las burbujas de aire.
- Figura 4.17 Adhesión de partículas de calcopirita a la burbuja de aire.
- Figura 4.18 La determinación gráfica del valor de K.
- Figura 4.19 Colector y su interacción con el mineral.
- Figura 4.20 Clasificación de reactivos colectores.

Figura 4.21 Consumo de colector para mineral sulfurado.

Figura 4.22 Esquema estructural de un colector.

Figura 4.23 Aspecto de un xantato.

Figura 4.24 Aspecto de un ditiofosfato.

Figura 4.25 Representación de un espumante.

INDICE DE ANEXOS

ANEXO I: Ubicación y mapa geográfico de zona de estudio

ANEXO II: Ubicación y vías de acceso al yacimiento sulfobamba

ANEXO III: Geología del yacimiento

ANEXO IV: Mapa de yacimiento sulfubamba

ANEXO V: Blok diagrama litoestructural del yacimiento sulfubamba

ANEXO VI: Fotografías en toma de muestras, preparación de muestras y flotación

ANEXO VII Resultados de reportes de laboratorio del mineral cobre

ANEXO VIII: Resultados de reportes de laboratorio del mineral cobre-molibdeno

ANEXO IX: Tabla de la distribución t Student

ANEXO X: Reporte de análisis químico

ANEXO XI: Reportes del laboratorio Fritzmin.

ANEXO XII: Reportes del laboratorio Fritzmin.

ANEXO XIII: Reportes del laboratorio Fritzmin.

ANEXO IVX: reportes del laboratorio Fritzmin.

LISTA ABREVIATURAS

ASTM	American society for testing materials
Cm	Centímetro
Cm³	Centímetro cubico
Cu	Cobre
DAC	Drenajes anóxicos con piedra caliza
DAM	Drenaje acido de mina
E	Este
g	Gramo
G.E	Gravedad especifica
h	Hora
ha	Hectárea
Kg	Kilogramo
km	Kilómetros
L, l	Litro
lb	Libra
m	Metro
μ	Micrones
min	Minuto
mm	Milímetros
Mo	Molibdeno
Msnm	Metros sobre el nivel del mar
N	Norte
pH	Potencial de hidrogeno
ppm	Partes por millón
pulg	Pulgada
rpm	Revoluciones por minuto
s	Segundo
S	Sur
TC	Tonelada corta
TM	Tonelada Métrica
US\$	Dólar Americano
W	Oeste
ΔG	Variación de energía libre
γ	Tensión superficial
DDH	Drilk dreiner Holk (perforación diamantina)

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO METODOLOGICO

1.1- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la actualidad los aldeanos de las comunidades del distrito de Coyllurqui y en convenio con la empresa Glencore-Xstrata las Bambas, concesionarios del yacimiento, vienen trabajando en forma artesanal en estructuras de vetas del yacimiento Sulfubamba. Al trabajar en forma ineficiente, solo extraen los minerales sulfurados primarios de alta ley de cobre. El método utilizado para obtener el mineral es la concentración por pallaqueo, que consiste en escoger los minerales que contienen aproximadamente leyes superiores al 10% de cobre y los de menor contenido metálico se abandonan en el desmonte.

Por otro lado, los acopiadores procedentes, principalmente de Nazca, imponen las condiciones comerciales en claro detrimento de las comunidades.

En el trabajo artesanal que realizan no participa personas capacitadas o profesionales que puedan facilitar o asistir con conocimientos metalúrgicos.

Para superar o mejorar estas grandes desventajas, se plantea o se propone que se debe realizar otros métodos de concentración. En nuestro caso o propósito recomendamos la flotación por espumas y alcanzar altos niveles de recuperación con eficiencia tecnológica y economía.

En vista que el mineral sulfurado se concentra por pallaqueo, mineral de alto contenido metálico, nos proponemos recuperar el mineral valioso, desechado en los desmontes, con el uso de tecnología vigente.

Por estas consideraciones planteamos recuperar los minerales de cobre de los desmontes del yacimiento de Sulfubamba por el método de flotación por espumas.

.Por lo anterior, formulamos la siguiente pregunta. **¿Aplicando el proceso de flotación por espumas se recuperara el cobre de los desmontes del yacimiento Sulfubamba?**

1.2. OBJETIVOS:

1.2.1.- GENERAL

Recuperar el mineral sulfuro de cobre en los desmontes del yacimiento de Sulfubamba por el método de flotación

1.2.2.- ESPECÍFICOS

- Caracterizar los minerales en sus aspectos mineralógicas y minera gráficos
- realizar el análisis químico cualitativo de los elementos metálicos con valor económico comercial.
- Realizar pruebas de flotación por espumas a nivel de laboratorio.
- Determinar las variables significativas en el proceso de flotación
- Evaluar las variables del proceso
- Aplicar el diseño experimental para determinar el efecto y significancia de las variables en la flotación
- Determinar el modelo matemático que expresa la recuperación del mineral en función de las distintas variables con efecto significativo

1.3 JUSTIFICACIÓN

1.3.1 Tecnología

El presente trabajo se justifica por la necesidad de impulsar la industria minero-metalúrgica de la Región Apurímac. En nuestro medio contamos con la tecnología adecuada para poder concentrar este tipo de minerales, y dar buenos resultados en la concentración, Por lo que se propone aportar con el desarrollo de una tecnología apropiada para la recuperación del mineral de Cobre.

Con una adecuada tecnología, se lograra una mejor extracción de los minerales con contenido metálico; reduciendo problemas del tiempo y problemas de seguridad en todos los trabajadores comuneros, alcanzando divisas en breve tiempo.

1.3.2 Social

Es posible la creación de nuevos puestos de trabajo, facilitando el desarrollo de la Región Macro Sur que cada vez se convierte en el primer gestor de este tipo de actividad minera. Efecto que se multiplicaría en el nivel de ingresos, al generar actividades económicas distintas a las tradicionales, tanto directas como indirectas, mejorando; accesos, medios de comunicación, niveles de educación, avances en la atención de la salud, entre otros.

1.3.3 Ambiental

La tecnología seleccionada para concentración por espumas de cobre se realizara tomando en cuenta el cuidado del medio ambiente, de modo que se procesaran dentro de las normas ISO14000 en lo concerniente al medio ambiente y las normas ISO18000 para la salud de los trabajadores. En este ítem, es de particular importancia el riesgo de la salud de los propios trabajadores, la población en general, y el medio ambiente en la zona de impacto (flora y fauna).

1.3.4 Economía

Se justifica por la necesidad de impulsar la industria minero-metalúrgica de la Región Apurímac (Comunidad de Pamputa-Distrito Ccoyllurqui – Progreso), los estudios realizados anteriormente, servirán como bases para la instalación de una planta metalúrgica y darle un valor agregado a nuestro recurso minerales.

En el proyecto las Bambas se encuentran cuatro yacimientos mineros: Chalcobamba, Ferrobamba, Sulfubamba y charcas, puesto que las formaciones geológicas tienen características similares entre ellas, tendrá una investigación metalúrgica de extracción.

1.4. VIABILIDAD.

Mediante la flotación por espumas es posible obtener concentrados de cobre con elevada recuperación a partir de los minerales del yacimiento Sulfobamba, con medios y recursos disponibles, que es propósito del presente trabajo de tesis

Los resultados obtenidos están demostrando la existencia de mineralización económica de sulfuros de cobre en yacimiento Sulfubamba. Se pretende continuar explotando en el área, mediante perforaciones a tajo abierto, para dar sostenibilidad y viabilidad técnico-operativa al estudio.

1.5. HIPOTESIS

El proceso de flotación aplicado a los minerales sulfurados de cobre del yacimiento de Sulfubamba permite obtener concentrados con leyes comerciales y alta recuperación.

1.6. VARIABLES

1.6.1 Dependientes (Y)

- Recuperación de cobre (%)

1.6.2 Independientes(X)

- pH.
- Densidad de pulpa
- Dosificación de reactivos.

1.7 METODOLOGÍA de la INVESTIGACION.

El método de investigación a utilizar será el método experimental y que constituya la orientación o dirección para el presente estudio. Para este propósito se considerarán los diferentes métodos tales como:

1.7.1 Análisis y síntesis

Por medio del cual se analiza el problema planteado, para comprender la esencia del mismo y conocer la naturaleza de sus partes (investigación bibliográfica del laboratorio e interpretación), para posteriormente sintetizar e integrar el estudio.

1.7.2 Inducción y deducción

Utilizada para concluir la investigación a partir de los datos y antecedentes obtenidos. Es un paso de lo desconocido a lo conocido aplicado básicamente a nuestro caso será el comportamiento del mineral a tratar.

- a. **Inducción.** Con este método se interpretara los datos para lograr lo que se quiere alcanzar. La base de la inducción es la suposición de que si algo es verdad en algunas ocasiones también lo es en situaciones similares aunque no se hayan observado.
- b. **Deducción.** A partir de este método se podrá concluir nuestras investigaciones partiendo de los datos y antecedentes obtenidos, aplicando básicamente en nuestro caso el comportamiento del mineral. En la argumentación deductiva válida, la conclusión debe ser verdadera si todas las respuestas son asimismo verdaderas.

1.7.3 Método experimental

Se basa, en las pruebas realizadas en laboratorio. En la parte experimental, el método se usara creando condiciones según los fines que se vean por conveniente, se repetirá luego los experimentos en condiciones establecidas y sometidos a un control estricto, de manera planificada y objetiva, combinado las condiciones con la finalidad de obtener resultados buscados.

1.7.4 Análisis de datos

a. Método estadístico

Básicamente consiste en la recolección de datos, provenientes de la toma de muestras, del número de ensayos a realizar, de las variables que se toman en cuenta y su posterior sistematización, procesamiento, análisis e interpretación de los resultados.

Aplicar el diseño factorial 2^3 para evaluar el efecto de las variables en la respuesta.

b. Método inferencial

Se desarrollan el modelo matemático a fin de generalizar el comportamiento de las distintas variables a partir de las distintas pruebas

1.8 Matriz de Consistencia.

MATRIZ DE CONSISTENCIA					
PLANEAMIENTO METODOLÓGICO DE TESIS					
Título: EVALUACIÓN DE VARIABLES PARA FLOTAR MINERALES SULFURADOS DE COBRE DEL YACIMIENTO SULFUBAMBA- COMUNIDAD PAMPUTA					
PLANEAMIENTO DE PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS GENERAL	VARIABLES	METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION EXPERIMENTAL	METODO ESTADISTICO
Pregunta general	Objetivo general	El proceso de flotación aplicado a los minerales sulfurados de cobre del yacimiento de Sulfubamba permite obtener concentrados con leyes comerciales y alta recuperación.	Dependientes		Analisis de datos
	Determinar y evaluar las diferentes variables que influyen en la concentración por flotación de los minerales sulfurados de desmonte del yacimiento de sulfubamba.		• Recuperación de cobre (%)		
¿De qué manera influyen las distintas variables en el proceso de flotación de los minerales sulfurados de cobre de los desmontes del yacimiento Sulfubamba?	Objetivo específico		Independientes	Análisis y síntesis Inducción y deducción Método experimental	Método estadístico Método inferencial Se usará modelos matemáticos a fin de generalizar el comportamiento de las variables en las diferentes pruebas
	<ul style="list-style-type: none"> • Caracterizar los minerales en sus aspectos mineralógicos y mineralográficos • realizar el análisis químico cualitativo de los elementos metálicos con valor económico comercial. • Realizar pruebas de flotación por espumas a nivel de laboratorio. • Determinar las variables significativas en el proceso de flotación • Evaluar las variables del proceso • Aplicar el diseño experimental para determinar el efecto y significancia de las variables en la flotación • Determinar el modelo matemático que expresa la recuperación del mineral en función de las distintas variables con efecto significativo 		<ul style="list-style-type: none"> • pH. • Densidad de pulpa • Dosificación de reactivos. 		

CAPITULO II

UBICACIÓN GEOGRAFICA

2.1 DESCRIPCIÓN DEL ÁREA DEL PROYECTO.

El terreno en evaluación tiene un área total de 400 Ha, se ubica en el departamento de Apurímac, a altitudes entre 3,700 y 4,600 msnm. El área de estudio se ubica en la zona de Sulfubamba, está comprendida en la comunidad campesina de Pamputa y Cconccacca. Área concesionada a Xstrata Las Bambas S.A.

La Ubicación política del yacimiento Sulfubamba se presenta en el anexo I.

TABLA 2.1
UBICACIÓN POLÍTICA DE LA ZONA DE ESTUDIO

Zona	Distrito	Provincias
Sulfobamba (Cerro Chonta)	Coyllurqui-Progreso	Cotabambas - Grau

La ubicación del mapa geográfico de la comunidad de Pamputa se indica en el anexo I

2.2. UBICACIÓN Y ACCESO

El yacimiento Sulfubamba se encuentra en las comunidades de Pamputa y Conccaca de los distritos Coyllurqui y Progreso, Provincias de Cotabambas y Grau, Región Apurímac. Los accesos al yacimiento Sulfubamba son los siguientes:

- De Cusco - Yaurisqui - Pacarectambo por carretera asfaltada, Coyabamba - Maras y Pamputa por carretera afirmada.

- Por carretera asfaltada Lima-Nazca-Puquio-Abancay, debiéndose tomar un desvío de carretera afirmada antes de Abancay, para llegar a la provincia de Cotabambas y luego a la comunidad de Pamputa.
 - Arequipa Espinar Santo Tomas Ccapacmarca – Chalhuawacho - Pamputa.
- En el anexo II se presenta el mapa de las vías de acceso al yacimiento de Sulfubamba.

2.3. BREVE RESEÑA HISTÓRICA

El yacimiento minero Las Bambas fue descubierta en 1911 por la Ferrobamba Limited Company, empresa que lleva a cabo estudios geológicos y perforaciones iniciales, abandonando las concesiones en 1934. En 1942, la empresa Cerro de Pasco Corporation obtiene los derechos sobre las concesiones y durante los siguientes años continúa con la exploración y perforación.

Como parte de la política de privatización del gobierno peruano, la Agencia de Promoción de la Inversión (Pro inversión) somete a licitación, para exploración minera, al complejo minero Las Bambas que comprende los yacimientos de Chalcobamba, Ferrobamba, Sulfobamba y Charcas, con un área de concesión minera de 35 000 Ha. Como parte de este licitación, Pro inversión programa en la segunda mitad del 2003, una nueva campaña de perforaciones con el propósito de proveer de información a las partes precalificadas que no exploraron el área entre 1996 y 1997. En esta campaña de perforación se realizaron 11 perforaciones DDH (2,328 m) en Chalcobamba y Ferrobamba. Es así que, de 14 postores precalificados y en subasta pública se ha adjudicado la buena pro a Xstrata Perú SA para desarrollar el Proyecto de Exploración Minera Las Bambas.

Sus primeros indicios como yacimiento de minerales de cobre se inician desde hace mucho tiempo. Aproximadamente en 1985 ya se hacían minería artesanal de extracción de minerales de cobre por socavones por algunos comuneros del lugar. Actualmente el “Yacimiento Cerro Chonta” se encuentra

en explotación por parte de mineros artesanales de la zona en acuerdo con empresa Glencore – Xstrata las Bambas.¹

2.4 TOPOGRAFÍA.

En el área del proyecto, la topografía se caracteriza por presentar relieves agrestes con pendientes empinadas y zonas con afloramientos rocosos, cubiertos en las zonas medias y bajas por vegetación variada, arbustos y pastos naturales dispuestos en parches. En las zonas altas existen zonas con pastos naturales (icho) aptos para el pastoreo de ganado auquénido y ovino. El área del “Yacimiento Cerro Chonta” y Ilevan. El sistema de drenaje presente es de tipo dendrítico.

2.5 GEOLOGÍA.

La mineralización de cobre en el yacimiento Sulfobamba esta principalmente emplazada en los contactos de calizas de la formación Sulfobamba y las rocas intrusivas de la Era Terciaria (granodiorita, cuarzo monzonita y cuarzo diorita). Las calizas corresponden a la Era Cretácea, similar a los depósitos de Skarn en Tintaya, Antamina y Magistral.

La forma de mineralización más común es la Calcopirita, que contiene oro y plata asociados con Cobre. La mineralización se distribuye en bloques fallados de granate y magnetita en skarn. Las rocas con alteración potásica y silicificación presentan calcopirita diseminada. La mineralización de enriquecimiento secundario es ligera debido a la erosión glacial intensa y a la densidad de skarn.

Las unidades litológicas ígneas y sedimentarias que afloran en el Distrito Minero de Las Bambas son las formaciones Hualhuani, Mara y Ferrobamba, cuyas eras van desde el Jurásico Superior al Cretáceo Superior (ver anexo III geología del yacimiento).

Aunque varios minerales metálicos se han encontrado en Las Bambas, solamente algunos minerales ocurren en cantidades económicas y casi exclusivamente en el cuerpo skarn.

¹ www.minem.gob.pe/minem/archivos/file/DGAAM/estudios/lasbambas Proyecto de Exploración “Las Bambas” (Índice: 4.5.2 capital Social y Organización)

En la tabla 2.2 se indica los principales minerales con valor económico.

**TABLA N° 2.2
MINERALES METÁLICOS CON VALOR ECONÓMICO**

Minerales Principales	Sulfuros	Calcopirita
		Bornita
		Calcosina
		Molibdenita
	Óxidos	Magnetita
		Hematita
Minerales Escasos	Sulfuros	Digenita
		Calcocita
		Pirrotita
		Cubanita
	Óxidos	Limonita
		Ilmenita
		Rutilo
	Carbonatos	Malaquita
		Azurita

Fuente: www.minem.gob.pe/minem/archivos/file/DGAAM/estudios/lasbambas/CapIV.pdf - Proyecto de Exploración "Las Bambas" (índice: 4.2.3 Geología)

En el anexo 2.4 se muestra el mapa de yacimiento Sulfubamba.

2.6 MINERALOGÍA.

La secuencia deposicional de la mineralización es de la siguiente manera:

Etapa de metasomatismo de contacto. Brecha, hornfels y vetas con sulfuros; calcopirita, pirrotita, esfalerita, galena, molibdenita, Ag – Au.

Etapa hipogena. En los intrusivos: con sulfuros; calcopirita, molibdenita, pirrotita, galena, y metales nativos Ag-Au.

Etapa supergenética. Óxidos, sulfatos, silicatos y sulfuros secundarios: calcosina, covelita, digenita, calcantita, ferrimolibdenita, limonita.

La mineralización económica está en el pórfido y por metasomatismo de contacto. En los taladros, hasta la fecha, se tiene: 0.41% de Cu.

En el muestreo superficiales en vetas se tiene valores más altos de Cu (> 5%), Ag (>100ppm), Au (hasta 4.5 ppm). Ver Anexo V, geología del yacimiento².

Igualmente, se puede apreciar el afloramiento del yacimiento en la figura 2.1

²[www.minem.gob.pe/minem/archivos/file/DGAAM/estudios/lasbambas/Proyectede Exploración "Las Bambas"](http://www.minem.gob.pe/minem/archivos/file/DGAAM/estudios/lasbambas/Proyectede%20Exploraci3n%20Las%20Bambas.pdf) (Índice: 5.5 Componentes del Proyecto de Exploración).

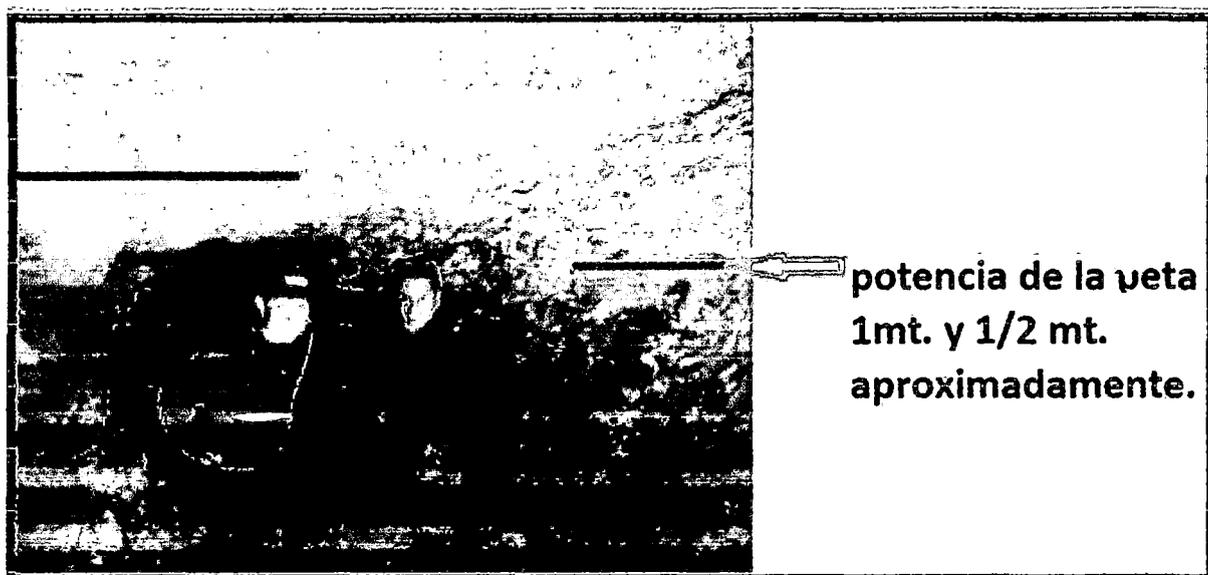
FIGURA 2.1
AFLORAMIENTO EN EL YACIMIENTO



Fuente: Elaboración propia

El proyecto Sulfubamba tiene características de un yacimiento diseminado, tipo pórfido de Cu y por metasomatismo de contacto Cu-Ag-Au en hornfels. En la figura 2.2 se aprecia el sedimento y potencia de veta.

FIGURA 2.2
POTENCIA DE VETA



Fuente: Elaboración propia

2.7 RESERVAS.

El "Yacimiento Sulfubamba – Cerro Chonta" es un complejo intrusivo donde se realizó un promedio de 50 perforaciones diamantinas; sin embargo, las perforaciones indican que el potencial de reserva es de varios cientos de miles de toneladas con contenidos mayormente de minerales sulfurados como la calcopirita, calcosina, molibdenita; también se encuentran minerales oxidados como la malaquita, en un total de 400 ha, en las concesiones. El incremento de estos minerales aumenta a mayor profundidad dando indicios de un gran potencial en reserva de minerales.

2.8 CLIMA Y METEOROLOGÍA.

El clima de la región es variado y se debe principalmente a la fisiografía del terreno y a la diferencia de cotas, así como a la presencia de la cordillera de los andes que obstaculiza el paso de las nubes haciendo que las precipitaciones se den mayormente en estas regiones.

Entre los 4 000 y 4 600 msnm, se presentan nubes del tipo estratocúmulos que cubren toda el área dificultando la visibilidad. En la Oficina General de Estadística e Informática del SENAMHI se puede obtener información de hasta cinco estaciones meteorológicas que existen en la zona del entorno del proyecto

CAPITULO III

MARCO TEORICO

3.1 ANTECEDENTES DEL ESTUDIO

Los ingenieros Marco Tulio Loza Holgado y Gino Jr. Rivera Del Carpio .C (2009), de la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, a través de su tesis: **“Concentración por el método de flotación por espumas del mineral sulfurado de Cobre- Molibdeno del proyecto las Bambas”**, El mineral presente en los yacimientos del proyecto las Bambas, por sus características físicas, químicas y mineralógicas, responden al proceso de concentración de flotación por espumas y es posible alcanzar una recuperación adecuada.

La recopilación tiene como objetivo concentración de minerales sulfurados de Cu- Mo del proyecto las Bambas por el método de flotación por espumas para lograr una recuperación adecuada así como obtener un concentrado de Cu- Mo de calidad óptima.

En ese sentido, Marco y Guino realizo estudios; mineralógicos, análisis químico cuantitativo, tamaño óptimo y grado de liberación, tiempos de molienda y flotación. Por consiguiente selecciona reactivos, determina el tiempo de molienda y flotación

La metodología utilizada en la investigación es; análisis y síntesis, método estadístico y método experimental

El estudio establece las siguientes conclusiones: el mineral que presenta el Proyecto las Bambas en sus tres yacimientos (Ferrobamba, Chalcobamba, Sulfubamba) es de tipo pórfido de Cu y Mo, con presencia de Au, Ag, el mineral se encuentra básicamente compuesto por calcopirita, esfalerita, bornita, molibdenita, teniendo como ganga cuarzo feldespato, magnetita,

hematita y pirita, por lo que se considera flotable al presentar la configuración suficiente para clasificarlo dentro de este grupo de minerales.

Las ley de cabeza ensayadas son; Cu = 2.17%, Au = 2.75g/TM, Mo = 119ppm

El tamaño óptimo determinado para este mineral es de 75% -200 malla, colector principal utilizada Z-11 y cinética de flotación establece un tiempo de 4 minutos, la recuperación del mineral es de 88.09% Cu³.

3.2 PRINCIPIOS DE LA FLOTACION.

Se define la flotación, en su forma más simple como un proceso de concentración de minerales en el cual se procura separar las partículas de mineral finamente molidos de menas útiles de estériles o gangas. El proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral a fin de crear condiciones favorables para la adhesión de ciertas partículas de minerales a las burbujas de aire. El objetivo principal es la separación de especies minerales finamente divididas, a partir de una pulpa acuosa, aprovechando sus propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico) por el agua.

En el proceso de flotación por espumas la concentración de minerales puede adoptar diversas formas: La flotación colectiva (Bulk) en que se produce la separación de varios componentes en dos grupos, la flotación selectiva o diferencial en la cual se realizan la separación de compuestos complejos que contienen no más de una especie individualizada.

De ahí que la importancia del proceso de flotación en la metalurgia extractiva actual, ha permitido la explotación de yacimientos complejos y de bajo contenido las cuales han sido considerados como marginales sin la ayuda de la flotación.

El proceso de flotación se basa en las propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas de los minerales. El carácter hidrofílico o de afinidad con el agua hace que estas partículas se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa, para

³ 3 Ing. Marco Tulio Loza Holgado "Concentración por el método de flotación por espumas del mineral sulfurado de Cobre- Molibdeno del proyecto las Bambas" Cusco, 2009

finalmente hundirse. El carácter hidrofóbico o de repulsión evita el mojado de las partículas minerales que pueden adherirse a las burbujas y ascender.

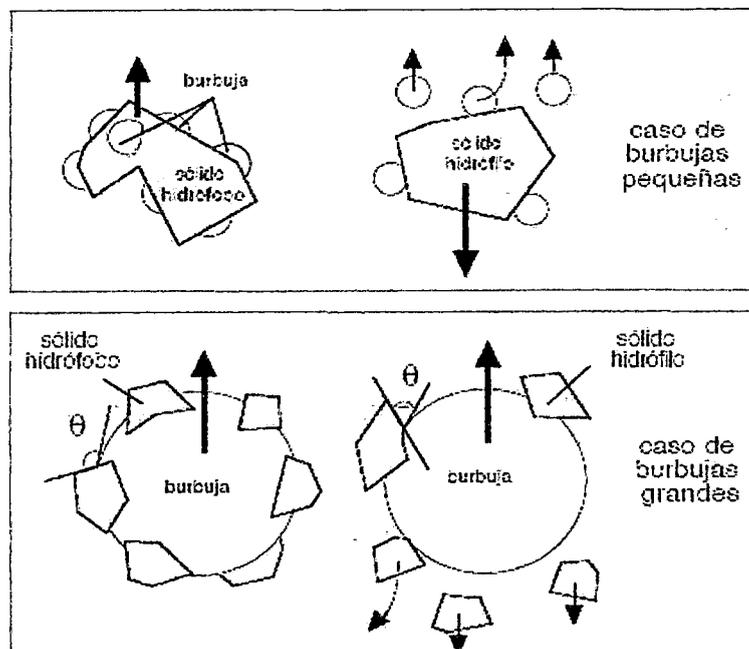
Los sulfuros metálicos tienen propiedades fuertemente hidrofóbicas, de manera que junto con los metales nativos, son los minerales más fácilmente flotables. Su flotación, generalmente, no presenta muchas dificultades por cuanto existen buenos colectores selectivos tales como los xantatos, ditiofosfatos y otros sulfhídricos que los separan con gran facilidad y selectividad de sus gangas respectivas.

Algunos minerales tienen estas propiedades en forma natural, pero pueden darse o acentuarse mediante los reactivos de flotación.

Los metales nativos, sulfuros o especies como el grafito, carbón bituminoso, talco y otros son poco mojables por el agua y se llaman minerales hidrofóbicos. Por otra parte, los sulfatos, carbonatos, fosfatos, etc. son hidrofílicos o sea mojables por el agua. Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de sólidos frente al agua⁴.

En la figura 3.1 se muestra el comportamiento de minerales hidrofóbicos e hidrofílicos respecto al agua.

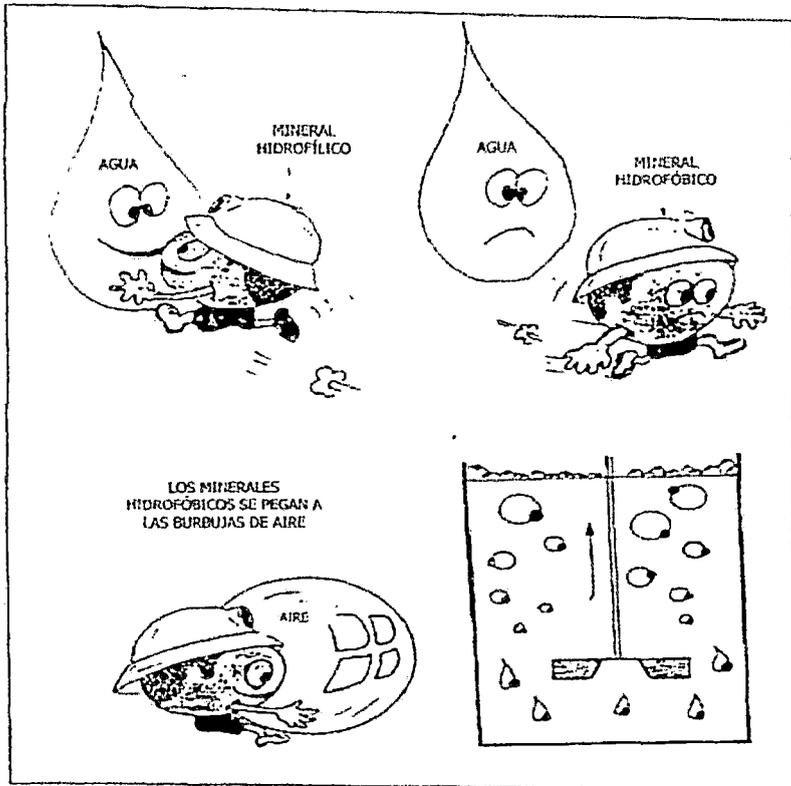
FIGURA 3.1
FLOTACIÓN DE PARTÍCULAS HIDRÓFOBAS



Fuente: Procesosbio.wikispaces.com

⁴ (Ballester A.; Metalurgia Extractiva; Pag. 89 – 90)

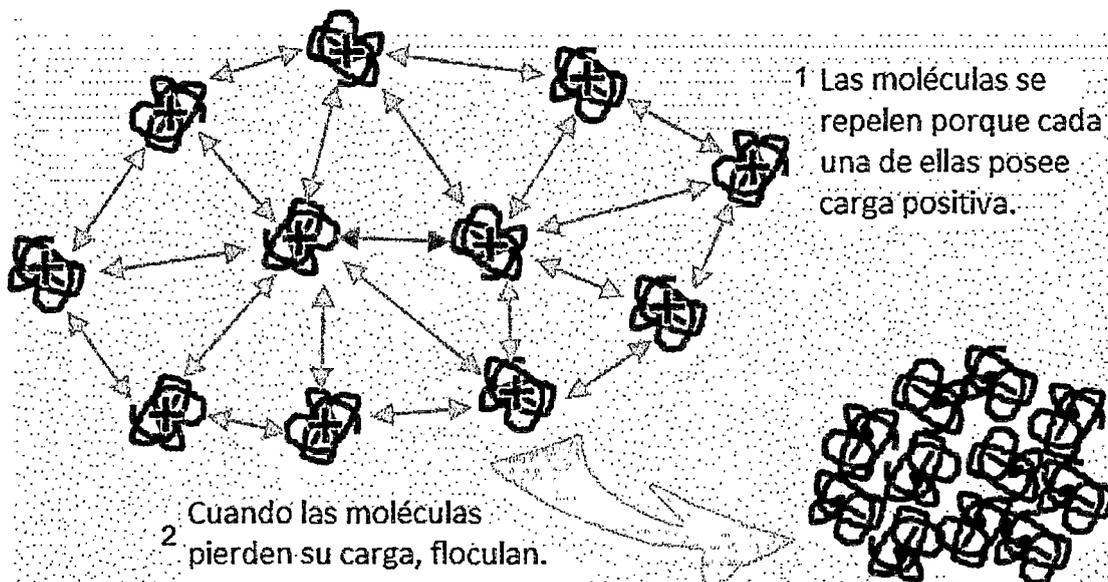
FIGURA 3.2
FLOTACIÓN DE LAS HIDRÓFILAS.

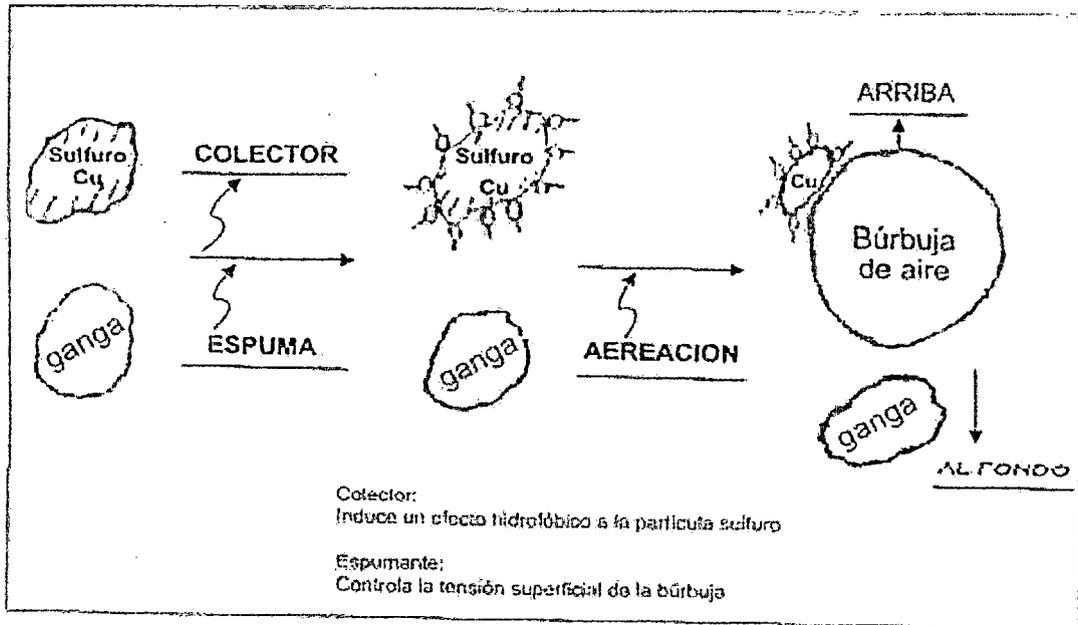


Fuente: Procesosbio.wikispaces.com

Así también se enuncia las figuras 3.3, flotación el proceso fisicoquímico

FIGURA 3.3
PROCESO FÍSICOQUÍMICO DE LA FLOTACIÓN.





Fuente: Procesosbio.wikispaces.com

3.2.1 LA FLOTACIÓN POR ESPUMAS

La flotación por espumas es un proceso físico-químico de concentración de minerales o compuestos finamente molidos, basados en las propiedades superficiales de los minerales (mojabilidad), que hace que un mineral o varios se queden en una fase o pasen a otra. Las propiedades superficiales pueden ser modificadas a voluntad con ayuda de reactivos. Tiene por objeto la separación de especies minerales, finamente divididos a partir de una pulpa acuosa, aprovechando sus propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico) por el agua. Las especies valiosas o útiles constituyen una fracción menor del mineral (concentrado), mientras que las especies no valiosas o estériles constituyen la mayor parte (ganga).⁵

3.3 TEORÍA DE LA FLOTACIÓN DE MINERALES SULFURADOS.

La teoría de flotación debe explicar el mecanismo mediante el cual actúan los colectores y los modificadores, las condiciones para que un compuesto químico sea colector de un determinado mineral; y debe establecer las condiciones físico-químicas que producirán un mejor rendimiento del proceso.

⁵ (Mamani A.; Manual de Flotación de Minerales; Pag. 9)

Los avances que se han logrado, han llevado a la concepción actual que la interacción entre el colector y la superficie del mineral es de **naturaleza electroquímica**. Se ha demostrado que el oxígeno, en medio alcalino; además de transformar la superficie de los sulfuros en especies oxidadas de mayor solubilidad, cumple la importante función de actuar como aceptante de electrones permitiendo la formación de disulfuros orgánicos que confieren un alto grado de hidrofobicidad al recubrimiento formado únicamente por la sal metálico del colector⁶.

De esta forma las antiguas teorías de reacción química entre el colector y el sulfuro metálico o de simple adsorción de iones, han dejado paso a nuevas teorías, existiendo las siguientes:

- Teoría química o de oxidación superficial.
- Teoría de los semiconductores.
- Teoría electroquímica.
- Teoría de la adsorción física.

De las teorías mencionadas las que mayor aplicación tienen para minerales sulfurados son la teoría electroquímica y la teoría de adsorción física.

3.3.1 TEORÍA ELECTROQUÍMICA

Esta teoría establece que el desarrollo de la hidrofobicidad de las partículas sulfuradas de mineral en la flotación de minerales se basa en el proceso anódico que involucra la descomposición del colector y que es completado en una reacción de celda con un proceso catódico que generalmente comprende la reducción del oxígeno⁷.

Cuando tiene lugar una reacción sobre un electrodo, el potencial **E** queda determinado por la transferencia de carga entre el electrodo y la solución. Para una reacción única en el equilibrio el potencial está dado por la ecuación de Nernst. Así por ejemplo, para una reacción

⁶ (Ballester A.; Metalurgia Extractiva; Pag 4)

⁷ (Sutulov A.; flotacion de Minerales; Pag. 20)

redox cualquiera, el mecanismo de transferencia de e^- puede representarse mediante la siguiente ecuación general:



$$Eh = E^0 - \frac{0.059mpH}{n} + 0.059 \log \frac{[Ox]^x}{[Red]^y} \quad (3.2)$$

Los términos **Red** y **Ox** pueden representar, respectivamente un metal en contacto con sus propios iones en solución o los iones reducidos u oxidados de un par de redox en solución cuando una diferencia de potencial **E** se mide con un electrodo de hidrógeno.

Para el caso más simple:



$$E = E^0 + \frac{RT}{nF} \ln a_A \quad (3.4)$$

Dónde:

E = Diferencia de potencial de la reacción

R = Constante de gases (1.987 cal/mol °K)

T = Temperatura °K

a_A = Actividad del ion A⁺

F = Constante de Faraday (F = 96500 coulomb = 23070 cal/mol)

N = Número de electrones transferido.

E⁰ = Potencial cuando todas las especies están en su estado estándar.

La proposición básica es que la oxidación del xantato sobre la superficie mineral tendría lugar a través de dos reacciones electroquímicas que ocurrirían simultáneamente, una reacción anódica de oxidación del xantato y la reacción catódica de reducción del oxígeno.





Donde la ecuación global es la siguiente:



Resulta evidente en el mecanismo propuesto que el oxígeno será un requerimiento primordial para que ocurra la flotación de los minerales sulfurados dado el conjunto de reacciones de oxidación que puedan producirse.

El rol del oxígeno será entonces el de proporcionar una vía catódica para la aceptación de electrones y de esta forma permitir la oxidación anódica del xantato. La superficie del mineral actuaría como catalizador.

3.3.2 TEORIA DE LA ADSORCION FISICA

Se considera finalmente que los minerales con cristales de estructura atómica favorecen la adsorción física y los minerales con estructura iónica favorecen la fijación por intercambio iónico. En este último caso el potencial de la superficie del mineral no influirá la reacción, porque ella se desarrollara según la afinidad de los iones para la formación del nuevo compuesto.

Sin embargo en el caso de la adsorción física el potencial de la superficie es de gran importancia y será más activa cuando este potencial sea igual a cero. Finalmente se puede señalar que los compuestos adsorbidos se mueven sobre la superficie del mineral sin disolución en agua y posterior re-adsorción.

3.4. FASES E INTERFASES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN

La flotación de minerales por el método de flotación por espumas se basa en el contacto íntimo entre tres fases, una sólida, líquida y gaseosa. Las dos

últimas están representadas casi siempre por agua y aire siendo la fase sólida representada por el mineral que se desea recuperar.

El estudio de la termodinámica del proceso nos da una mejor comprensión del mecanismo de algunas reacciones, como la hidratación, y de los fenómenos tales como tensión superficial, adsorción, capilaridad, etc.

Es importante señalar que el fenómeno de flotación hace uso de propiedades de superficie nuevamente creadas, y no pueden recibir una explicación cuantitativa enteramente satisfactoria.⁸

3.4.1 FASES DEL PROCESO

El proceso de flotación por espumas consta de tres fases las cuales son:

- Fase sólida
- Fase líquida
- Fase gaseosa

a. FASE SÓLIDA

Está constituida por partículas de mineral finamente molidas. Las propiedades superficiales de los minerales dependen de su composición y estructura, en la estructura de un sólido es de considerable importancia su sistema cristalino.

Este sistema influye directamente en el tipo de superficie de ruptura que se va a formar en la reducción de tamaño de mineral esta superficie y no la estructura interior del mineral es la que determina el comportamiento de la superficie en el proceso de flotación.

En esta fase juegan un rol importante los siguientes factores:

- Carácter de la superficie creada en la ruptura del sólido (tipo de superficie, fuerzas residuales de enlaces).

⁸ (Sutulov A.; Flotación de Minerales; Pag. 33 y 34)

- Imperfecciones en la red cristalina natural (trizaduras, vacancias, reemplazos de iones, etc.).
- Contaminaciones provenientes de los sólidos, líquidos y gases (oxidación de la superficie, etc.).

La presencia de elementos traza, que pueden concentrarse en la superficie de los granos y tener una influencia mucho mayor que su concentración en el mineral.

En relación con su afinidad con el agua, los minerales pueden presentar propiedades hidrofóbicas (sin afinidad) e hidrofílicas (con afinidad), que determinan su flotabilidad natural. Esto está directamente relacionado con su polaridad. Se tiene así:

- **MINERALES APOLARES.** Son hidrofóbicos (no reaccionan con los dipolos del agua), ejemplo: azufre nativo, grafito, molibdenita y otros sulfuros. En estos minerales su estructura es simétrica, no intercambian electrones dentro de sus moléculas, no se disocian en iones, son en general químicamente inactivos y con enlaces covalentes.
- **MINERALES POLARES.** Son hidrofílicos (los sólidos tienen la capacidad de hidratarse), ejemplo: los óxidos. En estos minerales su estructura es asimétrica, intercambian electrones en la formación de enlaces (enlace iónico) y tienen extraordinaria actividad química en general.

a. FASE LÍQUIDA

Está constituida por agua con reactivos. El agua es polar, siendo ésta la causa de la hidratación de la superficie del mineral en soluciones acuosas. Contiene generalmente iones (Cl^- , Na^+ , K^+ , Ca^{++} , SO_4^- , etc.), impurezas y contaminantes naturales. La dureza del agua, es decir, la

contaminación natural causada por sales de calcio, magnesio y sodio, puede cambiar completamente la respuesta de la flotación de algunos minerales, ya sea por consumo excesivo de reactivos, formación de sales insolubles, etc.

b. FASE GASEOSA

Está Constituida generalmente por aire que se inyecta en la pulpa neumática o mecánicamente para poder formar las burbujas que son los centros sobre las cuales se adhieren las partículas sólidas (en algunos casos por otro gas, nitrógeno).

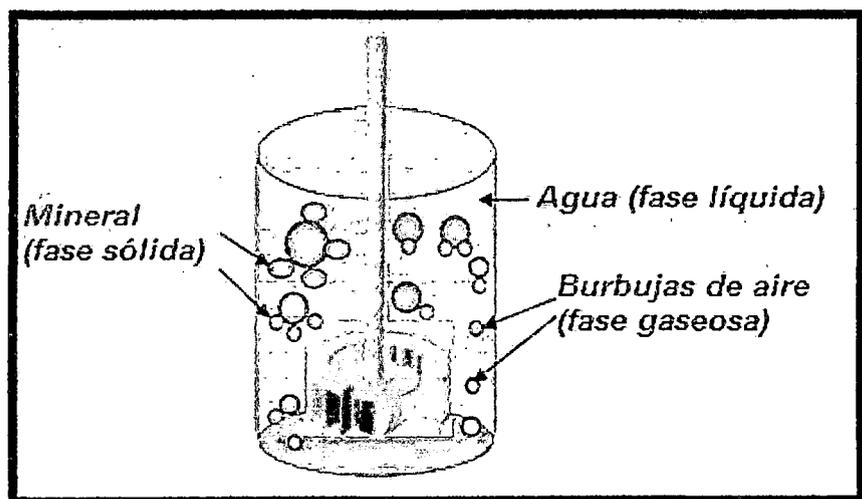
Las funciones principales del aire son:

1. El aire influye químicamente en el proceso de flotación.
2. Es el medio de transporte de las partículas de mineral hasta la superficie de la pulpa⁹.

Así la representación de las fases en el proceso de flotación se presenta en la figura 3.4.

FIGURA 3.4

FASE DEL PROCESO DE FLOTACIÓN POR ESPUMAS



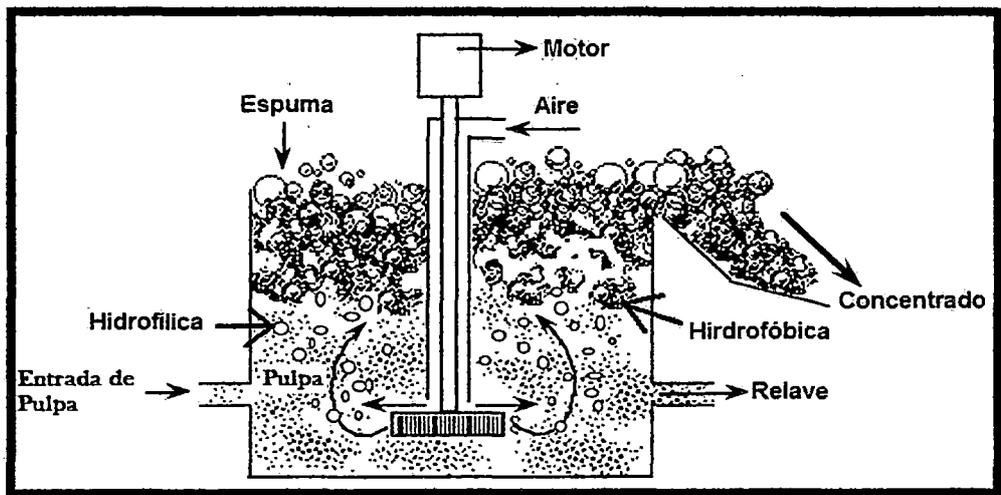
Fuente: Karina Arburo-Xstrata Ccopper.

⁹ (Sutulov A.; Flotación de Minerales; Pag. 38 y 42)

3.4.2. SEPARACION SELECTIVA DE MINERALES

Se produce, al coexistir las fases líquida y gaseosa, ya que las partículas hidrofóbicas “preferirán” adherirse a la fase gaseosa en vez de la líquida, mientras que las demás permanecerán en la fase líquida. Las burbujas con partículas adheridas, con una densidad conjunta menor que la del líquido, ascenderán, pasando a la espuma. En la figura 3.5, Se representa la separación selectiva de minerales.

FIGURA 3.5
SEPARACIÓN SELECTIVA DE MINERALES EN UNA CELDA DE FLOTACIÓN



Fuente: Jean – Louis Salguer y Ana Forgearini De la Cruz- Fundamentos de Flotación (2007 – Pág. 13).

El agregado burbuja – partículas debe lograr mantenerse tras su paso a la superficie de la pulpa. Obstaculiza este paso la tensión superficial del líquido que debe por tanto ser disminuida. El conjunto de agregados burbuja – partículas, en la superficie, debe adquirir la forma de una espuma estable para posibilitar su remoción.

3.4.3 INTERFASES DEL PROCESO

Los fenómenos que ocurren en flotación son interacciones físicas y químicas específicas entre los elementos y compuestos de las distintas fases. Esto ocurre a través de las tres interfaces posibles:

- Gas – Líquido.
- Sólido – Líquido.
- Sólido - Gas.

Las interfaces más importantes son las interfaces **gas-líquido** y la **interface sólido-líquido**¹⁰.

3.4.4 TERMODINÁMICA DE INTERFASES

La importancia de la termodinámica de la interfase es que dilucida los mecanismos mediante los cuales se producen fenómenos tales como la adsorción e indica los orígenes de fuerzas tales como la tensión superficial.

Hay dos aspectos importantes a destacar:

- La termodinámica de adsorción en la superficie del mineral y en la interface < gas – líquido.
- La termodinámica que controla la unión de las partículas de mineral a las burbujas de aire.

En cualquier interface se genera una fuerza de tensión en el plano de la interface que es característica de esa interface. Esta fuerza de tensión se denomina “Tensión Interfasial” o “Tensión Superficial” y puede ser considerada igual a la energía libre de superficie. La figura 3.4 es la representación del balance de fuerza al interior de la fase y desbalance de fuerzas en la interface¹¹.

A.-TENSIÓN SUPERFICIAL (γ). La tensión superficial es definida termodinámicamente como el trabajo reversible (W) que debe realizarse en orden a incrementar el área de la interfase en 1 cm². La

¹⁰ (Sutulov A.; Flotación de Minerales; Pag. 39 y 43)

¹¹ (Ballester A.; Metalurgia Extractiva; Pag 116-117)

tensión superficial entonces es numéricamente igual a la energía libre de Gibbs por unidad de área y se puede expresar como sigue¹²:

$$\gamma = G^S = \left(\frac{\partial G}{\partial A} \right)_{T,P,n} \quad (3.8)$$

Dónde:

γ = Tensión superficial (dinas/cm).

G^S = Energía libre superficial (ergs/cm²).

A = Área interfacial.

n = Numero de moles necesarios en el sistema.

P = Presión absoluta.

T = Temperatura absoluta.

Para aumentar el área de la película de líquido en dA , debe realizarse una cantidad proporcional de trabajo. La energía de Gibbs de la película aumenta en γdA . El aumento en la energía de Gibbs implica que al movimiento del alambre móvil se opone una fuerza F . Si el alambre se mueve una distancia dx , el trabajo realizado es $F dx$. Estos dos aumentos de energía son iguales, por lo que:

$$F dx = \gamma dA \quad (3.9)$$

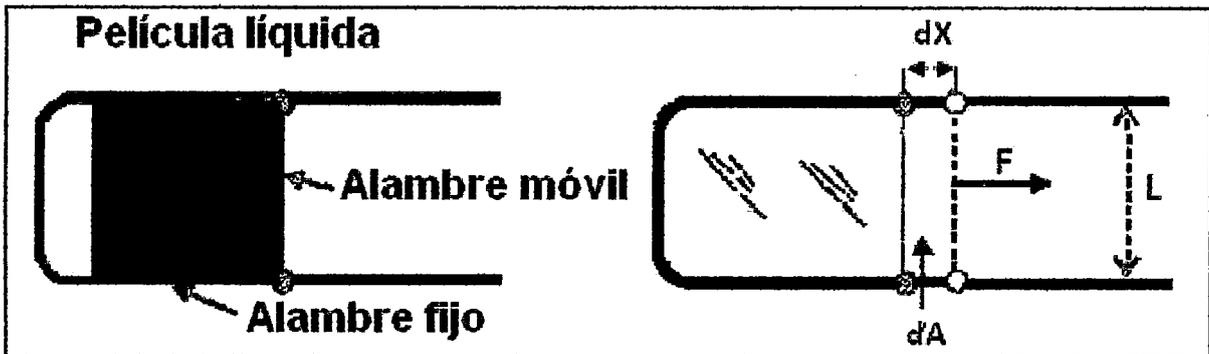
Si "L" es la longitud de la parte móvil, el aumento en área, como la película tiene dos lados, es $2 (L dx)$. Por lo tanto la tensión superficial del líquido puede expresarse como:

$$\gamma = \frac{F}{2L} \quad (3.10)$$

La tensión superficial actúa como una fuerza que se opone al aumento en área del líquido. Las unidades son: N/m, dinas/cm, Joules/m². En la figura 3.6 se muestra la ilustración del concepto de tensión superficial de un líquido.

¹² [http://es.wikipedia.org/wiki/flotacion.\(proceso\)](http://es.wikipedia.org/wiki/flotacion.(proceso)).

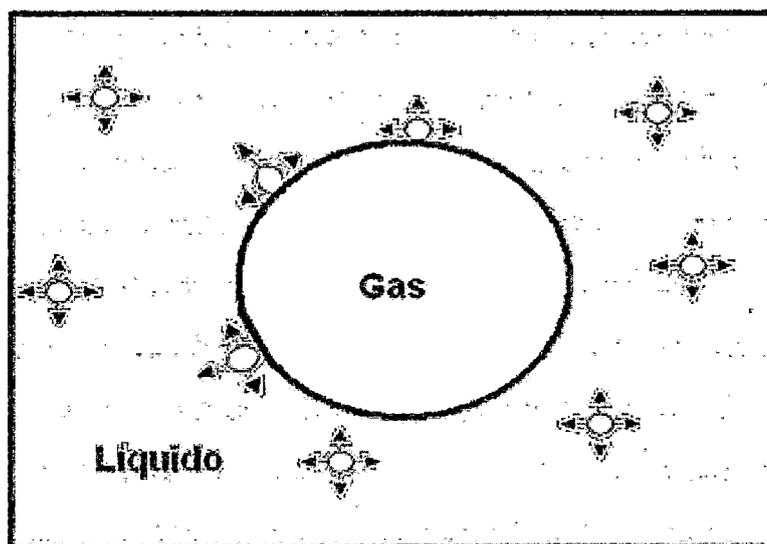
FIGURA 3.6
TENSION



Fuente: Karina Arburo-Xstrata Ccopper.

En una burbuja inmersa en un líquido, cada átomo o molécula en el interior de una fase tiene uniones semejantes con sus vecinos. En la interfase faltan aproximadamente la mitad de las uniones, lo que genera una fuerza resultante dirigida hacia el interior del gas y una cantidad de energía libre cuya magnitud se mide por la tensión superficial. Ver figuras 3.7 y 3.8.

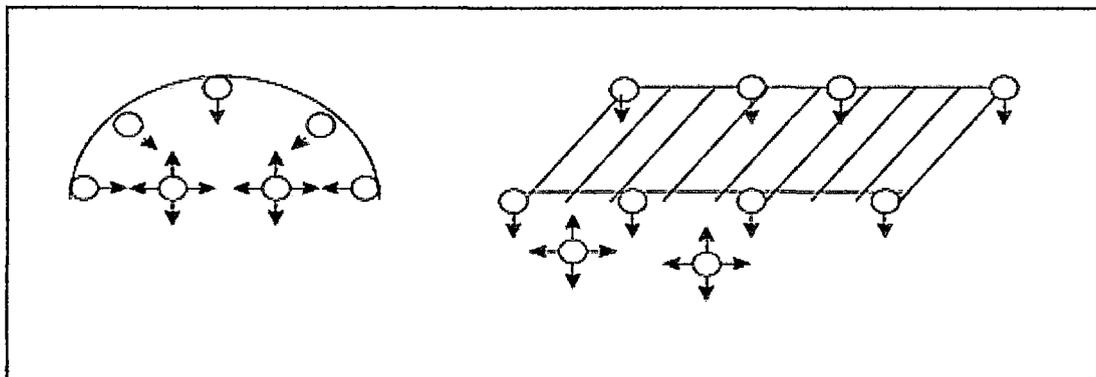
FIGURA.3.7
TENSION SUPERFICIAL DE UNA BURBUJA EN UN LÍQUIDO



Fuente: KarinaArburo-Xstrata Ccopper.

FIGURA.3.8

ESQUEMA DE REPRESENTACIÓN DEL BALANCE DE FUERZA AL INTERIORE DE LA FASE Y DESBALANCE DE FUERZAS EN LA INTERFASE



Fuente: Víctor Conejeros Trujillo, *Procesamiento de minerales*, (2003 pag.39)

Un análisis del equilibrio de presiones en ambos lados de la interface líquido-gas, permite determinar que la presión interna en una burbuja (P_B) es:

$$P_B = P_A + \rho gh + 4 \frac{\gamma}{r} \quad (3.11)$$

Dónde:

ρ = Densidad del líquido

h = Altura a la interface

r = Radio de la burbuja

P_A = Presión atmosférica

g = Constante de gravedad

Cuando se trata de la superficie de sólidos, es más apropiado referirse en términos de energía libre superficial. 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.

b.- FENÓMENOS DE ADSORCIÓN

Se denomina Adsorción al fenómeno de acumulación de materia en una interface, en modo tal que su concentración sea mayor o menor que aquellas de las fases que forman la interface. Cuando la concentración es mayor en la interface se dice que la adsorción es positiva y es negativa en el caso contrario¹³.

La adsorción en una interface es descrita por la ecuación de adsorción de Gibbs como:

$$r_i = -\frac{1}{RT} \left(\frac{dy}{d \ln C_i} \right) \quad (3.12)$$

Dónde:

r_i = Adsorción relativa del componente i (densidad de adsorción).

C_i = Concentración del componente i.

T = Temperatura absoluta.

R = Constante de los gases.

“Si disminuye la tensión superficial la adsorción aumenta” (adsorción positiva).

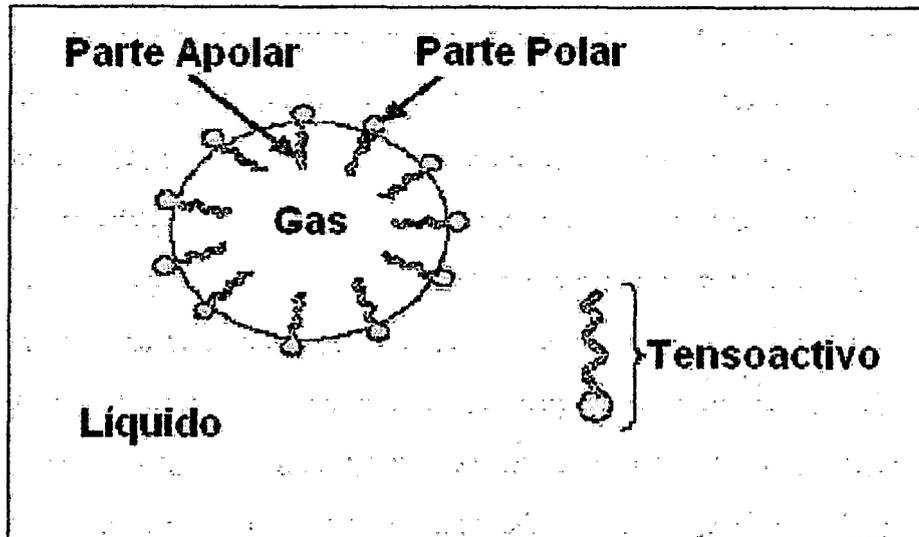
Los dos casos de adsorción de mayor interés en flotación son aquellos en la interfase gas – líquido (aire – agua) y en la interfase sólido – líquido (mineral – agua). También ocurren en la fase gas – sólido (oxidación superficial de minerales).

c.- ADSORCIÓN EN LA INTERFASE GAS – LÍQUIDO

Los compuestos que se adsorben selectivamente en la interface **G-L** se llaman **Tensoactivos** y hacen reducir la tensión superficial. Los reactivos llamados **Espumantes**, generalmente alcoholes, cumplen con este rol. Ver figura 3.9

¹³ (Sutulov A.; Flotación de Minerales; Pag. 41)

FIGURA.3.9
ESQUEMA DE REPRESENTACIÓN DEL BALANCE DE FUERZA AL
INTERIOR DE LA FASE Y DESBALANCE DE FUERZAS EN LA
INTERFASE

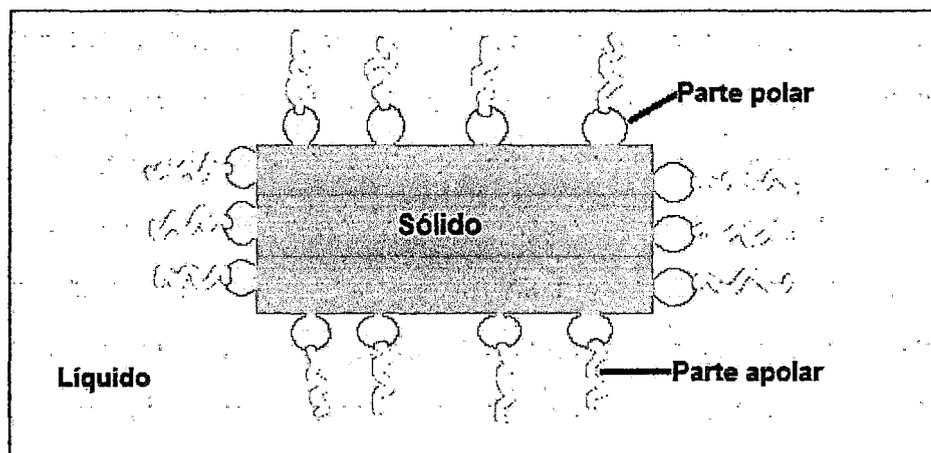


Fuente: Karina Arburo-Xstrata] Ccopper.

d.- ADSORCIÓN EN LA INTERFASE SÓLIDO –LÍQUIDO

Los compuestos que se adsorben en la superficie de los minerales se llaman colectores. Estos producen el fenómeno de hidrofobización artificial de los minerales y en general, el cambio de sus propiedades de mojabilidad. Ver fig. 3.10.

FIGURA 3.10
INTERFASE SÓLIDO – LÍQUIDO



Fuente: Pavés Osvaldo - Concentración de Minerales I, (2006, Pág. 2)

E.- TIPOS DE ADSORCIÓN

- **FÍSICA**

Adsorción de iones de signo contrario (contra iones) por atracción electrostática sin producir cambio químico.

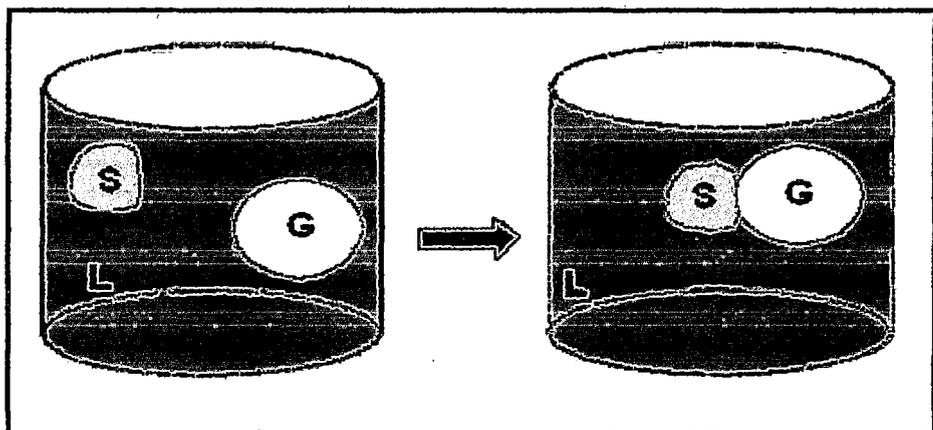
- **QUÍMICA**

Los compuestos adsorbidos pierden su individualidad química y forman nuevos compuestos superficiales. Se distinguen por el intercambio de iones y formación de compuestos insolubles.

3.4.4.1 CONTACTO ENTRE LAS TRES FASES, (S - L - G)

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). Como se muestra en la figura 3.11

FIGURA 3.11
**REPRESENTACION DE CONTACTO ENTRE LAS TRES FASES (S-
L-G)**



Fuente: Karina Arburo-Xstrata Ccopper.

Las energías interfaciales " γ " de las tres fases en equilibrio se pueden relacionar por la ecuación de Young, con el ángulo de contacto " θ ":

$$\gamma_{SG} = \gamma_{SL} + \gamma_{LG} \cos \theta \quad (3.13)$$

El cambio de energía libre por unidad de área correspondiente al proceso de unión (desplazamiento del agua por la burbuja de aire) se expresa por la ecuación de Dupre:

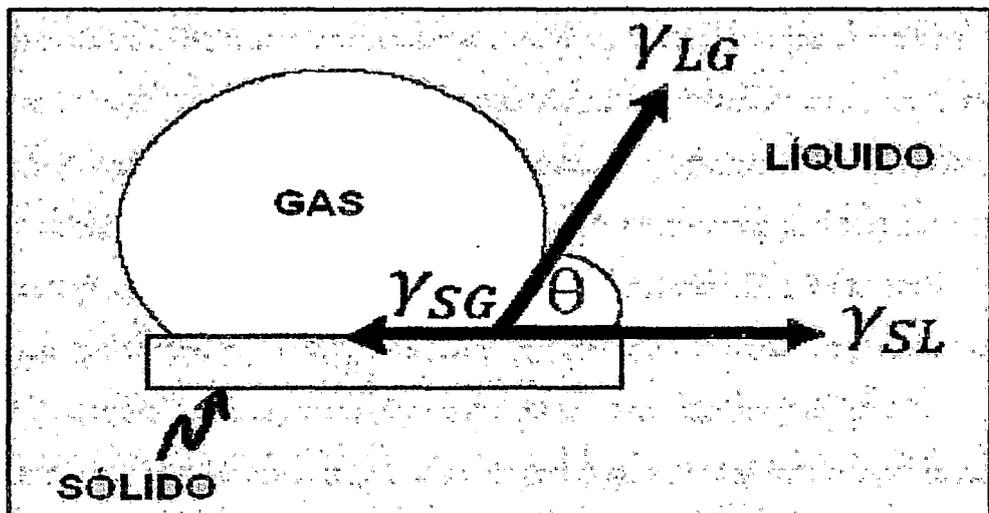
$$\Delta G = G_f - G_i = \gamma_{SG} - (\gamma_{SL} + \gamma_{LG}) \quad (3.14)$$

Al sustituir la ecuación de Young en esta ecuación, es posible expresar la energía libre en términos del ángulo de contacto θ :

$$\Delta G = \gamma_{LG}(\cos \theta - 1) \quad (3.15)$$

A continuación se muestra la figura 3.12, representación matemática de contactos entre las 3 fases.

FIGURA 3.12
REPRESENTACION MATEMATICA DE CONTACTOS ENTRE LAS
3 FASES



Fuente: Karina Arburo-Xstrata Ccopper.

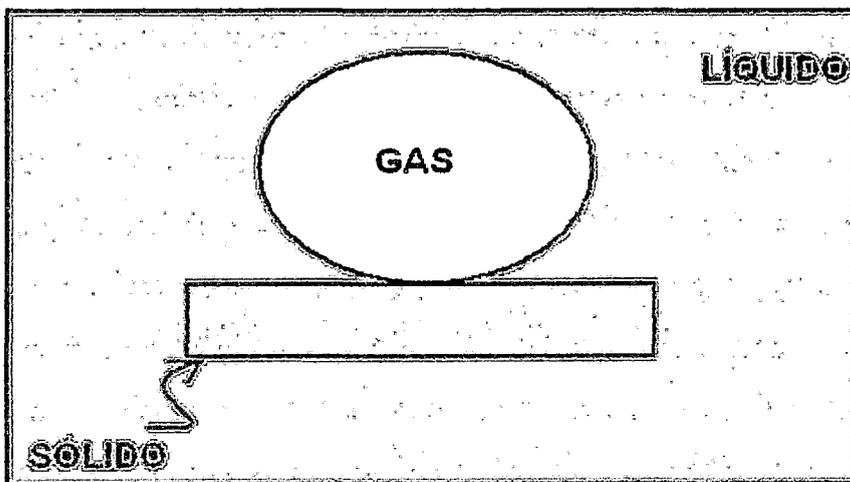
3.4.4.2 ÁNGULO DE CONTACTO θ

Es de suma importancia porque relaciona en forma cuantitativa las propiedades hidrofóbicas de un mineral con su flotabilidad. Si el sólido es hidrofóbico, ya sea en forma natural o por la adsorción de un colector en su superficie, la película de líquido retrocede hasta una posición en la que las tres tensiones superficiales se encuentren en equilibrio. El ángulo que se genera entre las tensiones interfaciales σ_{LG} y σ_{SL} , se llama ángulo de contacto¹⁴.

A mayor ángulo de contacto, mayor es la variación de la energía libre y, por lo tanto, el proceso de adhesión partícula – burbuja es más espontáneo.

Cuando no hay contacto entre las tres fases, θ es cero y, por el contrario, cuando es máxima la afinidad, θ es 180° . A continuación se tiene la representación del ángulo de contacto de afinidad nula y máxima afinidad, ver figuras 3.13 y 3.14

FIGURA 3.13
CONTACTO DE AFINIDAD NULA

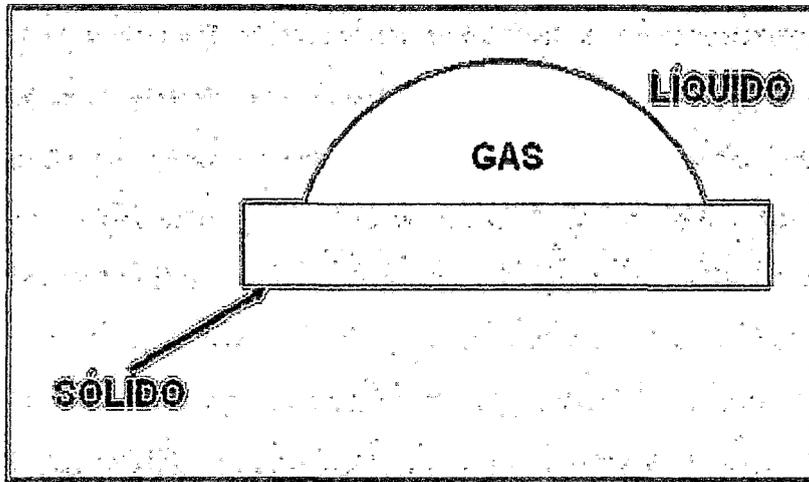


a) $\theta = 0^\circ \Rightarrow$ afinidad nula

Fuente: Karina Arburo-Xstrata Ccopper.

¹⁴ (Ballester A.; Metalurgia Extractiva; Pag 91-91)

FIGURA 3.14
CONTACTO CON MAXIMA AFINIDAD



b) $\theta = 180^\circ \Rightarrow$ máxima afinidad

Fuente: Karina Arburo-Xstrata Ccopper.

3.5 MECANISMO Y CINÉTICA DE LA FLOTACIÓN

3.5.1 MECANISMO DE LA FLOTACION

Para estudiar el mecanismo de la flotación es suficiente, en principio, enterarse con todo detalle de lo que sucede entre una partícula de mineral y una burbuja de aire para que ellos formen una unión estable.

Con respecto a las partículas de minerales, es sabido que pocas de ellas tienen propiedades hidrofóbicas suficientemente fuertes como para que puedan flotar. En primer lugar, en la gran mayoría de los casos hay que romper enlaces químicos (covalentes e iónicos principalmente) para efectuar la liberación del mineral. Esto inmediatamente lleva a la hidrofiliación de las superficies minerales, o mejor dicho a su hidratación. Esto bien puede no suceder, pero en todo caso, hay que considerar la diferencia que existe entre una red cristalina teórica y una red real con todas sus imperfecciones. Se ha

comprobado que las trizaduras y desórdenes iónicos aumentan la hidratación superficial de las partículas minerales.

En resumen, es necesario hidrofobizar las partículas minerales en la pulpa para hacerlas flotables. Esto se efectúa con los reactivos llamados colectores, que son generalmente compuestos orgánicos de carácter heteropolar, o sea, una parte de la molécula es un compuesto evidentemente apolar (hidrocarburo) y la otra es un grupo polar con propiedades iónicas.

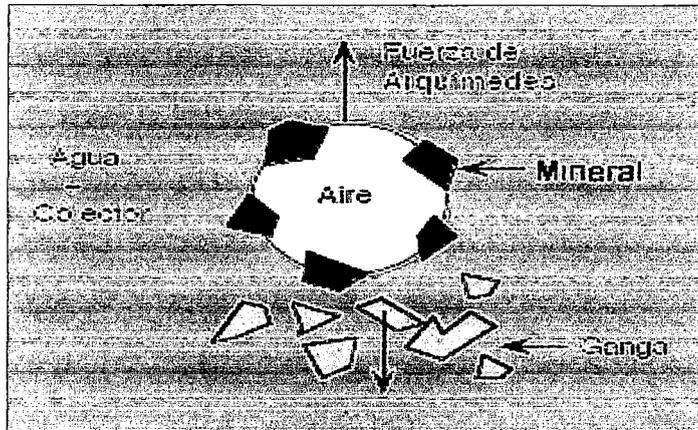
Para facilitar la adsorción de estos reactivos sobre la superficie de las partículas minerales hay que crear condiciones favorables en la capa doble de cargas eléctricas, lo que se hace con los reactivos llamados modificadores. Estos disminuyen el potencial de la capa doble o, a veces cambian su sentido. De este modo se crean condiciones favorables para la adsorción de los colectores: disminución del potencial o, todavía mejor, el punto isoeléctrico (potencial cero).

La partícula mineral queda cubierta por el colector que se afirma en su red cristalina por medio de su parte polar, proporcionándole con la parte apolar propiedades hidrofóbicas. Sobre el mecanismo de adsorción de los colectores, hasta la fecha no hay opinión unánime de si se trata de un mecanismo de adsorción física o química. La evidencia experimental ofrece ejemplos de ambos tipos, por lo que cada caso particular tiene que considerarse aparte¹⁵.

El otro componente del futuro agregado partícula - burbuja (Ver Fig.3.15) es la burbuja de aire. Esta es necesaria para: 1) recoger las partículas en la pulpa, 2) transportarlas hacia la superficie. El transporte se efectúa mediante la fuerza de empuje (ley de Arquímedes).

¹⁵ (Sutulov A.; Flotación de Minerales; Pag. 52 y 59)

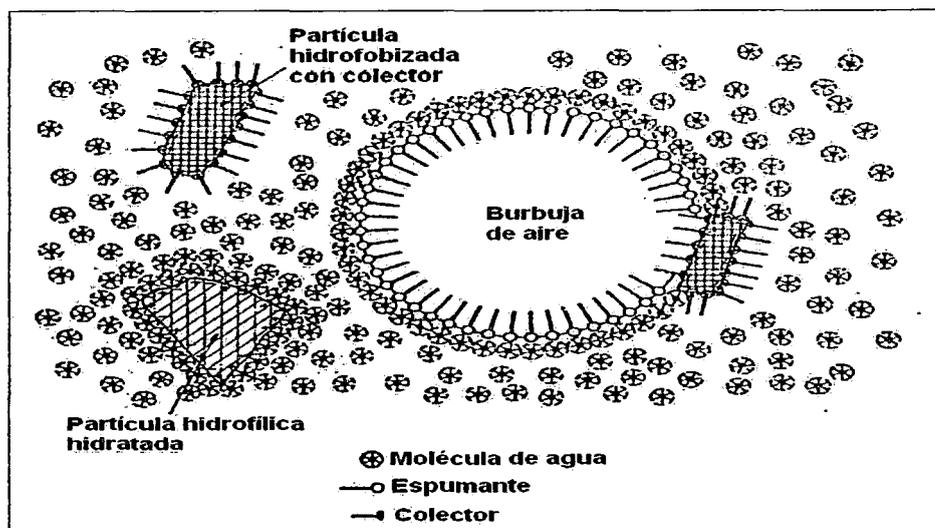
**FIGURA 3.15
AGREGADO PARTÍCULA - BURBUJA**



Fuente: Fuente: Jean – Louis Salguer y Ana Forgearini De la Cruz- *Fundamentos de Flotación* (2007 – Pág. 3).

Las experiencias con inyección directa de aire en la pulpa generalmente dan resultados negativos si no se emplea un espumante, por cuanto el aire se distribuye en forma dispareja, las burbujas son inestables y se asocian unas con otras. Al agregar el espumante, se estabilizan, se obtiene el tamaño deseado y la dispersión del aire es pareja. Ver figura 3.16 que representa la mineralización de las burbujas de aire.

**FIGURA .3.16
MINERALIZACIÓN DE LAS BURBUJAS DE AIRE**



Fuente: Alexander Sutolov *Flotación De Minerales* (1963 Pág. 52).

Como es fácil comprender, cada burbuja se puede considerar como el contacto de dos fases, líquido y gas, igual que en el caso discutido de un líquido en equilibrio con la atmósfera. De este modo, por las razones ya explicadas y en cumplimiento de la segunda ley de la termodinámica, los espumantes, que son reactivos tensoactivos, se adsorben selectivamente en la interface gas-líquido. Las partes polares de estos compuestos tensoactivos se orientan hacia el agua y la parte polar hacia la burbuja misma.

Las partículas y burbujas están en una constante agitación, debida a los rotores de las máquinas de flotación, de modo que para realizar su unión son necesarios 1) su encuentro, y 2) condiciones favorables para formar el agregado. El encuentro se realiza por el acondicionamiento y la agitación dentro de la máquina misma.

El contacto permanente entre la partícula y la burbuja de gas es el punto más débil de la teoría de la flotación.

Los conceptos de las condiciones que determinan la unión estable entre la partícula y la burbuja son los siguientes: no hay problemas en explicar el acercamiento de la burbuja y la partícula hasta el punto en que la película de agua que las separa queda muy fina. En este momento, la partícula, para acercarse más a la burbuja tiene que superar lo que se considera una barrera energética. Para las partículas hidrofílicas, en que la asociación de la partícula con las moléculas de agua es muy firme, esta barrera nunca se supera y las partículas no flotan. Para las partículas hidrofóbicas, la barrera queda repentinamente rota por fuerzas todavía no bien conocidas, permitiendo un contacto trifásico.

En realidad, el mecanismo no es tan simple como parece. En primer lugar, la película de agua nunca se rompe hasta el fin y la partícula queda siempre cubierta por una película de moléculas de agua, de unas 10 moléculas de grosor que participan en las asociaciones

posteriores. Esta película de agua tiene propiedades totalmente distintas a las del agua en masa. Por ejemplo, es mecánicamente más firme y más dura que la asociación común de moléculas de agua. Tiene no sólo mayor viscosidad sino que es considerada mecánicamente dura hasta tal punto que se le atribuyen propiedades de un sólido. De este modo, el contacto real entre la partícula y la burbuja es trifásico, solo si consideramos esta finísima película de agua como un sólido.

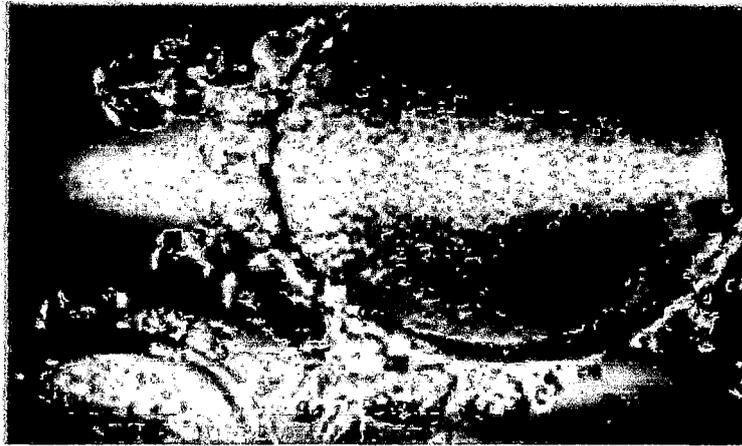
Es imposible evitar esta película, porqué incluso si se supone que el sólido no la lleva consigo, al acercarse a la burbuja, dentro de ésta existe vapor de agua que se condensa formando sobre la superficie del sólido, una finísima película que impide su contacto directo con el aire.

Los conceptos modernos de la dinámica del contacto entre la burbuja y la partícula consideran que el encuentro entre ambas se efectúa del modo como ocurre la colisión entre dos cuerpos elásticos.

Esto significa que los cuerpos chocan y rebotan. Se a podido observar el hundimiento de la burbuja cuando es chocada por la partícula y el rebote elástico de esta última. La partícula, en Seguida, vuelve nuevamente a chocar con las burbujas hasta que se encuentra con la que tiene condiciones energéticas y eléctricas para asociarla.

Este mecanismo, entonces, contempla como factores de importancia, el tamaño de la partícula (fuerza dinámica) y su mojabilidad (condiciones eléctricas). Ver figura 3.17 donde se muestra la dinámica del contacto entre la burbuja y la partícula.

FIGURA 3.17
ADHESIÓN DE PARTÍCULAS DE CALCOPIRITA A LA BURBUJA
DE AIRE



Fuente:

<http://www.es.scribd.com/doc/17105074/flotaci3ndeminerales>

3.5.2 TERMODINAMICA DE LA FLOTACI3N

Como se ha visto, el fen3meno de la flotaci3n se explica, entonces, en base a las propiedades hidrof3bicas de las part3culas que tienen facilidad de adherirse y formar uniones estables con las burbujas de aire, anteriormente preparadas con ayuda de un espumante adecuado. Sin embargo, la gran interrogante de todo el proceso es: cu3l es la fuerza que hace posible la uni3n entre la burbuja y la part3cula.

Durante la flotaci3n existe un sistema relativamente inestable de dos grupos, es decir burbujas separadas y part3culas de mineral, se convierten en un sistema relativamente estable; en este caso un grupo mineral – burbuja. La probabilidad de que ocurriera o no este proceso, se puede estimar mediante el uso de la segunda ley de la termodin3mica.

De acuerdo a la segunda ley, cualquier proceso o reacci3n, puede ocurrir espont3neamente, solo en la direcci3n que corresponda 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 proceso¹⁶.

Considerando la probabilidad de formación de grupo burbuja – mineral, las energías libres que debemos considerar son aquellas de las interfases:

1. Solido-gas (s-g)
2. Solido-liquido (s-l)
3. Liquido-gas (l-g)

La cantidad de energía libre, se determina mediante la suma de las energías libres sobre las áreas de las correspondientes interfaces.

La reserva de energía libre (G_1) en el sistema, antes de la adherencia o unión, está dada por:

$$G_1 = A_{lg}\gamma_{lg} + A_{sl}\gamma_{sl} \quad (3.16)$$

Dónde:

A_{lg} = Área de la interfase líquido – gas.

γ_{lg} = Energía superficial (ergios por cm^2) de la interface líquido-gas.

A_{sl} = Área de la interfase sólido- líquido.

γ_{sl} = Energía superficial (ergios por cm^2) de la interface sólido- líquido.

¹⁶ (Sutulov A.; Flotación de Minerales; Pag. 54)

El balance de la energía libre (G_2) en el sistema después de la adhesión, para un área de 1 cm^2 , está dado por:

$$G_2 = (A_{lg} - 1)\gamma_{lg} + \gamma_{sg} \cdot 1 + (A_{sl} - 1)\gamma_{sl} \quad (3.17)$$

Si $G_1 > G_2$, se concluye que se ha producido una reducción en energía libre, por unidad de área, correspondiente al proceso de adhesión partícula-burbuja, esta reducción de energía libre esta expresada por la ecuación de Dupre:

$$G_2 - G_1 = \Delta G = \gamma_{sg} - \gamma_{sl} - \gamma_{lg} < 0 \quad (3.18)$$

En esta forma particular, no se puede utilizar para los cálculos, porque no se conoce los valores de la tensión superficial para la fase sólido – líquido y sólido- gas. Sin embargo podemos medir el ángulo de contacto θ , por la ecuación de Young, la misma que esta expresada en la ecuación 3.13.

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

De donde:

$$\gamma_{lg} \cos \theta = \gamma_{sg} - \gamma_{sl} \quad (3.19)$$

Sustituyendo los valores del lado izquierdo de la ecuación (3.19) en la ecuación (3.18) se obtiene:

$$\Delta G = \gamma_{lg}(\cos \theta - 1) < 0 \quad (3.20)$$

En la ecuación (3.20) para: $\theta = 0^\circ$, $\Delta G = 0$ y para $\theta > 0^\circ$, $\Delta G < 0$.

De aquí entonces, que minerales cuyo ángulo de contacto con el agua sea cero, han sido definidos como hidrofílicos y termodinámicamente no flotables. Lo contrario es aplicable a minerales con ángulo de

contacto mayor que cero sin embargo, debe dejarse en claro que el ángulo de contacto es una condición termodinámicamente o de equilibrio de sistema.

La ecuación (3.20) sirve para un área de contacto de 1cm^2 . Si se considera la deformación de la burbuja y sus cambios de superficie entonces:

$$\Delta G^1 = \left(\frac{G_1 - G_2^1}{A_{sg}} \right) = \gamma_{lg} \left(\frac{A_{lg} - A_{lg}^1}{A_{sg}} - \cos \theta \right) \quad (3.21)$$

Dónde:

A_{lg}^1 = Superficie de agua que rodea la burbuja después de la adhesión.

G_2^1 = Energía libre del sistema después de la adhesión, considerando la deformación de la burbuja.

Ambas ecuaciones (3.20) y (3.21), 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 (3.20) y (3.21), también indican que el decrecimiento de energía libre en el sistema depende de γ_{lg} .

3.5.3 CINÉTICA DE LA FLOTACION

La cinética de flotación es el estudio de la variación de la cantidad de espumas producidas en el overflow en un tiempo de flotación y la identificación cuantitativa de todas las variables que controlan la velocidad de flotación.

La cinética de flotación de minerales puede caracterizarse por la variación en el tiempo de la cantidad de producto transportado por las espumas.

Es posible relacionar el tiempo de dicha flotación con la cantidad de mineral flotado. El tipo de ecuación que describe el fenómeno, se deduce de presunciones basadas en la teoría, o bien sea de hechos establecidos por el mecanismo de la flotación de minerales, o sobre todo por las observaciones empíricas.

La cinética de flotación tiene como objetivo, determinar la forma de ecuación de la velocidad de flotación y los efectos cuantitativos de las variables principales sobre los parámetros de la cinética¹⁷.

Existen varios métodos que permiten determinar la ecuación de la cinética de la flotación, y a continuación tenemos los más importantes:

1. El método empírico.
2. El método semi - empírico de García Zúñiga.
3. El método Analógico.
4. El método analítico.

De los métodos mencionados, para el presente trabajo se tomara en cuenta el método Semi- empírico.

El método semi - empírico de García Zúñiga. Siendo el de mayor aplicación práctica, que consiste en utilizar una ecuación diferencial, que integrada entre ciertos límites origina una ecuación que representa los resultados experimentales como la propuesta por **Humberto García Zúñiga**, quien dedujo que la recuperación en el proceso de flotación es una función exponencial del tiempo.

Muchos investigadores definieron una constante de velocidad correspondiente a velocidad específica de una reacción de primer grado, partiendo de una ecuación general:

¹⁷ (Sutulov A.; Flotación de Minerales; Pag. 62)

$$\frac{dc}{dt} = -K_n C^n \quad (3.22)$$

Dónde:

$\frac{dc}{dt}$ = variación de la concentración con respecto al tiempo.

C = Es la concentración de material flotable.

n = Es el orden de la reacción.

K = Es la constante de velocidad de la ecuación.

Para n = 1 la integración de la ecuación (3.22) resulta:

$$\frac{dc}{dt} = -K_n C^1$$

Sabiendo que:

$$C = C_0 \text{ cuando } t = 0$$

$$C = C_t \text{ cuando } t = t$$

Integrando tenemos:

$$\int_{C_0}^{C_t} \frac{dC}{C} = K_1 \int_0^t dt$$

(2.23)

$$\ln\left(\frac{C_t}{C_0}\right) = K_1 t \Rightarrow C_t = C_0 e^{(-k_1 t)} \quad (3.24)$$

Entonces resulta la siguiente ecuación:

$$C_t = C_0 e^{(-k_1 t)} \quad (3.25)$$

Dónde:

C_t = Concentración en un instante de tiempo.

C_0 = Concentración inicial de la especie que es flotable.

t = tiempo de flotación.

Si el tiempo de flotación se prolonga indefinidamente, se encontrara que no flotara todo el material que debería flotar, en otras palabras la recuperación no será al 100%. Corrigiendo la ecuación (3.22), se tiene:

$$\frac{dc}{dt} = -K(C - C_{\infty}) \Rightarrow \int \frac{dc}{(c - C_{\infty})} = -k \int dt \quad (3.26)$$

Dónde:

C_{∞} = Es la concentración de material que no flotara aun en un tiempo de flotación infinitamente prolongado.

Integrando la ecuación 3.26 se obtiene:

$$\frac{C - C_{\infty}}{C_0 - C_{\infty}} = e^{-kt} \quad (3.27)$$

La recuperación de especie valiosa en un instante de tiempo está dado por:

$$R_t = \frac{C_0 - C}{C_0} \quad (3.28)$$

De la ecuación 3.28. Se tiene:

$$C = C_0(1 - R_t) \quad (3.29)$$

La recuperación en un tiempo de flotación indefinidamente prolongada (R_{∞}) esta dada por:

$$R_{\infty} = \frac{C_0 - C_{\infty}}{C_0} \quad (3.30)$$

De donde:

$$C_{\infty} = C_0(1 - R_{\infty}) \quad (3.31)$$

Sustituyendo la ecuación 3.29 y 3.31 en la ecuación 3.27.

Se tiene:

$$R_t = R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \quad (3.32)$$

Dónde:

R_t = Recuperación acumulativa en tiempo "t".

R_{∞} = Recuperación que es asintótica (línea recta que se acerca indefinidamente a una curva), cuando "t" tiende al infinito.

K = Constante de velocidad, que depende de los reactivos y de otras variables.

t = Tiempo acumulativo de flotación (minutos).

La ecuación 3.32. Pertenece al método de primer orden de Humberto García Zúñiga.

Modelo de primer orden de García Zúñiga, Permite ajustar la gran mayoría de los resultados experimentales y calcular la constante de velocidad de flotación.

De la ecuación 3.32 se tiene:

$$\ln \frac{C_0 - C_{\infty}}{C - C_{\infty}} = Kt \rightarrow R_t = R_{\infty}(1 - e^{-kt})$$

Haciendo cambios:

$$\frac{R_t}{R_\infty} = 1 - e^{-kt} \quad (3.33)$$

$$\frac{R_t}{R_\infty} - 1 = -e^{-kt} \quad (3.34)$$

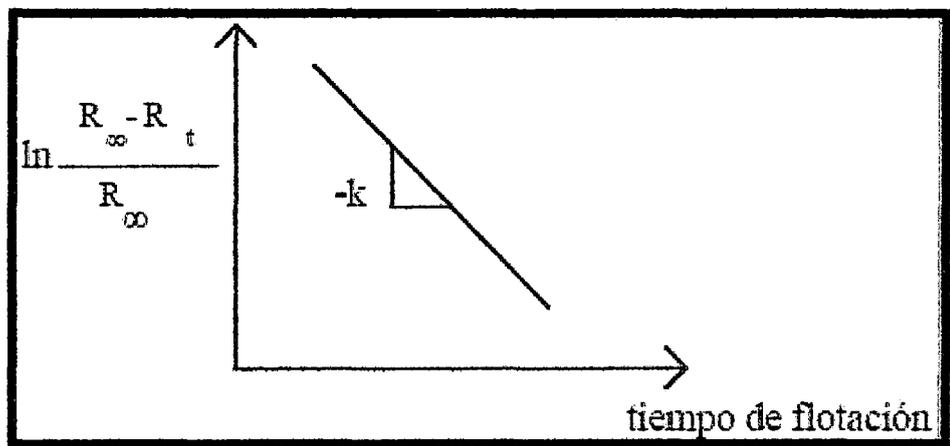
$$1 - \frac{R_t}{R_\infty} = e^{-kt} \quad (3.35)$$

$$\frac{R_\infty - R_t}{R_\infty} = e^{-kt} \quad (3.36)$$

$$\ln\left(\frac{R_\infty - R_t}{R_\infty}\right) = -kt \quad (3.37)$$

A continuación se muestra el gráfico de la determinación del valor de "K". Ver figura 3.18

FIGURA 3.18
GRAFICO DE LA DETERMINACION DEL VALOR DE K



Fuente: Sergio Castro - Juan Antonio García Flotación (2003 pag.40).

3.6 REACTIVOS DE FLOTACIÓN POR ESPUMAS

La mayoría de los minerales son naturalmente hidrofílicos. Para lograr separarlos por flotación, la superficie de algunos debe ser selectivamente transformada en hidrofóbica. Esto se logra regulando la química de la solución y agregando reactivos que se adsorban selectivamente en dicha superficie

entregándole características hidrófobas. Estos reactivos se denominan colectores.

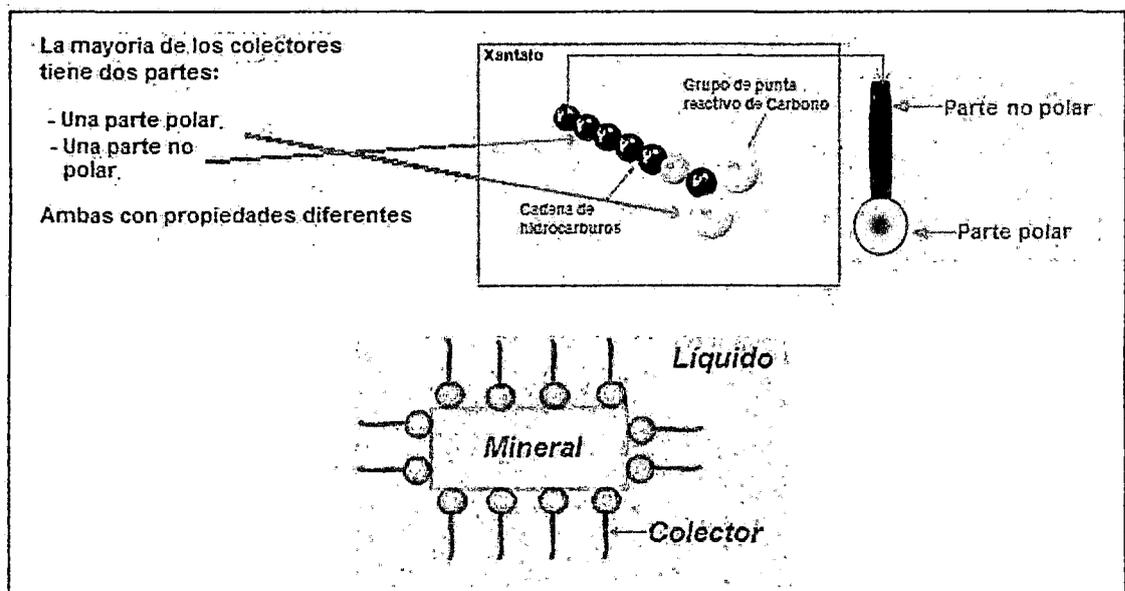
Otros minerales se pueden tornar hidrofóbicos sin el uso de colectores, ya que, por ejemplo, la adición de grandes concentraciones de sulfuro de sodio a minerales sulfurados puede generar superficies hidrofóbicas (al reemplazar productos de oxidación e hidratación superficiales) posibilitando su flotación¹⁸.

3.6.1. COLECTORES

Compuestos orgánicos cuya función es tornar hidrofóbicas las superficies de los minerales. Los más comunes son iónicos siendo compuestos heteropolares solubles en agua. Su grupo polar es la parte activa que se adsorbe (física o químicamente) en la superficie de un mineral. La parte apolar se orienta hacia la fase líquida, sin interactuar con ésta.

En la figura 3.19 se representa el colector y su interacción con el mineral.¹⁹

FIGURA.3.19
COLECTOR Y SU INTERACCION CON EL MINERAL



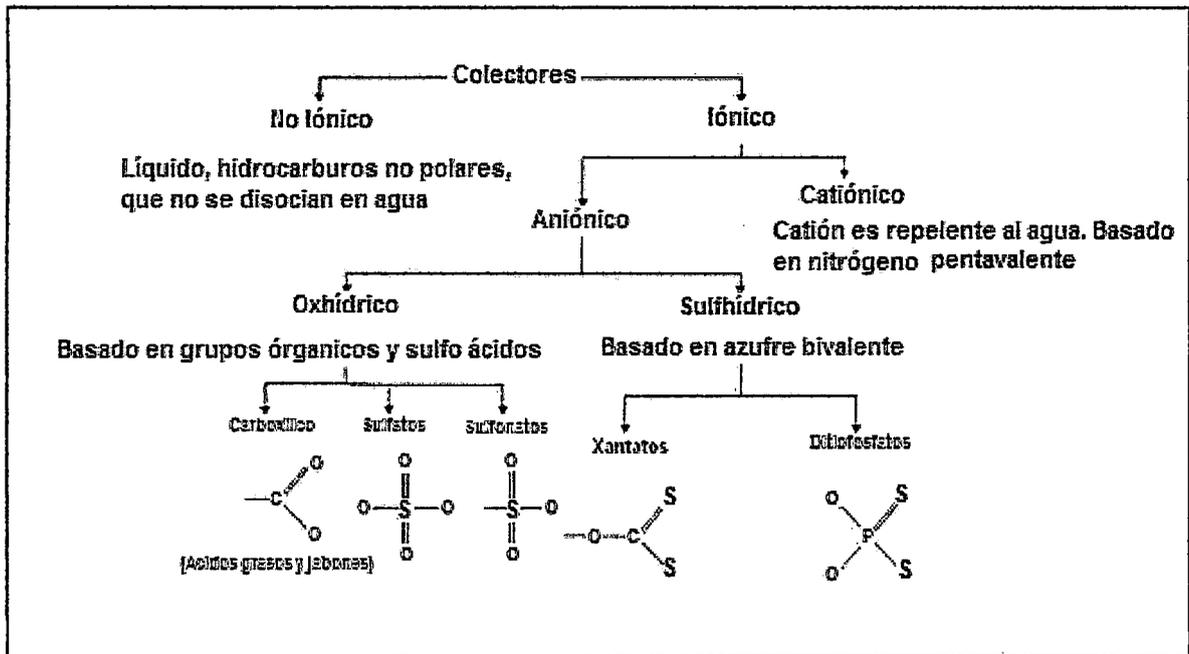
Fuente: <http://www.slideshare.net/nlinaresg/capitulo-ii>.

¹⁸ [http://es.wikipedia.org/wiki/flotacion.\(proceso\)](http://es.wikipedia.org/wiki/flotacion.(proceso)).

¹⁹ (Sutulov A.; Flotación de Minerales; Pag. 67)

Los colectores iónicos son los más comunes, en diversas subcategorías. Existen también colectores no polares (no ionizados). En la figura 3.20 se muestra la clasificación de los reactivos-colectores.

FIGURA 3.20
CLASIFICACIÓN DE REACTIVOS - COLECTORES

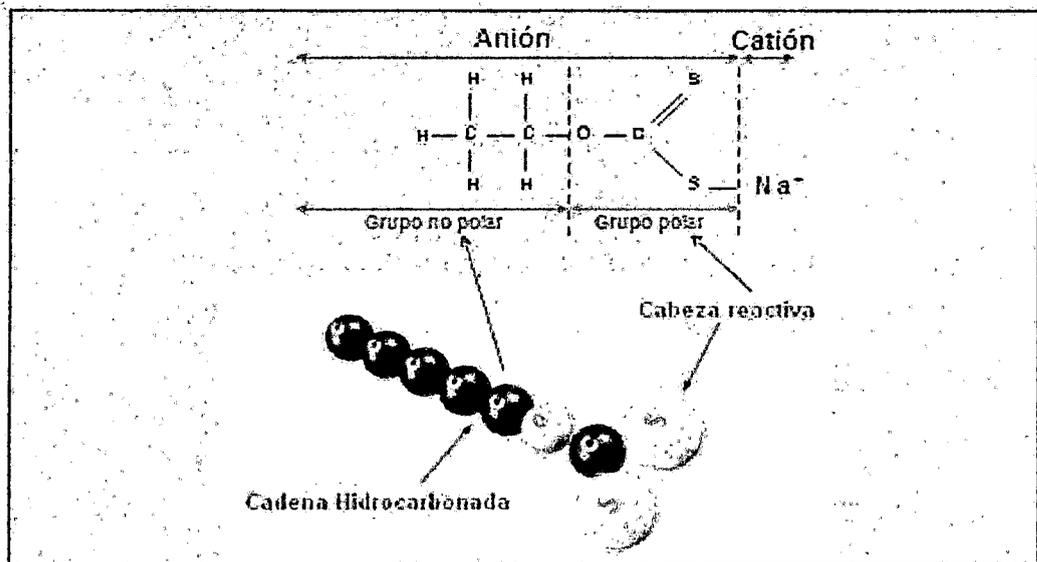


Fuente:<http://www.slideshare.net/nlinaresg/capitulo-ii>.

COLECTORES ANIÓNICOS (constituyen la mayoría)

Estos colectores se disocian de modo que sus radicales junto con el grupo polar constituyen un anión (-), dejando en la solución un catión que puede ser sodio (Na^+), potasio (K^+), calcio (Ca^+) o el mismo hidrógeno. En la figura 3.21 se representa la estructura de un colector..

FIGURA 3.21
ESQUEMA ESTRUCTURAL DE UN COLECTOR.



3.6.2 TIPOS DE COLECTORES

3.6.2.1 COLECTORES SULFIDRICOS (basados en azufre bivalente)

3.6.2.2 XANTATOS

Los Xantatos son Productos sólidos usados en la flotación de minerales sulfurados y metálicos. Los componentes básicos son: El Bisulfuro de Carbono, la Soda o Potasa Cáustica y un determinado Alcohol; el cual, le otorga las propiedades colectoras en el circuito de Flotación para los minerales metálicos y polimetálicos. Todos los Xantatos son solubles en agua, usualmente se alimentan como soluciones en concentraciones del 5 al 20% en peso.

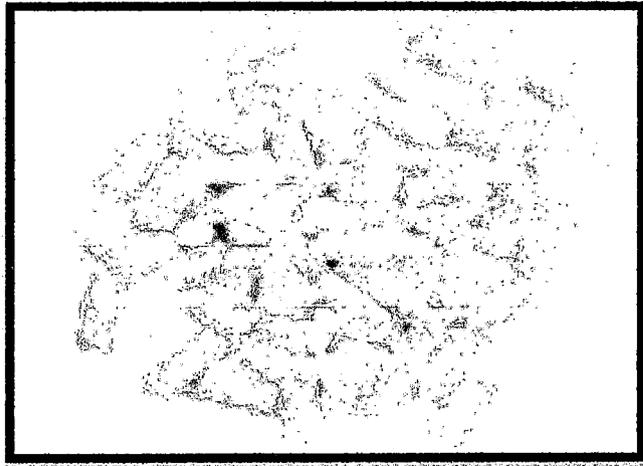
Los xantatos son sustancialmente no espumantes y por lo tanto pueden emplearse en cualquier cantidad necesaria, sin peligro de producir espumación excesiva. Esto hace posible que mediante el uso de agentes espumantes no colectores en combinación con los xantatos, se logre un control altamente flexible y separado de la acción colectoras

y espumante, lo cual es una gran ventaja para mantener las condiciones adecuadas de flotación durante los cambios de mineral.

Estos reactivos son ampliamente usados para todos los minerales sulfurados, con una tendencia fuerte a flotar sulfuros de hierro, salvo que se usen depresores. No son empleados en circuitos muy ácidos, porque tienden a descomponerse.

A continuación se indica en la figura 3.22, aspectos de un xantato²⁰.

**FIGURA N° 3.22
ASPECTO DE UN XANTATO**



Fuente: <http://www.slideshare.net/nlinaresg/capitulo-II>.

Los xantatos son de uso muy generalizado en la flotación de sulfuros. Algunos xantatos son los siguientes:

➤ **XANTATO ETILICO DE POTASIO**

Es el Reactivo de mayor selectividad por su corta cadena carbonada. Usado generalmente en menas complejas de Ag/PB o Zinc.

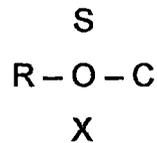
➤ **XANTATO ISOPROPILICO DE SODIO (Z 11)**

Parecido al primero por su cadena carbonada. Es el reactivo más usado en el PERÚ en la flotación de minerales de sulfuro, elementos

²⁰ (Ballester A.; Metalurgia Extractiva; Pag 92-93)

metálicos tales como cobre, plata, oro, cinc y bastantes minerales oxidados de plomo y cobre, también para el tratamiento de minerales polimetálico.

Acontinuacion se muestra la esquema estructural del Z-11



Este xantato debido a su elevado poder colector es empleado en la flotación de minerales complejos de plomo-zinc y cobre-hierro en los cuales los principales minerales sulfurados son calcopirita, calcocita, energita, galena, escalerita, marmatita, pirita y pirrotita. Otra de sus aplicaciones incluye la concentración de cobre nativo, plata, oro y los sulfuros de hierro que contienen cobalto o níquel, así como la recuperación de piritas de hierro.

Se obtiene por la reacción del alcohol isopropílico con el bisulfuro de carbono e hidróxido de sodio. Este xantato ha llegado a ser el más ampliamente usado de todos los xantatos debido a su bajo costo y su elevado poder colector.

➤ **XANTATO ISOBUTILICO DE SODIO**

Colector ampliamente usado para flotar sulfuros de plomo, plata y zinc, también es usado en los circuitos de flotación de cobre con buenos resultados metalúrgicos. Puede sustituir en algunos casos al Xantato Amílico de potasio.

➤ **XANTATO SEC-BUTILICO DE SODIO**

Colector de acción similar al **Xantato Isobutílico de Sodio**, usado en circuitos de Pb o Zinc.

➤ **XANTATO AMILICO DE POTASIO (Z-6)**

Este es el más potente de los xantatos Cyanamid. Es útil en las operaciones que requieren un promotor potente y no selectivo para los minerales sulfurosos. Con frecuencia se usa como promotor en la flotación agotativa que sigue a una celda bulk, donde se utiliza un promotor más selectivo.

Usado generalmente en circuitos de acción rápida y sobre todo en el tratamiento de minerales de Zinc marmatíficos.

Es usado también en circuitos de flotación con una acidez moderada.

Entre otros xantatos conocidos tenemos los siguientes:

Etil xantato de potasio.

Etil xantato de sodio.

Propil xantato de potasio.

Propil xantato de sodio.

Isopropilxantato de potasio.

Butilxantato de potasio.

Butilxantato de sodio.

Hexilxantato de potasio.

Hexilxantato de sodio.

Entre los nuevos tipos de reactivos de flotación se destacan los siguientes:

Nuevos grupos polares: ácidos fosfónicos y sus sales, ácidos grasos sulfonados, hidroxamatos, oximas, etc.

Combinación de dos o más grupos polares, unidos al mismo hidrocarburo de cadena larga. Las combinaciones usadas en flotación incluyen amino-carboxilatos y amida-sulfonatos.

3.6.2.3 DITIOFOSFATOS

Existen colectores Líquidos y Acuosos, diferenciándose uno del otro, porque un grupo presenta ácido cresílico y los otros un determinado alcohol. Estos reactivos se usan generalmente para flotar minerales sulfurados conteniendo Plata, así como para otros tipos de minerales en circuitos alcalinos.

Todos los Ditiofosfatos se usan en soluciones cuya concentración es evaluada en el laboratorio, con excepción de los Ditiofosfatos **AR-125** y **AR-131**, los que son insolubles en agua.

En la figura 3.23, se representa el aspecto de los ditiofosfato.

FIGURA 3.23
REPRESENTACION DE UN DITIOFOSFATO



Fuente: <http://www.slideshare.net/nlinaresg/capitulo-II>.

I. DITIOFOSFATOS LIQUIDOS

➤ **AR-125**

Colector de acción rápida, usado en los circuitos de flotación de plata/plomo especialmente en las celdas unitarias. Actúa muy bien en circuitos neutros y alcalinos, tiene buena sinergia en los Xantatos.

➤ **AR-131**

Colector preferido en la recuperación de plata/plomo por su grado de selectividad.

➤ **AR-1242**

Es el más selectivo entre los tres, generalmente en aquellos circuitos de donde se requiere recuperar la mayor cantidad de plata, otra particularidad de este reactivo es que también puede usarse en los circuitos de flotación de zinc.

II. DITIOFOSFATOS ACUOSOS

➤ **AR-1208**

Es un colector que es usado en circuitos de flotación de cobre, plomo y plata. donde la selectividad del zinc es deseada.

➤ **AR-1211**

Colector con buena sinergia cuando actúa con el Xantato Isopropílico de Sodio, a fin de reducir consumo y obtener una mejor recuperación de los minerales valiosos, tales como marmatita y esfalerita.

➤ **AR-1238**

Colector usado en la flotación de sulfuros de cobre - plata, por su selectividad al sulfuro de hierro. También es usado en los circuitos de Scavenger, mejorando la recuperación de los valores que se pierden en el relave.

➤ **AR-1404**

Este colector actúa bien en circuitos débilmente ácidos (**pH de 6 a 7**). En combinación con el **AR-1242** forma una mezcla sinérgica de mejor acción para la recuperación de cobre, plomo y zinc.

➤ **AR-1477**

Colector de excelente sinergia con los Xantatos, al ser usado como un colector secundario en la recuperación de plomo, plata, cobre y oro.

III. DITIOFOSFATOS DE SODIO

Colector de alta selectividad debido a su corta cadena carbonada, usado en cualquier circuito de flotación, donde la molienda es fina.

Ampliamente usado en circuitos alcalinos para minerales empañados y secundarios de Cobre, Plomo, Zinc y metales preciosos; Excelente colector para pirita y pirita aurífera en circuitos ácidos; es más selectivos que los Xantatos, contra los sulfuros de Hierro, en circuitos alcalinos y Usualmente se benefician con tiempos más largos de acondicionamiento; motivo por el cual se acondiciona al molino.

La dosificación esta normalmente en el rango de 0.01-0.20 lb. / Ton. (5 o 100 gramos/tonelada métrica). Para máxima selectividad y eficacia, se recomienda adicionarlo sin diluir.

➤ **AR-3322**

Colector desarrollado sobre la base del Ditiofosfato Amílico de Sodio. Este reactivo se usa puro sobre circuitos cobre-molibdeno; siendo una de sus principales virtudes su menor consumo con respecto al Xantato Isopropílico de Sodio y al AP-3302. Además, obtiene recuperaciones buenas de cobre y es buen colector para el molibdeno, siendo muy selectivo frente a la pirita.

➤ **AR-3350**

La particularidad de este colector es su aplicación para la flotación de Zn como un remplazo del **Xantato Isopropilico de sodio**, siendo su característica principal su selectividad frente a la pirita. Este reactivo es un colector secundario que ayuda a obtener mejores grados y recuperaciones.

➤ **AR-G105**

Este colector secundario diseñado especialmente para minerales sulfurados de plomo - plata, caracterizándose por su excelente selectividad frente al fierro y zinc en un circuito de flotación bulk.

3.7. ADSORCIÓN DE LOS COLECTORES

En la interface mineral - solución, los iones colectores pueden adsorberse en la superficie del mineral en forma individual a bajas concentraciones, o en hemimicelas a altas concentraciones del colector. Las micelas son agregados de iones colectores de tamaño coloidal que se forman por uniones de van der Waals entre las cadenas de hidrocarburos del colector. Se forman debido a que las cadenas de hidrocarburos son no iónicas y existe incompatibilidad entre las moléculas polares del agua y las cadenas de hidrocarburos no polares.

Cuando se alcanza una cierta concentración de colector, se produce la asociación de las cadenas de hidrocarburos del colector. Esta concentración se denomina "Concentración Micelar Crítica, CMC".

En estas condiciones las **micelas** van fuera de la solución. Cuando este fenómeno ocurre en la superficie del mineral, estos agregados se llaman **hemimicelas** y los iones colectores son adsorbidos bajo estas condiciones. Se evita esto con la presencia de sales inorgánicas o moléculas orgánicas neutras tales como alcoholes de cadena larga²¹.

Los colectores de una misma familia se distinguen entre si, entre otras cosas, por el número de carbonos de la cadena apolar (radical). Esta característica se relaciona con la capacidad colectora expresada en el ángulo de contacto, como se ilustra en la tabla 3.1 Para los xantatos.

²¹ (Sutulov A.; Flotación de Minerales; Pag. 87)

TABLA 3.1**RADICALES NUMERO DE CARBONES Y ANGULO DE CONTACTO DE COLECTORES.**

RADICAL	Nº DE CARBONES	ANGULO DE CONTACTO
Metil	1	50°
Etil	2	60°
Propil	3	68°
Butil	4	74°
Amil	5	80°
Hexil	6	87°
Reptil	7	90°
Octil	8	94°
Cetil	16	96°

Fuente: Karina Arburo – xstrata Ccopper.

3.7.1. AGENTES MODIFICADORES

Son varios tipos de productos químicos que adsorbidos sobre la superficie del mineral modifican la naturaleza de ésta y con ello su afinidad natural para la fijación del colector o promotor.

Para modificar y normalizar este comportamiento, se usan productos químicos clasificados, de manera general, como Agentes Modificadores. Estos productos químicos se han dividido convenientemente en tres clases generales²²:

A) AGENTES REGULADORES Y DISPERSORES. La función de los reactivos incluidos en este grupo es la de controlar la alcalinidad o acidez y, además contrarrestar el efecto interferente detrimento en las lamas, los coloides y las sales solubles.

En la mayoría de las operaciones de flotación para el tratamiento de menas sulfurosas, así como para muchas menas no-metálicas, se usan circuitos alcalinos o neutros. En casi todas las operaciones de flotación

²² Manual de reactivos de flotacion; Pag. 34-35

se obtiene los mejores resultados cuando se mantiene el pH apropiado. Los reactivos que comúnmente se usan para ajustar el pH son cal y carbonato de sodio para aumentar el pH o la alcalinidad; ácido sulfúrico, y a veces ácido sulfuroso, que acidifica la pulpa o reduce el pH y la alcalinidad.

Como agentes controlantes de lamas y de la ganga se usan, aun cuando con poca frecuencia, agentes reguladores tales como silicato de sodio, sosa caustica, depresor AERO 610, fosfato y reactivo AEROFLOC 550.

Todos estos reactivos ayudan a la selectividad produciendo una acción dispersora o floculante en las lamas y coloides, reduciendo así la tendencia que tienen los coloides y lamas de absorber reactivos e interferir con la formación de películas químicas sobre la superficie de las partículas de mineral en la mena.

Las cantidades de agentes modificadores varían ampliamente desde valores tan bajos como 25 g/TM hasta valores tan altos como 3-5 Kg/TM dependiendo del reactivo utilizado y del problema particular que se trate.

- **CAL.**

La cal es el regulador de alcalinidad y pH que más comúnmente se usa. Generalmente se usa en flotación en forma de cal hidratada $\text{Ca}(\text{OH})_2$. La cantidad de cal que se requiere en la operación varía considerablemente dependiendo del pH deseado y de la cantidad de constituyentes consumidores de cal que se encuentran presentes naturalmente en la mena.

- **SILICATO DESODIO.**

Este reactivo se usa comúnmente para dispersar lamas silicosas y de óxidos de hierro, y a la vez actúa como un depresor de ganga silicosa en la flotación de sulfuros y de no-metálicos.

- **ACIDO SULFURICO.**

No es común el uso del ácido sulfúrico en la flotación de menas sulfurosas. Sin embargo, aún existen unas cuantas plantas de flotación en las cuales toda la mena se acidifica con ácido sulfúrico; o bien solo una porción de la mena, específicamente la porción constituida por las lamas de una mena de cobre, se acidifica con ácido sulfúrico.

- **FOSFATOS.**

Varios fosfatos alcalinos, particularmente pirofosfatos tetrasódico y fosfato trisódico, se usan como dispersantes en la flotación de menas lamosas, especialmente en aquellas que contienen lamas de óxido de hierro que interfieren con la flotación.

B). AGENTES ACTIVADORES: Se usan para hacer tratable la superficie de los minerales con el revestimiento de colector o promotor; en general se adsorben con reacción química.

Los productos químicos de este grupo se usan para realizar la flotación de ciertos minerales que normalmente son difíciles o imposibles de flotar con el solo uso de promotores y espumantes.

El ejemplo clásico de este tipo de productos es el sulfuro de cobre para activar esfalerita y marmatita, los sulfuros de hierro y, en algunos casos, la arsenopirita²³.

- **SULFATO DE COBRE.**

El sulfato de cobre se usa universalmente para la activación de esfalerita, que no responde fácilmente a la flotación con los colectores comunes en ausencia de este compuesto químico. El sulfato de cobre también se usa para reactivar los minerales que han sido deprimidos por el uso de cianuro, tales como calcopirita, pirita, pirrotita y arsenopirita.

²³ Manual de reactivos de flotación; Pag. 40.

- **SULFURO DE SODIO.**

Se usa en la sulfurización de minerales oxidados de plomo, cobre y cinc. Para mejores resultados con este reactivo, se hace necesario regular apropiadamente las cantidades que se añaden porque una cantidad excesiva actúa como depresor de varios minerales sulfurados.

C).AGENTES DEPRESORES: Se usan para modificar la superficie de algunos de los materiales de modo que se dificulte la adsorción del colector o promotor sobre la superficie de las partículas de dicho material.

Estos reactivos ayudan a dar selectividad (agudeza de la separación) a la flotación pues retienen a los materiales no deseados. En general se adsorben con reacción química al igual que los activadores y como en ese caso se requiere una capa mono molecular parcial por lo que la cantidad de reactivo requerida por tonelada de efluente es muy pequeña.

En los siguientes cuadros se menciona los diferentes agentes depresores orgánicos y su dosificación²⁴.

- **CIANUROS.**

Los cianuros alcalinos son fuertes depresores de los sulfuros de hierro (pirita, pirrotita, y marcansita), de arsenopirita y esfalerita. Actúan como depresores en menor grado de la calcopirita, enargita, tenantita y casi todos los demás minerales sulfurados, con la posible excepción de la galena.

A continuación se presenta en el cuadro 3.2, agentes depresores más conocidos y su dosificación.

²⁴ Manual de reactivos de flotación; Pag. 43.

**CUADRO 3.2
AGENTES DEPRESORES Y SU DOSIFICACION**

Nombre	Depresor	Flota	Dosificación	pH
Cianuro de sodio	Calcopirita Esferita Pirita	Galena	0.3-0.35	8-11
Dicromato de sodio	Galena	Esferita	0.1-2.0	8.5-12.0
Oxido de calcio	Pirita	Calcopirita Esferita Marmatita	f(pH)	10.5-11.0
Acido fluorhidrico	Cuarzo	Feldespato	f(pH)	2.5-3.0
Silicato de sodio	Cuarzo	Fluorita	4.0	8.0
Dióxido de azufre	Galena Pirita	Calcopirita	0.65 3.0	4.5 6.2
Sulfato de cinc	Pirita Esferita	Calcopirita Galena	2.5 2.0	7.0 7.0-8.2

Nombre	Depresor	Flota	Dosificación	pH
Lignosulfonato	Silicatos Ox. de hierro Calcita Barita		0.1-10.0	
Quebracho	Calcita	Fluorita	0.2-0.3	7.5-8.5
Carbohidrato	Galena Ox. de hierro	Calcopirita Cuarzo	1.0 1.0-6.0	7.0 10.5
Dextrina	Mica Talco	Grafito Calcopirita	0.3 0.2	7.0 7.0

Fuente: <http://www.slideshare.net/nlinaresg/capitulo-II>.

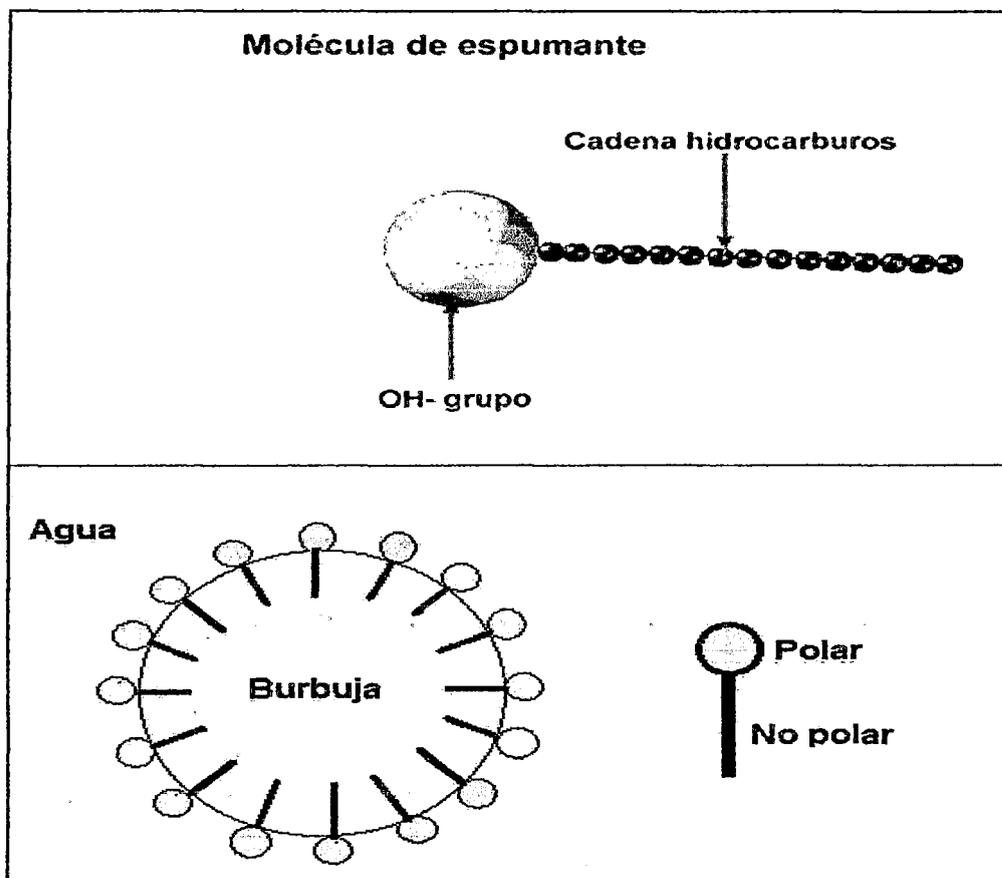
3.7.2 ESPUMANTES

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^-). Permiten la formación de una espuma estable y burbujas de tamaño apropiado para llevar los minerales al concentrado.

En la figura 3.24 se representa un espumante.

FIGURA 3.24
REPRESENTACIÓN DE UN ESPUMANTE

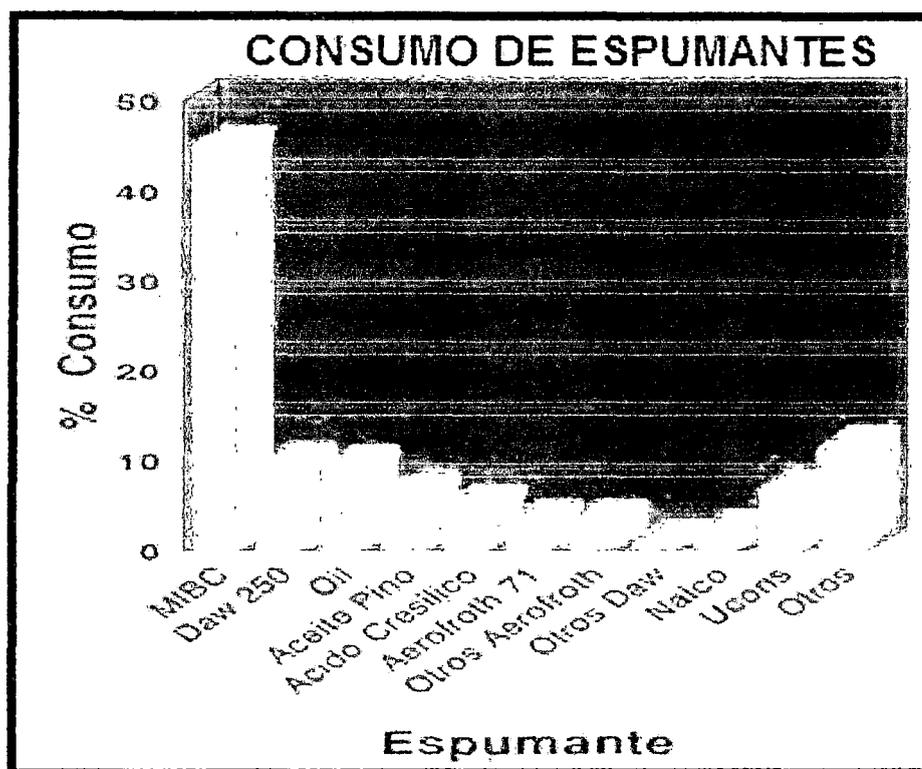


Fuente: Pavez Osvaldo Concentración de Minerales I, (2006,Pág.3)

Ácidos, aminas y alcoholes son los espumantes más usados. De estos tres, se prefiere a los alcoholes que al no tener propiedades colectoras facilitan una flotación selectiva.

En la figura 3.25, se inicia el consumo de espumantes en la flotación.

FIGURA 3.25
CONSUMO DE ESPUMANTE



Fuente: Pavez Osvaldo Concentración de Minerales I, (2006, Pág.3)

- **COLECTOR Y ESPUMANTE: CONTACTO MINERAL – BURBUJA**

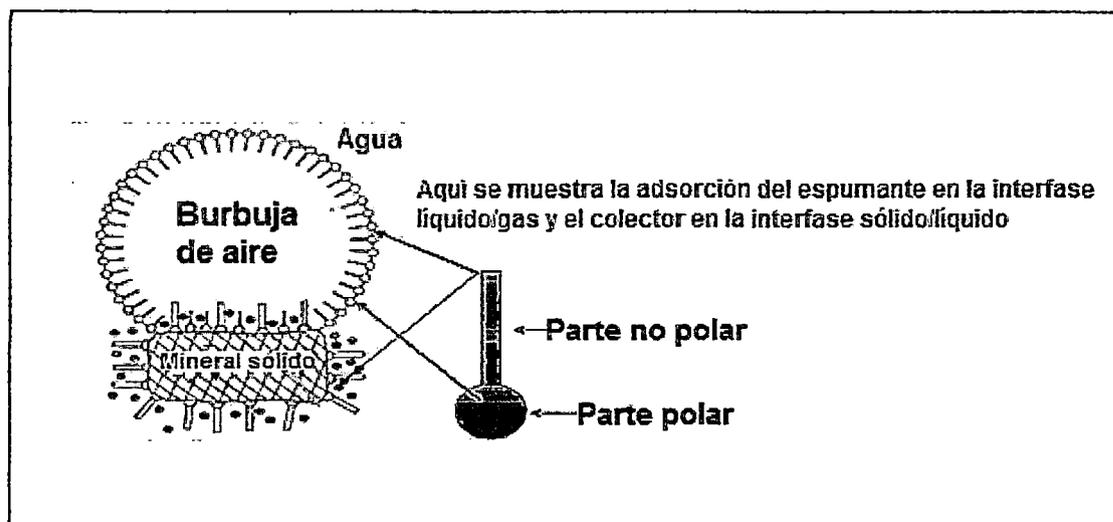
Tras el contacto mineral – burbuja, las moléculas de espumante pueden penetrar la capa de colector sobre el mineral para formar una capa mixta, estableciéndose una adsorción más fuerte (teoría de Leja y Schulman).

Si se agrega un exceso de colector, las partículas son aparentemente incapaces de penetrar la interfase (LG) y la flotación se inhibe.

Si se agrega exceso de espumante, (LG) disminuye mucho, y ocurre una situación similar. A continuación se muestra la figura 3.25 en la cual se representa la acción de un colector y espumante en la flotación.

FIGURA 3.25

ACCIÓN DE UN COLECTOR Y ESPUMANTE EN LA FLOTACIÓN



Fuente: <http://www.slideshare.net/nlinaresg/capitulo-ll>.

3.8. VARIABLES OPERATIVAS DEL PROCESO DE FLOTACION

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, algunos autores nombran hasta 37 variables²⁵.

Stherland y Wark los clasificaron según las etapas que la originan, como a continuación se indica.

a) variables relacionados con la materia prima (mineral)

1. Forma mineralógica del mineral.
2. Su asociación con otros componentes.
3. Presencia de impurezas y sales solubles.
4. pH natural de mineral.
5. Grado de oxidación del mineral.
6. Oxidación durante su explotación.
7. Cantidad de agua útil cristalización

²⁵ (Sutulov A.; Flotación de Minerales; Pag. 113-130)

b) Variables relacionados a los procesos previos de molienda y clasificación

1. Durante la molienda, el mineral está expuesto a la oxidación.
2. Tamaño de liberación (fineza de partículas, diferente asociación).
3. Grado de dureza de los minerales (de cada componente).
4. Tiempo en el circuito de molienda.
5. Molienda diferencial.
6. Adición de reactivos durante la molienda.

c) Variables relacionadas al agua

1. Impurezas disueltas y a menudo no se purifica antes de su uso; pueden resultar en efectos positivos o negativos.
2. Presencia de gases disueltos. Ejemplo, H₂S, S₀2, etc.
3. Grado de alcalinidad o acidez de agua "pH".
4. Dureza del agua.

d) Variables relacionados al acondicionamiento

1. Densidad de pulpa.
2. Puntos de adición de reactivos y algunos reactivos adicionales.
3. Grado y forma de adición de reactivos.
4. Tamaño de los acondicionadores y celdas de flotación.
5. Tiempo de acondicionamiento.
6. Temperatura, agitación, pH, etc.

e) Variables relacionadas a la flotación

1. Densidad de pulpa.
2. pH de la pulpa.
3. Carga circulante.
4. Tamaño de partícula.
5. Tiempo de flotación.
6. Nivel de espuma.

7. Reactivos específicos para cada circuito y dosis.
8. Grado y tipo de aireación.
9. Temperatura de la pulpa y el agua.

f) Variables relacionada a las máquinas de flotación

1. Tipo de máquina.
2. Potencia consumida.
3. Altura de la zona de espumas.
4. Agitación.
5. Grado de aireación.

De todas las variables mencionadas anteriormente, se define las más importantes:

a. CARACTERÍSTICAS DE MINERAL. Para una flotación, es de primordial importancia la naturaleza del mineral y de sus acompañantes, o sea de mena misma. Aquí influye la composición química de los minerales útiles y de la ganga, su diseminación, dureza, fenómenos secundarios de oxidación y meteorización, impurezas que acompañan la mena; y finalmente las antecedentes geológica del yacimiento y su método de explotación. La composición química del componente útil flotable es lo que determina el tipo de tratamiento y reactivos que se usarán.

b. INFLUENCIA DE TAMAÑO DE PARTÍCULA Y LA LIBERACIÓN. Todo mineral para un proceso de flotación por espumas tiene que ser reducido en su tamaño hasta tal punto que sea liberado, además este tamaño tiene que ser apropiado para que las burbujas de aire las pueda llevar hasta las superficies de las celdas de flotación. Este tamaño depende de la naturaleza del mineral y de su gravedad específica. Para el caso de la flotación de la mayor parte de los minerales sulfurados el rango de tamaño debe estar comprendido entre la malla 48 y malla 270, dentro de este rango de tamaño se podrá recuperar de manera efectiva las partículas de minerales sulfurados

valiosos; es evidente que en este caso hay que elegir las condiciones óptimas de molienda que dan los mejores resultados.

c. DENSIDAD DE LA PULPA. Los efectos de la densidad de pulpa en la flotación son extremadamente variados y lo que interesa al metalurgista, es el efecto de esta variable sobre las recuperaciones y calidad de productos. Se ha observado que dentro de las densidades de la pulpa comprendidas entre 25% y 35% de sólidos prácticamente no influye en las recuperaciones y en las leyes del concentrado, es decir cuando la densidades de la pulpa pueden variar entre 1250 - 1350 g/l, sin embargo empieza a cambiar cuando se llega a condiciones extremas es decir a una densidad demasiada alta o a una gran dilución. Cuando la densidad es demasiada alta, es decir, mayor del 40% de sólidos existe una reducción drástica de velocidad de flotación, disminución de las recuperaciones, mala calidad de concentrado obstrucción y desgastes de las celdas y mayor tiempo de flotación. Cuando la densidad de la pulpa es demasiada diluida los efectos que produce es menor tiempo de flotación, mayor consumo de reactivos y pérdida de capacidad de tratamiento.

d. INFLUENCIA DE LAMAS. Los efectos fundamentales que generan las lamas en un proceso de flotación son:

- Mayor consumo de reactivos de flotación.
- Reducción de velocidad de flotación.
- Mayor solubilidad de mineral y exposición excesiva a los fenómenos secundarios tales como la oxidación.
- Mala calidad de concentrados.

El efecto de la presencia de lamas en el proceso de flotación puede contrarrestarse por medio de usos de pulpas diluidas que disminuyen de cierta manera el paso de material estéril a la zona de espumación, mediante el aumento accionado del colector que reduce la adsorción del reactivo en las lamas estériles, y finalmente se puede contrarrestar por la adición de reactivos dispersantes que evita la formación de las cubiertas de lama sobre las superficies de las partículas del mineral y las burbujas del aire.

e. El pH. Es la variable de control más utilizada en el proceso de flotación, ya que resulta fundamental en la recuperación y selectividad, así como, en la depresión de minerales. El proceso de flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de. Flotación selectiva. Los reactivos de flotación, principalmente los colectores, operan mejor en ciertos rangos de pH. La regulación del pH en la flotación de cobre se realiza con cal. Este reactivo es importante, ya que, además de actuar como modificador de pH, es un depresor de pirita en la flotación selectiva de minerales de cobre en la etapa de limpieza.

f. TIEMPO DE FLOTACIÓN. Es otra de las variables importantes dentro del proceso de flotación: Es el tiempo necesario para lograr la separación de concentrado de los relaves a partir de una pulpa acuosa.

El tiempo de flotación depende de varios factores entre ellos podemos indicar:

- Repulsión o afinidad por el agua de la superficie del mineral.
- De la liberación de las partículas valiosas.
- El tamaño de las partículas.
- De los reactivos utilizados.

Para determinar el tiempo se considera las siguientes etapas:

1. La adsorción de los reactivos sobre la superficie de las partículas del mineral.
2. El contacto de las partículas de mineral con las burbujas de aire.
3. El transporte de los minerales valiosos hasta la superficie de las celdas de flotación.

En conclusión podemos decir que durante un proceso de flotación en primer lugar van a flotar los minerales hidrofóbicos mejor liberados y de un tamaño óptimo. El tiempo de flotación para los minerales sulfurados puede variar de 5 - 30 minutos siendo un tiempo promedio 8-10 minutos.

CAPITULO IV

PARTE EXPERIMENTAL

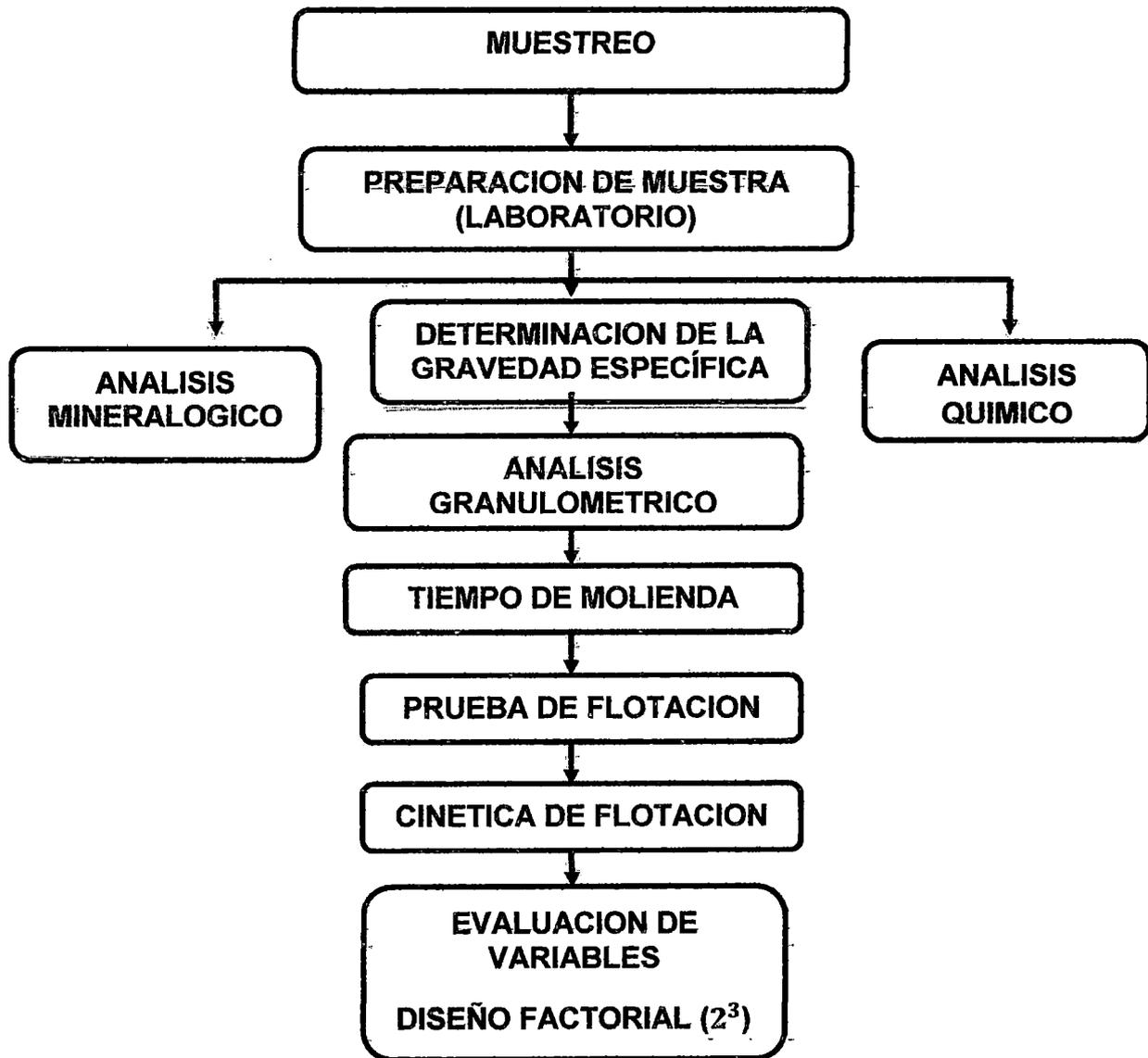
La evaluación de variables de flotación de minerales sulfurados de cobre, requiere de un trabajo experimental para fijar parámetros en la flotación de mineral de cobre. Por consiguiente se empieza con la extracción de la muestra representativa en el yacimiento Sulfubamba, posteriormente realizar estudios mineralógicos y determinar la especie mineralógicas, ensayos químicos para obtener resultados en porcentaje de cobre total y cobre soluble.

El objetivo de nuestra investigación es conocer las variables de un proceso eficiente de la extracción de cobre con el fin de establecer el comportamiento del mineral en el proceso metalúrgico. Estas variables son densidad de pulpa, pH y dosificación de reactivos.

Se realizó pruebas experimentales con el fin de conocer el comportamiento de las variables de flotación frente a la concentración.

Con la información de propiedades fisicoquímicas del mineral, procedemos a realizar un análisis de diseño experimental 2^3 , utilizando como herramienta de cálculo el programa statgraphics centurión XVI y Conocer y/o determinar parámetros de trabajo de recuperación optimo en la recuperación del concentrados.

Figura 4.1.- Diagrama para etapa del procedimiento experimental



Fuente: Elaboración propia

4.1 MUESTREO EN YACIMIENTO

Obtener muestra representativa del material de mina (material desechado por mineros artesanales), utilizando el método de muestreo por puntos GRAP SAMPLING como indica el figura 4.2.

4.1.1 HERRAMIENTAS Y MATERIALES

Se utilizó las siguientes herramientas y materiales:

- Comba
- Cincel
- Picota
- Pala
- Bolsa de lona
- Cinta adhesiva
- Pico grande
- Metro
- Cordel
- estacas

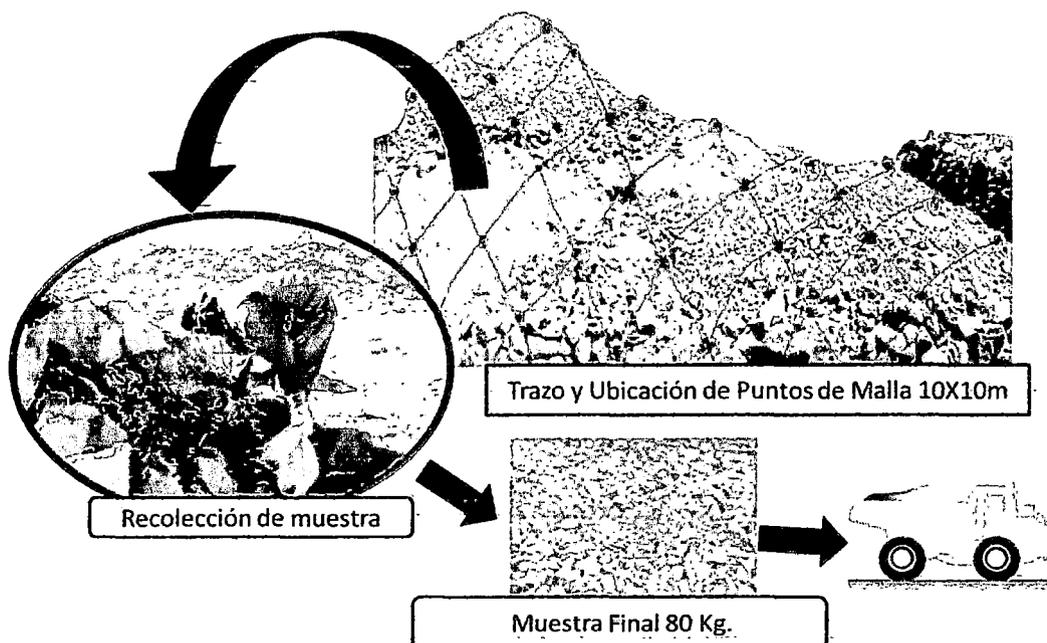
4.1.2 PROCEDIMIENTO

Se procede de la siguiente manera:

- Trazos en forma de malla 10x10m en el área de interés
- Recolección de mineral en cada punto de la malla
- Total de la muestra recolectada 80kg.

Figura 4.2.

Diagrama de flujo para Muestreo en material de desmonte.



Fuente: Elaboración propia

4.1.3 RESULTADOS

Se logró obtener una muestra de 80kg. de mineral sulfurados de cobre del material del desmonte perteneciente a yacimiento Sulfubamba, material utilizado para realizar el presente trabajo de investigación.

4.2 PREPARACION DE MUESTRA

Preparar el mineral proveniente del material de desmonte yacimiento "Sulfubamba" hasta el tamaño de 100% -10 mallas, para obtener una muestra representativa para el análisis químico, granulométrico y gravedad específica (G.E.) y los posteriores tratamientos metalúrgicos.

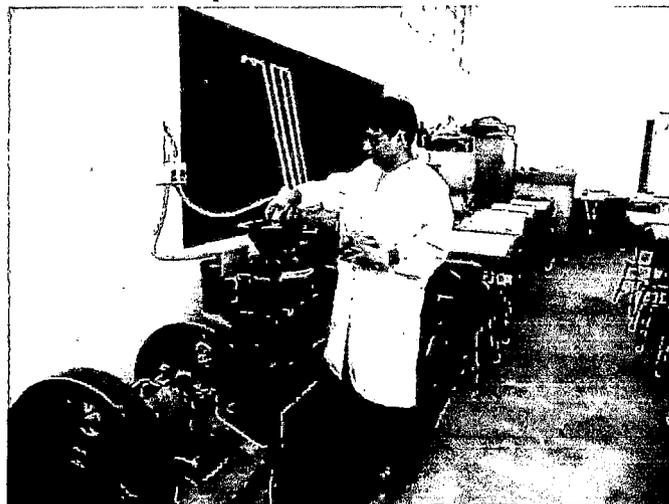
4.2.1 EQUIPOS Y MATERIALES

- Mineral de Sulfubamba Cu (40 kg)
- Comba
- Tela Marroquín
- Bolsas plásticas
- Chancadora de quijada 5" x 4" MEPSA de 1740 RPM,60Hz,1 HP
- Balanza de precisión
- Malla 10(ASTM)
- Brochas
- Plumón tinta indeleble y cinta adhesiva para rotulado
- Regla de madera
- Mortero de acero

4.2.2 PROCEDIMIENTO

- Se toma una muestra de 80 Kg proveniente del yacimiento para lograr reducir manualmente de tamaño hasta 100% -4" para obtener una muestra representativa de 40 Kg.
- Los 40 kg de mineral se reduce en la chancadora quijada MEPSA de dimensiones 5" por 4", hasta obtener un producto de 100% -1/4 ".
- Se procede a realizar chancado secundario con la chancadora cónica hasta obtener 100% -10 mallas. El producto malla +10 triturar en la chancadora cónica cuantas veces sea posible hasta lograr 100% -10malla.
- Homogenizar la muestra (100% -10 malla) veinte veces. A partir del cual se obtuvo 1kg de muestra representante para realizar el análisis químico,
- Cuartear la muestra tomando dos cuartos opuestos en una bolsa plástica, de igual manera proceder con los dos cuartos restantes, y así sucesivamente hasta obtener una muestra representativa de 1 kg para análisis químico.
- Finalmente pesar y embolsar las muestras debidamente etiquetadas y rotuladas. En el diagrama 4.2 se muestra el procedimiento para la preparación y obtención de la muestra.

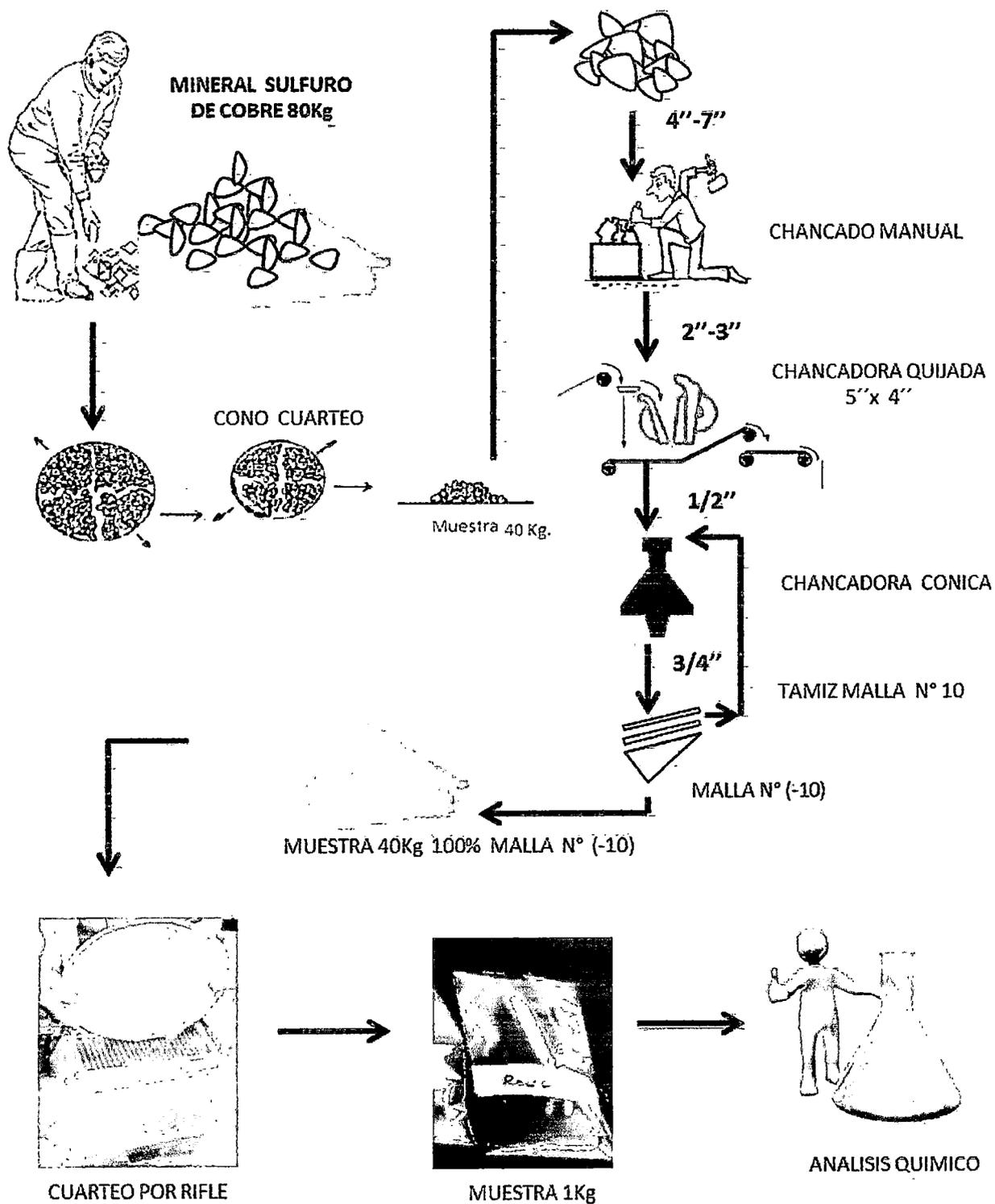
Figura 4.1
Preparación de muestra



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.2

Diagrama de flujo para preparación de muestra en laboratorio.



Fuente: Elaboración propia

4.3 ANALISIS QUIMICO

Conocer el contenido porcentual total de Cu, Cu soluble y Cu sulfurado, para determinar la ley de cabeza.

4.3.1 RESULTADOS

Los reportes de análisis químico realizado en **Laboratorios Analíticos del Sur** se muestran en tabla N° 4.1

**TABLA 4.1
REPORTE DE ANÁLISIS QUÍMICO**

Nombre de muestra	Sulfuro de Cu (%)	Cu Soluble (%)
IMT – 12	5.97	0.23

Fuente: Laboratorios Analíticos del Sur

El tabla N° 4.1 muestra los resultados del contenido metálico. La ley de cabeza con 5.97% de Cu; es suficiente para considerar con potencial económico y que justifica la investigación metalúrgica. (VER ANEXO N° IV)

4.4 ANÁLISIS MINERALÓGICO Y MINERAGRAFICO

Identificar las especies mineralógicas y composición cuantitativa de los elementos presentes en la muestra.

4.4.1 MATERIALES Y EQUIPOS

- Lupa
- Ácido clorhídrico
- Mineral
- Microscopio estereoscópico de 100X aumento

4.4.2 PROCEDIMIENTO

- ❖ Se procede de la siguiente manera:
- ❖ Se tomar una muestra de mineral 5 pulgadas
- ❖ Amplificamos ácido clorhídrico en gotas y se observa la reacción
- ❖ Observar Tamaño de granos, tipos de textura con lupa
- ❖ Observar con microscopio las asociaciones Mineralógicas (relación entre minerales), alteraciones y reemplazamientos

4.4.3 RESULTADOS

De acuerdo al estudio mineralógico realizado en los laboratorios de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, en la Carrera Profesional de Ingeniería Metalúrgica, con la asistencia de un ingeniero geólogo, se determinó la presencia de los minerales más importantes que se encuentran en el yacimiento pórfido cerro Chonta.

La mena está constituida por minerales sulfurados económicamente rentables como calcopirita (CuFeS_2), calcosina (Cu_2S) y molibdenita (MoS_2); y minerales oxidados como la malaquita ($\text{Cu}_2\text{CO}_3 (\text{OH})_2$). Los minerales de ganga están constituidos por cuarzo (SiO_2), pirita (FeS_2), magnetita (Fe_3O_4), limonita ($2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$) y material lítico (roca).

Los resultados de análisis mineralógico por observación macroscópica y microscópica, se muestra en la tabla N° 4.2 realizados en laboratorio de Ingeniería Geológica e Ingeniería Metalúrgica

TABLA 4.2

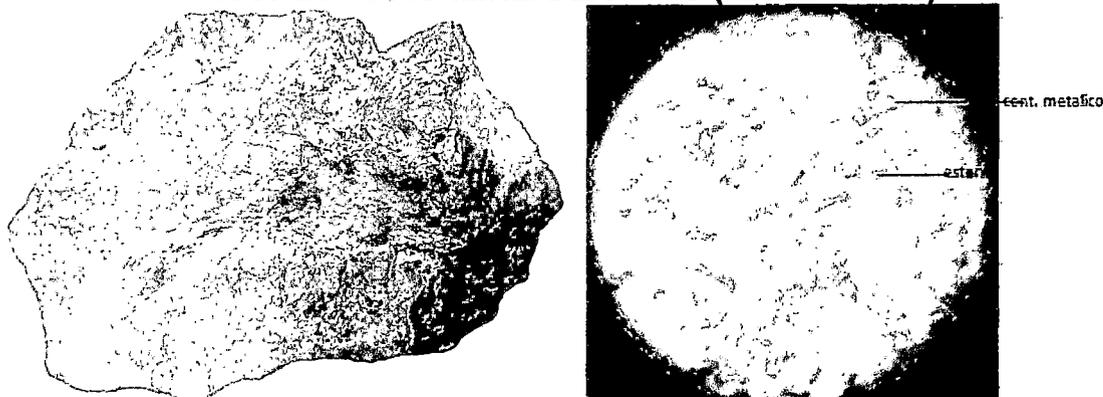
REPORTE DE ANÁLISIS MINERALÓGICO Y COMPOSICIÓN

ESPECIE MINERALÓGICA	FORMULA	%
Calcopirita	$CuFeS_2$	16
Calcosina	Cu_2S	10
Malaquita	$Cu_2CO_3(OH)_2$	2
Pirita	FeS_2	9
Cuarzo	SiO_2	20
Caliza	$CaCO_3$	16
Limonita	$FeO(OH) \cdot nH_2O$	10
Granate almandina	$(Fe^{2+})_3Al_2(SiO_4)_3$	5
Horblenda	$(Na, Ca)_{23}(Mg, Fe, Al)_5(Al, Si)_8O_{22}(OH)_2$	2
Actinolita	$Ca_2(Mg, Fe^{2+})_5Si_8O_{22}(OH)_2$	1
Material lítico	(roca)	9
Total		100

Fuente: Reporte del Ing. Fredy Bustamante, laboratorio Ingeniería Geológica de UNSAAC

FOTOS 4.2 Y 4.3

VISTA MACROSCÓPICA DEL MINERAL (10X11cm) Y VISTA EN MICROSCOPIO MINERALÓGICO (MALLA N° 65)



Fuente: Elaboración Propia.

4.5 DETERMINACION DE LA GRAVEDAD ESPECÍFICA DE LOS MINERALES

Determinación de la gravedad específica de los minerales por el método de la fiola.

4.5.1 MATERIALES Y EQUIPOS

- Mineral 15 g (100% -10 Mallas)
- Agua destilada 1 l.
- Fiola (100 ml)
- Pizeta
- Espátula
- Balanza sartorius de 4100g
- Embudo de vidrio
- Calculadora

4.5.2 PROCEDIMIENTO

- Pesar 5 g de mineral para cada una de las 3 pruebas
- Pesar la fiola vacía y seca
- Pesar fiola más agua destilada
- Pesar fiola más muestra de mineral
- Pesar fiola, más agua destilada, más mineral

Se procede a calcular la gravedad específica mediante la siguiente expresión matemática:

$$G.E = \frac{M}{[(FA-F)-(FMA-FM)]} \quad (3.1)$$

**TABLA: 4.3
CÁLCULO DE PESO ESPECÍFICO**

N°	M (g)	F (g)	FA (g)	FM (g)	FMA (g)	GE (g/cm ³)	X ²
						X	
1	5	56.1	155.7	61.1	159.3	3.571	12.755
2	5	56.1	155.8	61.1	159.3	3.333	11.111
3	5	56.1	155.8	61.1	159.4	3.571	12.755
						$\Sigma X=10.476$	$\Sigma X^2=36.621$

Fuente: Elaboración propia

G.E: Gravedad específica

M: Peso de Mineral (g)

F: Peso de la fiola (g)

FM: Peso de fiola mas mineral (g)

FA: Peso de fiola más agua destilada (g)

FMA: Peso de fiola más mineral más agua destilada (g)

4.5.3 CALCULO DE LA MEDIA ARITMETICA

Se utiliza la siguiente expresion matemática:

$$\bar{X} = \frac{\Sigma X}{n} \quad (4.2)$$

Hallando el promedio de la gravedad específica:

$$\bar{X} = \frac{3.571 + 3.333 + 3.571}{3} = 3.4920$$

$$\bar{X} = 3.4920$$

Optencion de la desviación estándar muestral "S":

$$s^2 = \frac{\sum x^2 - \frac{(\sum x)^2}{n}}{n-1} \quad (4.3)$$

$$s^2 = \frac{36.621 - \frac{109.751^2}{3}}{2}$$

$$s^2 = 0.0189$$

$$s = 0.1375$$

Intervalo de confianza

"t" student (t para 95 % de confianza es 4.303) (ANEXO N° III)

$$\text{Limite} = \pm L = \frac{t\sigma}{\sqrt{n}} \quad (4.4)$$

$$\pm L = \frac{4.303 \times 0.1375}{\sqrt{3}}$$

$$\pm L = 0.0681$$

$$G.E = 3.4920 \pm 0.0681$$

La gravedad especifica varía entre los intervalos de : 3.4239-3.5601

$$G.E = [3.4239 - 3.5601]$$

4.5.4 RESULTADOS

Se realizó tres pruebas de gravedad especifica obteniendo como gravedad especifica promedio: G.E = 3.4920 g/ml.

4.6 ANALISIS GRANULOMETRICO

- ❖ Realizar la distribución granulométrica en peso.
- ❖ Graficar porcentaje de acumulación pasante versus tamaño de partícula en micrones.

4.6.1 MATERIALES Y EQUIPOS

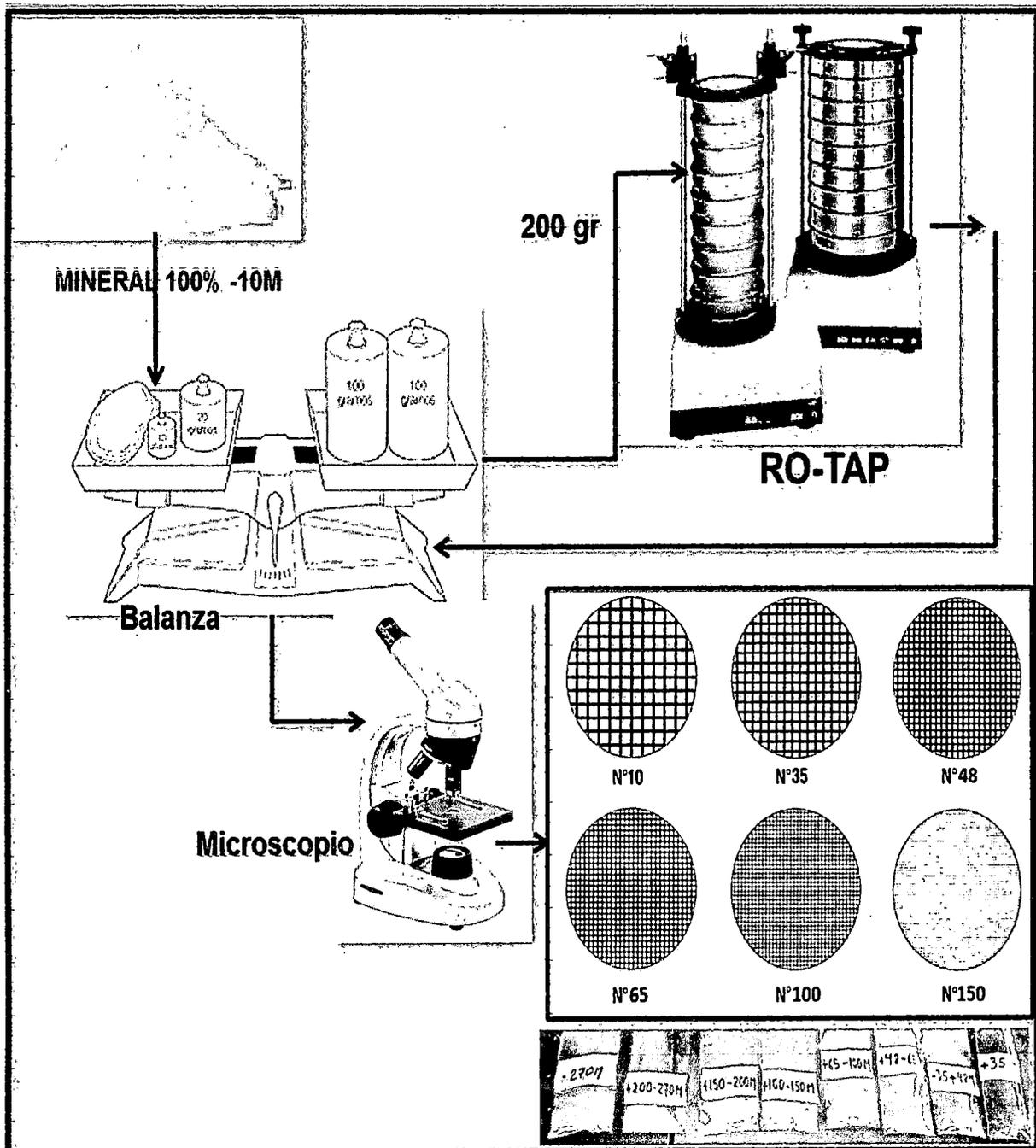
- Equipo Ro-tap
- Microscopio estereoscópico
- Mineral sulfuro de cobre ½ Kg. (100% – 10 malla)
- Juego de tamices ASTM (mallas 35,48,65,100,150,200,270)
- Plato chino
- Libreta de apuntes
- Espátula
- Pizeta

4.6.2 PROCEDIMIENTO

- ❖ Pesar 5kg de Mineral
- ❖ Preparar el juego de tamices serie ASTM (35,48,65,100,150,200,270)
- ❖ Verter mineral en los tamices y tamizar en Rotap durante 10 minutos.
- ❖ Pesar el mineral retenido en cada malla y tomar datos
- ❖ Observar la distribución granulométrica del mineral como el grado de liberación en las diferentes mallas utilizando el microscopio y un vidrio, previo lavado con agua de la muestra.

A continuación se muestra el procedimiento a seguir mediante el diagrama 4.3

DIAGRAMA 4.4
DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA



Fuente: Elaboración propia

4.6.3 RESULTADOS

A continuación en la tabla 4.4 se muestra el análisis cualitativo del grado de liberación, y en la tabla 4.5 la distribución granulométrica experimental.

**TABLA N° 4.4
ANÁLISIS CUALITATIVO DEL GRADO DE LIBERACIÓN**

TAMAÑO DE MALLA (N°)	% GRADO DE LIBERACION	OBSERVACIONES
35	6	Liberación parcial
48	15	Liberación parcial
65	20	Liberación parcial
100	40	Liberación regular
150	60	Liberación buena
200	90	Liberación excelente

Fuente: Elaboración propia, Exel 2013

TABLA N° 4.5

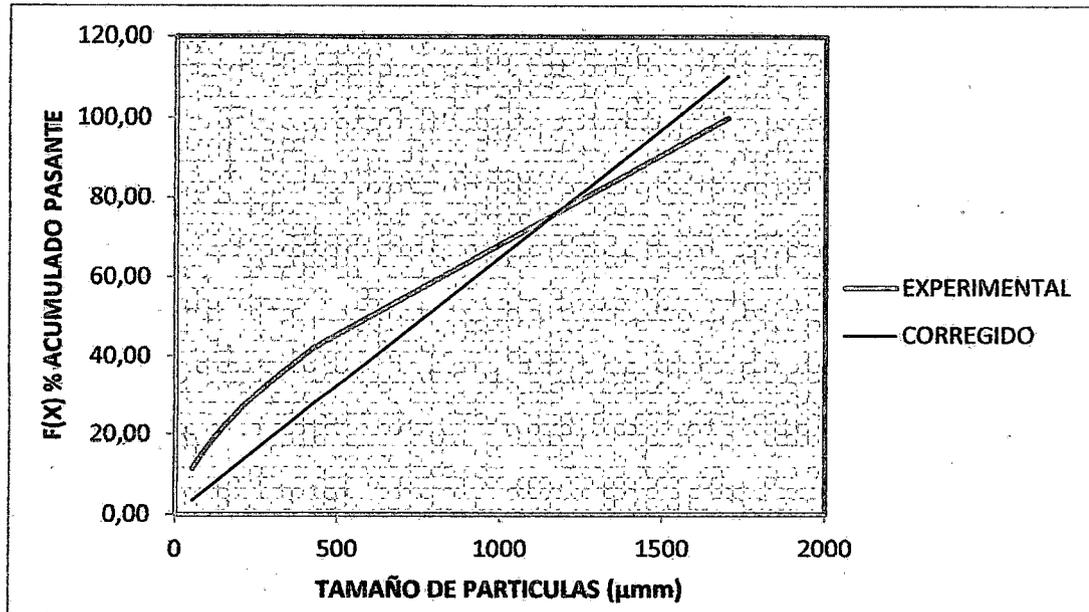
TABLA DE LA DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA EXPERIMENTAL

INTERVALO MALLA (N°)	SISTEMA DE TAMICES ASTM (µm)	PESO (g)	% EN PESO	% Ac. RETENIDO G(x)	% Ac PASANTE F(x)
10		0.00	0.00	0.00	100.00
-10, +35	1700	285.60	56.69	56.69	43.31
-35;+48	425	46.10	9.15	65.84	34.16
-48, +65	300	32.70	6.49	72.33	27.67
-65, +100	212	26.60	5.28	77.61	22.39
-100, +150	150	22.80	4.53	82.14	17.86
-150, +200	106	18.30	3.63	85.77	14.23
-200, +270	75	15.20	3.02	88.79	11.21
-270	53	56.50	11.21	100.00	0.00
Total =		503.8	100		

Fuente: Elaboración propia, Exel 2013

La distribución granulométrica se muestra en la Figura 4.1

FIGURA N° 4.1
DISTRIBUCION GRANULOMETRICA



Fuente: Elaboración propia, Exel 2013

De acuerdo a los resultados obtenidos podemos indicar que: el 88.79% de la liberación se produce en la malla 200.

4.6.4 FUNCIÓN MATEMATICA DE GATES-GAUDIN SCHUHMANN: G-G-S

Esta función sirve para realizar el ajuste de datos experimentales y encontrar las variables de la ecuación de distribución granulométrica (modelo matemático).

Este modelo o función de distribución está definida por:

$$F(X_i) = 100 \times \left[\frac{x}{x_0} \right]^m \quad (4.5)$$

Dónde:

X_0 = Es el tamaño máximo de la distribución

m = Pendiente de la recta.

F (x_i) = Representa un porcentaje acumulado pasante (corregido)

X = Abertura de la malla en micrones = tamaño de partícula

Línealizando la ecuación 4.5 tenemos:

$$\log F(X_i) = m \log X + \log \frac{100}{X_0^m} \quad (4.6)$$

$$a = \log \frac{100}{X_0^m} \quad (4.7)$$

La distribución granulométrica % pasante corregido se muestra en la gráfica 4.6.

TABLA 4.6.

CALCULOS CON LA FUNCIÓN DE GATES GAUDIN SCHUHMANN.

Nº de mallas	Abertura (µm)	% Ac. Pasante						%Ac. pasante corregido
			x	F(x)	X= log X	Y= log F(X)	X ²	
10	1700	100.00	3.23	2.00	10.44	6.46	4.00	100.00
35	425	41.77	2.63	1.62	6.91	4.26	2.63	42.03
48	300	33.11	2.48	1.52	6.14	3.77	2.31	33.80
65	212	27.62	2.33	1.44	5.41	3.35	2.08	27.21
100	150	22.31	2.18	1.35	4.74	2.93	1.82	21.91
150	106	17.86	2.03	1.25	4.10	2.54	1.57	17.64
200	75	14.22	1.88	1.15	3.52	2.16	1.33	14.21
270	53	11.21	1.72	1.05	2.97	1.81	1.10	11.43
			Σx= 18.463	Σy= 11.385	Σx ² = 44.218	Σxy= 27.281	Σy ² = 16.831	

Fuente: *Elaboración Propia*

Los valores de las variables de la distribución se evalúan mediante el método de los mínimos cuadrados, con las siguientes relaciones:

$$m = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2} \quad (4.8)$$

$$a = \frac{\sum Y - m \sum X}{N} \quad (4.9)$$

$$\bar{r} = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{\sqrt{[N \sum X^2 - (\sum X)^2][N \sum Y^2 - (\sum Y)^2]}} \quad (4.10)$$

Reemplazando en las ecuaciones 4.8, 4.9 y 4.10, con datos de la tabla 4.4, obtenemos lo siguiente:

$$m = \frac{8(27.281) - 18.463(11.385)}{8(44.218) - (18.463)^2}$$

$$m = 0.6253$$

$$a = \frac{11.385 - 0.6253(18.463)}{8}$$

$$a = -0.0200$$

$$r = \frac{8(27.3612) - 18.4630(11.4169)}{\sqrt{[8(44.2184) - (18.4430)^2][8(16.9309) - (11.4169)^2]}}$$

$$r = 0.9998$$

De la ecuación (4.7) hallamos X_0 :

$$a = \log \frac{100}{X_0^m}$$

$$a = \log 100 - m \log X_0 \quad ; m = b$$

$$-0.0200 = 2 - 0.6257 \log X_0$$

$$\log X_0 = 3.2176$$

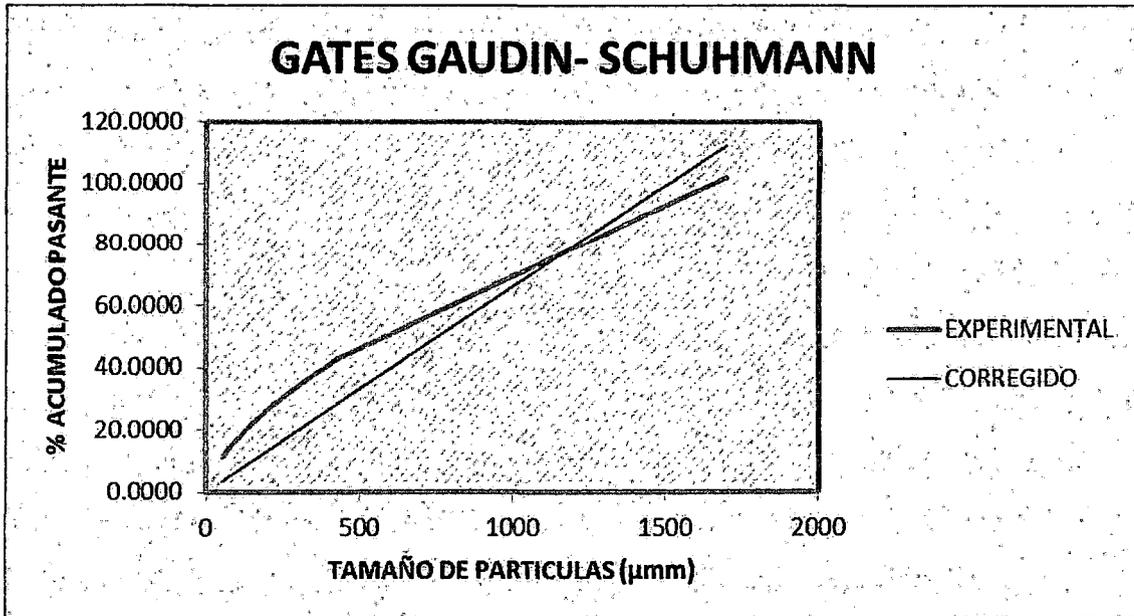
$$X_0 = 1699.99$$

La ecuación de distribución del mineral sulfurado de cobre se ajusta al siguiente modelo matemático:

$$F = (X_i) = 100 \left(\frac{X}{1699.99} \right)^{0.6253}$$

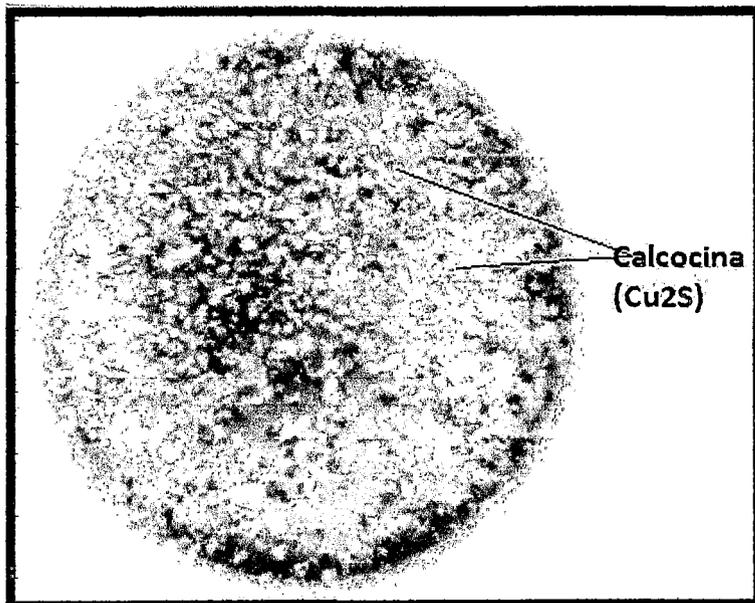
En figura 4.2 se muestra el análisis granulométrico corregido de acuerdo al modelo matemático Gates Gaudin – Schuhmann.

GRAFICA 4.2.
DISTRIBUCIÓN GRANULOMETRICA DE GATES GAUDIN-SCHUHMANN



Fuente: *Elaboración Propia*
Grado de liberación del Cu de acuerdo a la mallas

FOTO 4.4
LIBERACIÓN DE MINERAL (MENA) 65% -200 MALLAS.



Fuente: *Elaboración Propia*

4.7 ANÁLISIS GRANULOMETRICO VALORADO

Determinar el contenido metálico de cobre presente en cada malla.

4.7.1 MATERIALES Y EQUIPOS

- Equipo Ro-tap
- Microscopio estereoscópico
- Mineral de sulfuros de cobre ½ Kg. (100% – 10 malla)
- Juego de tamices ASTM (mallas 35,48,65,100,150,200,270)
- Plato chino
- Libreta de apuntes
- Espátula
- pizeta

4.7.2 PROCEDIMIENTO

- ❖ Pesar 5kg. de Mineral
- ❖ Preparar el juego de tamices serie ASTM (35,48,65,100,150,210,270)
- ❖ Verter mineral en los tamices y tamizar en Rotap durante 10 minutos.
- ❖ Pesar el mineral retenido en cada malla y tomar datos
- ❖ Observar la distribución granulométrica del mineral como el grado de liberación en las diferentes mallas utilizando el microscopio y un vidrio, previo un lavado con agua de la muestra.

4.7.3 RESULTADOS

En la tabla 4.7 se muestra reportes de análisis químico realizado en **Laboratorios Fritzmin**

TABLA 4.7.
REPORTES DEL LABORATORIO FRITZMIN.

Ensayo de Laboratorio (Fritzmin)			
N°	N° de Malla	ASTM (µm)	Ley Cu (%)
1	65	425	6.27
2	100	300	6.37
3	150	212	6.55
4	200	150	7.02
5	270	106	7.59
6	-270(recipiente)	75	8.7

Fuente: *Elaboración Propia y Laboratorio Fritzmin*

Por los resultados en los tamices se conocen que los metales valiosos por que se liberan mejor a - 270 malla, pero no siempre es el más las partículas son muy finas producen lamas que perjudican la recuperación, eficiencia de la proceso de flotación con -200 malla

4.7.4 CONTENIDO METALICO

TABLA 4.8.
CONTENIDO METÁLICO POR N° TAMIZ

Ensayo de Laboratorio (Fritzmin)				PESO (g)	Contenido Metálico
N°	N° de Malla	ASTM (µm)	% Cu		
1	65	212	6.27	43.20	2.71
2	100	150	6.37	34.60	2.20
3	150	106	6.55	30.40	1.99
4	200	75	7.02	24.60	1.73
5	270	53	7.59	24.50	1.86
6	- 270(recipiente)		8.70	74.90	6.52
				232.20	17.01

Fuente: *Elaboración Propia y Laboratorio Fritzmin*

$$C. \text{Met.} = \frac{\% \text{Cu} \cdot W}{100} \quad (4.11)$$

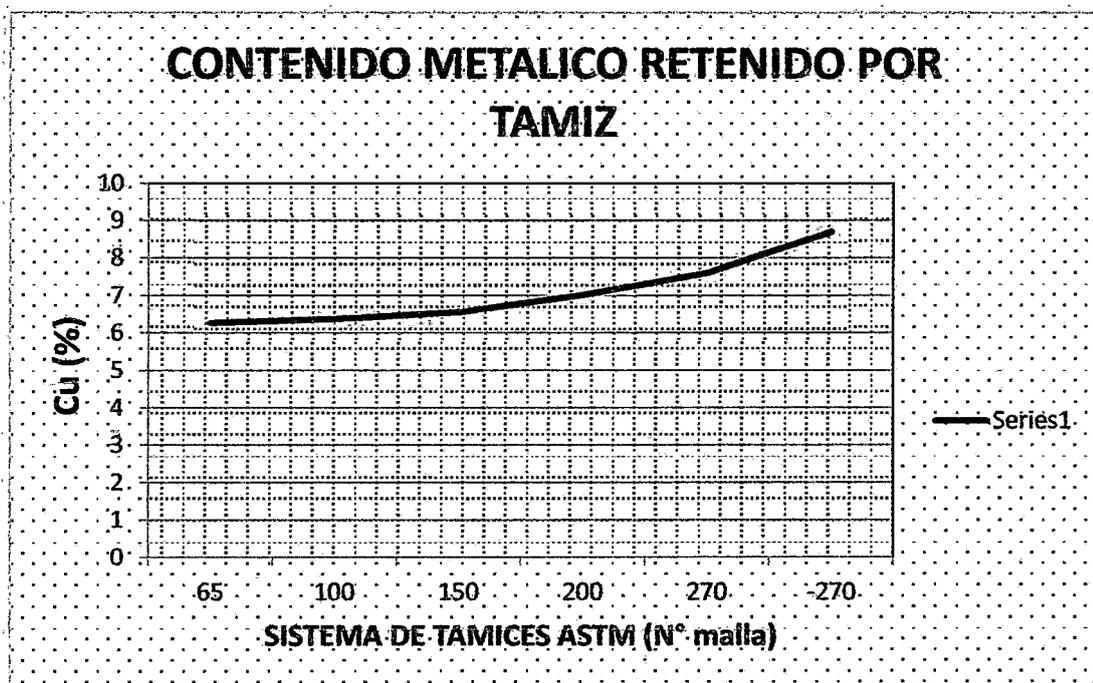
Dónde:

W : peso de mineral.

C.Met.: Contenido metálico

En el gráfica 4.3 se muestra la concentración metálica de cobre retenido en cada tamiz.

GRAFICA 4.3.
MUESTRA LA CONCENTRACIÓN METÁLICO DE COBRE RETENIDO EN CADA TAMIZ



4.8 PRUEBA DE MOLIENDA

Determinar el tiempo óptimo de molienda para el mineral sulfurado de Cu, de los botaderos de mineros artesanales de Sulfubamba para realizar las respectivas pruebas de flotación.

Las pruebas de molienda se hicieron con el fin de obtener el modelo matemático que nos permita determinar el tiempo de molienda óptima.

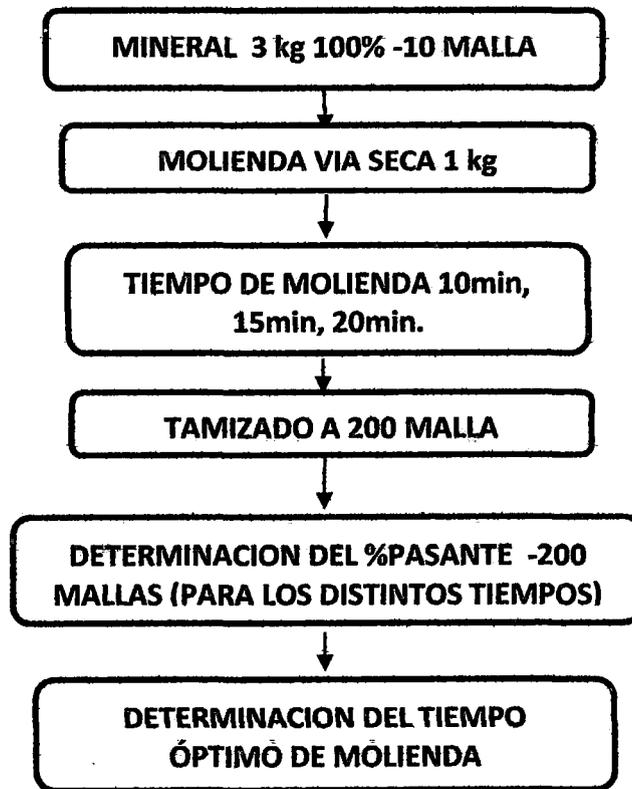
4.8.1 MATERIALES Y EQUIPOS

- 3 kg de mineral 100% -10 malla
- Molino de bolas de 9,8" x 7,8" (motor monofásico de 1750 RPM, 60 Hz, 220V, 15.8 A)
- Malla 200 Serie ASTM
- Balanza electrónica sartorius (precisión d = 0.1 máximo = 4100 g)
- Cronómetro
- Brocha
- Bolsas pequeñas
- Plumón
- Cinta adhesiva

4.8.2 PROCEDIMIENTO

- Pesar 1 kg de mineral para cada prueba (total 3 pruebas)
- Realizar la molienda a diferentes tiempos: 10, 15, y 20 minutos.
- Pesar 100 g de mineral de la muestra, 100% -10 malla, para tamizar en malla 200 antes de la prueba de molienda por determinar el % de mineral pasante.
- Graficar % pasante (-200 mallas) versus tiempo de molienda para las tres pruebas.
- Determinar el tiempo de molienda para 65% -200 malla.
- En el diagrama de flujo 4.4. se muestra el procedimiento para realizar prueba de molienda.

DIAGRAMA 3.5



PRUEBA DE MOLIENDA

4.8.3 RESULTADOS

Los resultados obtenidos de la prueba de molienda se presentan en las tablas 4.9 y 4.10

TABLA 4.9.

TIEMPO DE MOLIENDA EN FUNCIÓN DE -200 MALLA

Nº	TIEMPO DE MOLIENDA (minutos)	PESO DE MUESTRA (kg)	RETENIDO (%)	PASANTE (%)
1	0	1	97.3	2.7
2	10	1	45.9	54
3	15	1	34.1	65.6
4	20	1	22.3	77

Con los datos de la tabla 4.9 se obtiene la figura 4.3 para determinar el tiempo de molienda a 65% -200 malla como pasante.

GRAFICO 3.3.

TIEMPO DE MOLIENDA A 65% -200 MALLA PASANTE

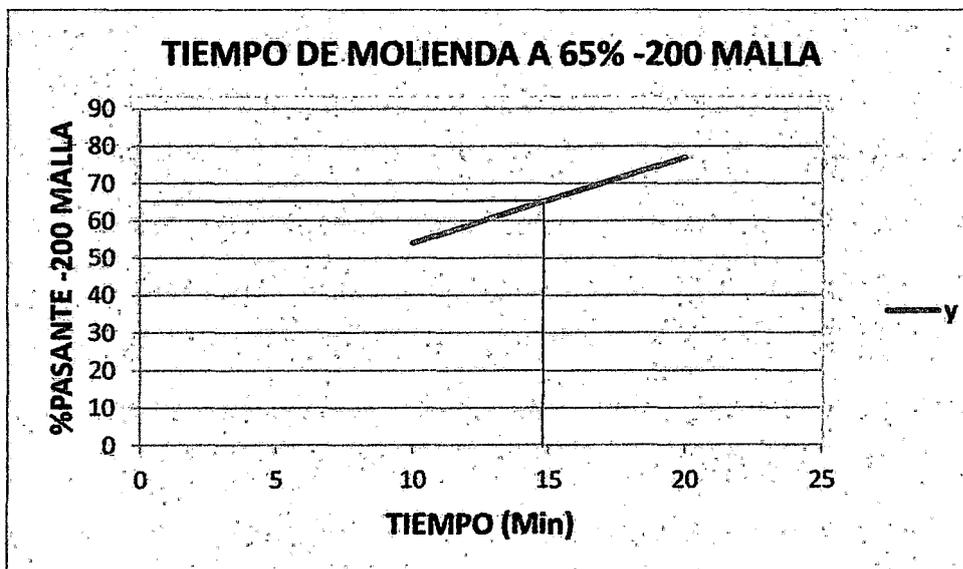


TABLA 4.10.
AJUSTE DE DATOS POR MÍNIMOS CUADRADOS PARA EL TIEMPO DE
MOLIENDA

Nº	Tiempo de Molienda (min)	% Pasante (-200 mallas)			
N	X	Y	X ²	XY	Y ²
1	0	2.7	0	0	7.29
2	10	54.00	100	540	2916.00
3	15	65.60	225	984	4303.36
4	20	77.00	400	1540	5929.00
	Σx=45	Σy=199.30	Σx²=725	Σxy=3064	Σy²=13155.65

Con los datos de la tabla 4.10. se se determina la ecuación de la cinética de molienda. Utilizando las ecuaciones 4.12, 4.13 y 4.14:

$$m = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2} \quad (4.12)$$

$$a = \frac{\sum Y - m \sum X}{N} \quad (4.13)$$

$$r = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{\sqrt{[N \sum X^2 - (\sum X)^2][N \sum Y^2 - (\sum Y)^2]}} \quad (4.14)$$

$$m = \frac{4(3064) - (45)(199.30)}{4(725) - 45^2}$$

$$m = 3.7571$$

$$a = \frac{199.30 - 3.7571 * 45}{4}$$

$$a = 7.5571$$

$$r = \frac{4(3064) - (45)(199.30)}{\sqrt{[4(725) - 45^2][4(725) - 13155.65]}}$$

$$r = 0.98$$

Con los valores obtenidos por mínimos cuadrados se halla la ecuación para el tiempo de molienda: Ecuación de la recta; cuya ecuación es:

$$Y = bx + a \quad (4.15)$$

$$Y = 3.7571X + 7.5571$$

De la ecuación 3.15, hallamos tiempos de moliendas para 60%, 65% y 70% (-200 mallas)

$$60 = 3.7571X_1 + 7.5571$$

$$X_1 = 14$$

$$65 = 3.7571X_2 + 7.5571$$

$$X_2 = 15$$

$$70 = 3.7571X_3 + 7.5571$$

$$X_3 = 17$$

Estos resultados se presentan en la tabla 4.11

TABLA 4.11

RESULTADO DE TIEMPO DE MOLIENDA

Y% Pasante (-200mlla)	X Tiempo (min)
60	14
65	15
70	17

Tiempo óptimo de molienda es 15 minutos.

4.9 GRADO DE MOLIENDA VS FLOTACIÓN

El objeto del trabajo es determinar el tamaño de liberación de la partícula valiosa en un tiempo establecido, y se utiliza para realizar las pruebas de flotación durante toda la investigación. Debe tomarse en cuenta la formación de lamas porque perjudicaría el proceso de concentración, afectando directamente a la recuperación.

4.9.1 EQUIPOS Y MATERIALES

- Celda de flotación de 2l (Denver).
- Balanza de precisión (capacidad de 6Kg)
- Balanza digital (sartorius)
- Cronometro.
- Mineral de cobre 60% -200 malla, 65% - 200 malla, 70% - 200 malla.
- Reactivos para flotación (colector Z-1; espumante aceite de pino y cal).
- Probeta de vidrio 2l
- Espátula de madera.
- Peachimetro.
- Pizeta.
- Jeringas.
- Papel filtro.

4.9.2 PROCEDIMIENTO.

Para realizar las pruebas de flotación preliminar, se siguen los siguientes pasos:

- Pesar el mineral de cobre de 60% -200 malla, 65% - 200 malla, 70% - 200 malla de acuerdo al cálculo realizado e introducir en la celda de flotación.
- Calcular la cantidad de reactivo para disoluciones de los reactivos en medio líquido.
- Adicionar los reactivos según la dosificación, a la celda de flotación
- Añadir el agua necesaria, según el cálculo, utilizando una probeta de 1000 cm³ a la celda de flotación.
- Adicionar la pulpa durante 5 minutos para el colector y 3 minutos para el espumante.
- Inyectar aire a la celda de flotación, parcialmente primero y luego por completo hasta que se forme las burbujas y procede a flotar el mineral a tiempo establecido.
- Las burbujas se mineraliza con el mineral valioso y empiezan a flotar como espumas y procederá separar usando una paleta y disponerlo en bandejas. El concentrado y relave obtenido, es secado, pesado y sometido a análisis químico.
- Realizar el balance metalúrgico.

4.9.3 CONDICIONES OPERATIVAS DE MOLIENDA – FLOTACION

Los resultados de la flotación preliminar se presentan en la tabla 4.12.

TABLA 4.12
Molienda

Granulometría	60% - 200 M	65% - 200 M	70% - 200 M
Densidad de pulpa (g/l)	1300	1300	1300
Tiempo de molienda (min)	14	15	17
pH	9	9	9

TABLA 4.13

Flotación

Densidad de pulpa (g/l)	1300
Celda de flotación (l)	2
Gravedad Especifica	3.49
Peso de Mineral (g)	840.84
Agua (l)	1.755
Acondicionamiento (R.P.M)	1500
Flotación (R.P.M)	1300
% de sólidos	32.5
pH	9
Colector Z-11 (g)	1.008
Aceite de pino (ml)	0.028
Cal (CaO) (g.)	0.5
Tiempo de flotación (min)	8
Acondicionamiento (min)	5

Los resultados de la flotación preliminar, se evalúan mediante las siguientes expresiones matemáticas.

W: Densidad de pulpa

K: cte. de mineral

G.E.: Gravedad especifica

➤ Cálculos (k).

$$K = \frac{G.E.-1}{G.E.}$$

$$K = \frac{3.49 - 1}{3.49}$$

K = 0.71

➤ Cálculo del porcentaje del solido (%S)

$$\%S = \frac{(W - 1000) * 100\%}{WK}$$

$$\%S = \frac{(1300 - 1000) * 100\%}{1300(0.71)}$$

$$\%S = 32.5$$

➤ **Peso del mineral (W_s)**

Para una celda de dos litros

$$W_s = (1300(32.5))/100 = 422.5 * 2$$

$$W_s = 845 \text{ g.}$$

➤ **Volumen del agua (V_{liq})**

$$V_{liq} = (1300(100-32.5))/100 = 877.5 * 2$$

$$V_{liq} = 1755 \text{ ml}$$

➤ **Reactivos utilizados para prueba de flotación.**

Determinación de uso y manejo de reactivos para la pulpa en función del volumen de la celda de 2l. La cantidad de xantato y espumantes.

Tabla 4.14 muestra dosificación de reactivos para la flotación.

TABLA 4.14

TRATAMIENTO DE MINERALES Y CANTIDAD DE DOSIFICACION

Reactivos	Forma	Dosis usuales Kg/T M.	Solución (%)	Densidad (g/ml)
Xantato Z-11	Sol.	0.929 – 1.099	5	1
Aceite de Pino	Liq.	0.015 - 0.1	-	0.9
Cal	Sol.	8 – 10	-	3.35

Por consiguiente trabajamos con valor promedio del rango de dosificación tabla 4.14

Z – 11 = 62.5 g/TM.

Aceite de Pino = 30 g/TM.

Calculo de dosificación de xantato y aceite de pino, por la siguiente fórmula:

$$X = \frac{f*d}{w} \quad (4.16)$$

$$\bar{Z} - 11: 845g * \frac{62.5g}{10^6g} * \frac{100 ml(sol)}{5g Z-11}$$

$$X = 1.056 ml Z-11$$

Donde:

f: factor de potencia

d: densidad de reactivo

W: peso de min (ton.)

Por consiguiente:

Los resultados obtenidos están en función para una celda de 2l

Colector (Z-11) = 1.056 ml.

Aceite de Pino = 0.028 ml

Aceite de Pino = 3 gotas

Cal = 0.5, 1.0, 1.5 g.

Para calcular la recuperación se usa la siguiente expresión matemática:

$$\%R_{Cu} = \frac{cc}{fF} \times 100\% \quad (4.17)$$

Dónde:

c = La ley del concentrado para cobre

C= peso del concentrado para cobre

f = Ley de cabeza para cobre

F= Peso en la cabeza para cobre

Los resultados se muestran en las siguientes tablas

BALANCE METALÚRGICO

TABLA 4.15
60% - 200 Malla

Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico (g)	Recuperación (%)	k
Cabeza	845.00	5.94	50.19	100.00	3.27
Concentrado	258.40	18.04	46.62	92.88	
Relave	586.60	0.61	3.58	7.13	

TABLA 4.16
65% - 200 Malla

Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico (g)	Recuperación (%)	k
Cabeza	845.00	5.94	50.19	100.00	4.23
Concentrado	199.80	20.71	41.38	82.44	
Relave	645.20	1.37	8.81	17.55	

TABLA 4.17
70% - 200 Malla

Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico (g)	Recuperación (%)	k
Cabeza	845.00	5.94	50.19	100.00	4.35
Concentrado	194.20	21.07	40.92	81.53	
Relave	650.80	1.43	9.27	18.48	

TABLA 4.18
RESUMEN MOLIENDA VS FLOTACION (VER ANEXO VI)

PRUEBAS	LEYES (%)		CONTENIDO METALICO (g)		RECUPERACION (%)	
	CONCENTRADO	RELAVE	CONCENTRADO	RELAVE	CONCENTRADO	RELAVE
prueba 01	18.04	0.61	46.62	3.58	92.88	7.13
prueba 02	20.71	1.37	41.38	9.27	82.44	17.55
prueba 03	21.07	1.43	40.92	9.27	81.53	18.48

4.10 PRUEBAS DE CINETICA DE FLOTACION

Siendo esta variable muy importante en el desarrollo de la investigación, se realizó una prueba de flotación obteniéndose concentrados a diferentes tiempos de flotación. Para tal efecto, las espumas serán separadas en diferentes recipientes al transcurrir los siguientes tiempos: ½ min, 1 min, 2 min, 4min y 8 min, con el propósito de determinar la ecuación cinética de flotación, así conocer el tiempo adecuado para la recuperación de especies minerales valiosos en las espumas.

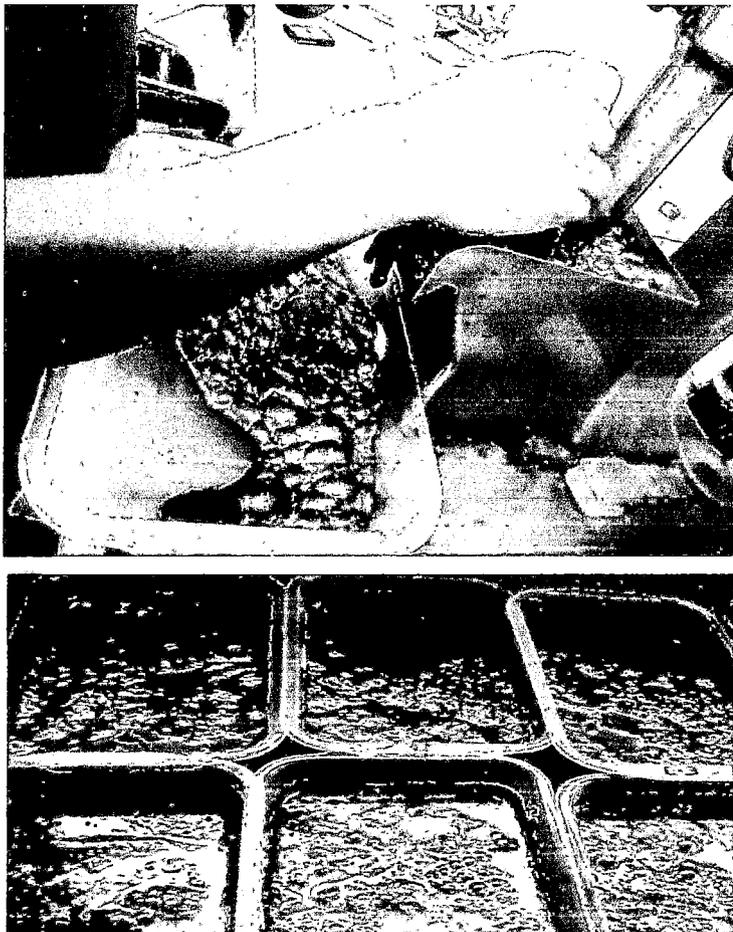
4.10.1 EQUIPOS Y MATERIALES

- Mineral sulfurado de cobre (845 g)
- Celda de flotación DENVER (2 l).
- Probeta de 1 l.
- Balanza analítica
- Jeringas para dosificar reactivo
- Peachimetro
- Paleta para remoción de espumas
- Pizeta
- Bandejas
- Cronómetro
- Reactivo (colector Z-11, aceite de pino, cal)
- Bolsas plásticas.

4.10.2 PROCEDIMIENTO

- Tomar las espumas de flotación a cabo de 0.5 min, 1 min, 2 min, 4 min y 8 min.
- Obtener concentrados para cada tiempo mencionado anteriormente y se disponen en bandejas separadas cada una.
- Secar los concentrados, pesar y luego enviar a laboratorio para su respectivo análisis químico.
- Realizar el balance metalúrgico para determinar la constante cinética de flotación.
- Graficar la recuperación acumulativa del balance metalúrgico versus tiempo de flotación.

FOTO 3.5 PRUEBA DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN



Para calcular la constante cinética "K" se utiliza la fórmula propuesta por Humberto García Zúñiga:

$$R_t = R_{\infty}(1 - e^{-Kt}) \quad (4.18)$$

Dónde:

R_t = Recuperación acumulativa en tiempo "t".

R_{∞} = Recuperación asintótica (línea recta que se acerca indefinidamente a la curva), cuando "t" tiende al infinito.

K = Constante de velocidad, que depende de los reactivos y de otras variables.

t = Tiempo acumulativo de flotación (minutos).

Linealizando la ecuación anterior se obtiene la siguiente expresión que es utilizada para los cálculos correspondientes:

$$\ln\left(\frac{R_{\infty}-R_t}{R_{\infty}}\right) = -Kt \quad (4.19)$$

En la tabla 4.11 se muestra las condiciones de operación para flotación por espumas.

TABLA 4.19 CONDICIONES DE OPERACIÓN

ITEM	VALOR
Densidad de pulpa (g/l)	1300
Volumen de la celda de flotación (l)	2
Cantidad de agua (ml)	1755
Velocidad de agitación (R.P.M)	1500
Flotación (R.P.M)	1300
% de sólidos	32.5
pH	9
Tiempo de flotación (min)	0.5 ,1,2 ,4 ,8
Colector AERO 343 (ml)	1.056
Espumante Aceite de Pino (ml)	0.28
Cal (g)	1.2
Tiempo de acondicionamiento (min)	5

El balance metalúrgico de la cinética de la flotación se representa en el tabla 4.12.

TABLA 4.20
BALANCE METALÚRGICO DE LA PRUEBA DE CINÉTICA DE FLOTACIÓN

Tiempo De Flotación (Min)	PRODUCTO	PESO (g)	LEYES	CONTENIDO METALICO (g)	RECUPERACIÓN PARCIAL (%)	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA (%)
			Cu %	Cu	Cu	Cu
0	CABEZA	845.00	5.94	50.19	100.00	0.00
0.5	CONCENTRADO 1	98.70	18.10	17.86	35.59	35.59
1	CONCENTRADO 2	81.20	17.17	13.94	27.78	63.37
2	CONCENTRADO 3	58.79	15.12	8.89	17.71	81.08
4	CONCENTRADO 4	38.39	8.13	3.12	6.22	87.30
8	CONCENTRADO 5	23.45	7.30	1.71	3.41	90.71
	RELAVE	544.47				

Utilizando la ecuación 4.19, se obtiene los valores de la tabla 4.21

TABLA 4.21
BALANCE METALURGICO VALORES REPRESENTATIVOS PARA HALLAR LA CONSTANTE CINETICA DE FLOTACION (K)

Nº	X	RECUPERACIÓN ACUMULATIVA	Y	XY	X ²
	TIEMPO (Min.)	R _t Cu	Cu	Cu	
1	0.5	35.59	-0.49	-0.25	0.25
2	1	63.37	-1.19	-1.19	1
3	2	81.08	-2.20	-4.40	4
4	4	87.30	-3.15	-12.61	16
5	8	90.71	-5.22	-41.77	64
N= 5	Σ x=15.5		Σ y = -12.25	Σxy = -60.20	Σx ² = 85.25

De la tabla 4.21 Se obtiene el valor de la constante cinética de la flotación K para el cobre, utilizando el método de los mínimos cuadrados de la ecuación 4.8; se tiene:

K para el Cobre.

$$-k = b = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2}$$

$$-k = b = \frac{(5)(-60.20) - (15.5)(-12.25)}{(5)(85.25) - (15.5)^2}$$

$$-k_{Cu} = -0.597$$

EL valor de R_{∞} para el cobre se obtiene de la figura 4.4 de la cinética de la flotación cuyo resultado es la siguiente:

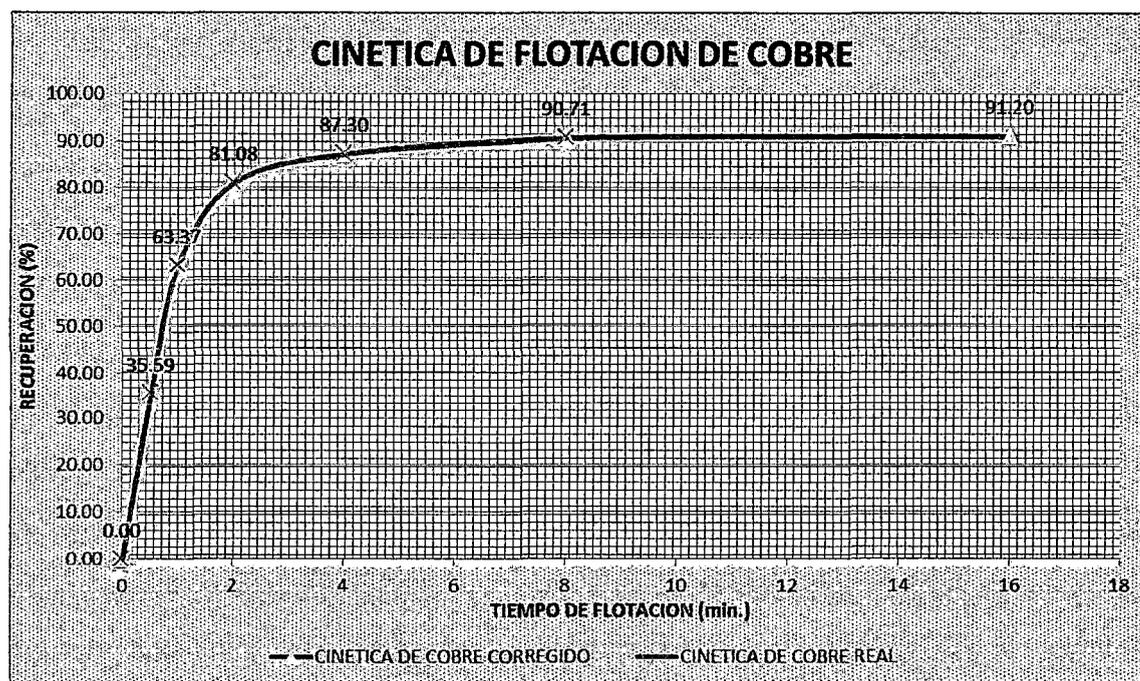
$$R_{\infty Cu} = 91.20$$

Finalmente se reemplaza los valores obtenidos de K y R_{∞} en la ecuación de la cinética de flotación:

$$R_{tCu} = 91.20(1 - e^{-0.597t})$$

Con los datos obtenidos del tabla N° 4.21 Se gráfica el tiempo de flotación versus % de recuperación acumulativa, ver figura 4.4

FIGURA 4.4
CINÉTICA DE FLOTACIÓN DE COBRE



Fuente: Elaboración propia

4.11 PRUEBAS DE FLOTACIÓN CON EL DISEÑO EXPERIMENTAL

Las pruebas de flotación previas sirvieron para conocer las principales variables del proceso y con las condiciones obtenidas se procedió al desarrollo del diseño experimental.

A pesar que son muchas las variables que intervienen en el proceso de flotación, para los propósitos de este trabajo de investigación se seleccionó las siguientes variables: Dosificación de colector Z-11(AERO-343), densidad de pulpa y pH; se considera que estas variables son las más relevantes en la recuperación del mineral valioso y las mismas poseen efecto significativo para confirmar con los datos experimentales, se planificó la realización de ocho pruebas, aplicando el diseño experimental.

Adicionalmente, por experiencias y conocimiento del proceso de flotación, se espera que ocurra una fuerte interacción entre las variables; densidad de pulpa, colector y pH. Esto es, que los variables influyan y su interacción se refleje en la recuperación del mineral valioso. A

continuación se indica los materiales y equipo a utilizar para realizar las pruebas de flotación:

En la tabla 4.22 se representa los niveles de las variables para el diseño factorial, y en la tabla 4.24 se presenta la réplica central:

TABLA 4.22
NIVELES DE VARIABLES

VARIABLES	NIVEL (-)	NIVEL (+)
Densidad de Pulpa (g/l)	1250	1350
Colector (g/TM)	0.929	1.099
pH	8	10

TABLA 4.23
REPLICA CENTRAL

Densidad de Pulpa (g/l)	DOSIFICACION DE COLECTOR Z-11 (g/TM)	pH
1300	1.014	9

Las variables en escala natural y codificada con replica central se muestra en el tabla 4.25.

TABLA 4.25
VARIABLES EN ESCALA NATURAL Y CODIFICADA CON REPLICA CENTRAL

PRUEBA (N)	Z ₁	Z ₂	Z ₃	X ₁	X ₂	X ₃
1	1250	8	0.929	-1	-1	-1
2	1350	8	0.929	1	-1	-1
3	1250	10	0.929	-1	1	-1
4	1350	10	0.929	1	1	-1
5	1250	8	1.099	-1	-1	1
6	1350	8	1.099	1	-1	1
7	1250	10	1.099	-1	1	1
8	1350	10	1.099	1	1	1
9	1300	9	1.014	0	0	0
10	1300	9	1.014	0	0	0
11	1300	9	1.014	0	0	0

Fuente: Elaboración propia

4.12 PRUEBAS EXPERIMENTALES CON EL DISEÑO FACTORIAL

Para desarrollar las pruebas experimentales del diseño factorial, se realizan ocho pruebas en base a las variables seleccionadas más tres réplicas centrales. A continuación se detallan, para cada caso, en las siguientes tablas.

TABLA 4.26.
CONDICIONES DE OPERACIÓN Y RESULTADOS METALURGICOS
PRUEBA N° 01

CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE MOLIENDA					
Tiempo de molienda (min)		14			
R.P.M.		71			
Peso del mineral (g)		1000			
CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE FLOTACION					
Densidad de pulpa g/l		1250			
Celda (ml)		2000			
Gravedad específica		3.49			
Peso del mineral (g)		808.63			
Agua fresca a la celda (ml)		1691.37			
R.P.M. acondicionamiento		1500			
R.P.M. flotación		1300			
% de sólidos		32.35			
pH		8			
Colectores Z-11 (g) al 5%		0.929			
Espumante aceite de pino (ml)		0.027			
Cal		0.8			
Tiempo de flotación (min)		8			
Tiempo de acondicionamiento (min)		5			
Remoción de espumas		10 paletadas en 10 s			
RESULTADOS METALÚRGICOS					
Producto	Peso(g)	Ley (%)	Cont. metálico	Recuperación (%)	k
Cabeza	808.63	5.94	48.03	100.00	4.03
Concentrado	200.50	19.65	39.40	82.03	
Relave	608.13	1.42	8.64	17.98	

TABLA 4.27
CONDICIONES DE OPERACIÓN Y RESULTADOS METALURGICOS
PRUEBA N° 02

<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE MOLIENDA</u>					
Tiempo de molienda (min)		14			
R.P.M.		71			
Peso del mineral (g)		1000			
<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE FLOTACION</u>					
Densidad de pulpa (g/l)		1350			
Celda (ml)		2000			
Gravedad especifica		3.49			
Peso del mineral (g)		873.31			
Agua fresca a la celda (ml)		1826.69			
R.P.M. acondicionamiento		1500			
R.P.M. flotación		1300			
% de sólidos		32.35			
pH		8			
Colectores Z-11 (g) al 5%		0.929			
Espumante aceite de pino (ml)		0.029			
Cal		0.8			
Tiempo de flotación (min)		8			
Tiempo de acondicionamiento (min)		5			
Remoción de espumas		10 paletadas en 10 s			
<u>RESULTADOS METALÚRGICOS</u>					
Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico	Recuperación (%)	k
Cabeza	873.31	5.94	48.03	100.00	3.92
Concentrado	222.98	18.94	42.23	87.93	
Relave	650.33	0.89	5.80	12.08	

TABLA 4.28
CONDICIONES DE OPERACIÓN Y RESULTADOS METALURGICOS
PRUEBA N° 03

<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE MOLIENDA</u>					
Tiempo de molienda (min)		14			
R.P.M.		71			
Peso del mineral (g)		1000			
<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE FLOTACION</u>					
Densidad de pulpa (g/l)		1250			
Celda (ml)		2000			
Gravedad especifica		3.49			
Peso del mineral (g)		808.63			
Agua fresca a la celda (ml)		1691.37			
R.P.M. acondicionamiento		1500			
R.P.M. flotación		1300			
% de sólidos		32.35			
pH		10			
Colectores Z-11 (g) al 5%		0.929			
Espumante aceite de pino (ml)		0.027			
Cal (g)		1			
Tiempo de flotación (min)		8			
Tiempo de acondicionamiento (min)		5			
Remoción de espumas		10 paletadas en 10 s			
<u>RESULTADOS METALÚRGICOS</u>					
Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico	Recuperación (%)	k
Cabeza	808.63	5.94	48.03	100.00	3.93
Concentrado	205.80	19.15	39.42	82.07	
Relave	602.83	1.43	8.61	17.92	

TABLA 4.29
CONDICIONES DE OPERACIÓN Y RESULTADOS METALURGICOS

PRUEBA N° 04

<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE MOLIENDA</u>					
Tiempo de molienda (min)	14				
R.P.M.	71				
Peso del mineral (g)	1000				
<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE FLOTACION</u>					
Densidad de pulpa g/l	1350				
Celda (ml)	2000				
Gravedad especifica	3.49				
Peso del mineral (g)	873.315				
Agua fresca a la celda (ml)	1826.69				
R.P.M. acondicionamiento	1500				
R.P.M. flotación	1300				
% de sólidos	32.35				
pH	10				
Colectores Z-11 (g) al 5%	0.929				
Espumante aceite de pino (ml)	0.029				
Cal (g)	1.2				
Tiempo de flotación (min)	8				
Tiempo de acondicionamiento (min)	5				
Remoción de espumas	10 paletadas en 10 s				
<u>RESULTADOS METALÚRGICOS</u>					
Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico	Recuperación (%)	k
Cabeza	873.32	5.94	51.87	100.00	4.19
Concentrado	208.53	21.68	45.21	87.15	
Relave	664.79	1.002	6.66	12.84	

TABLA 4.30
CONDICIONES DE OPERACIÓN Y RESULTADOS METALURGICOS
PRUEBA N° 05

<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE MOLIENDA</u>					
Tiempo de molienda (min)	14				
R.P.M.	71				
Peso del mineral (g)	1000				
<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE FLOTACION</u>					
Densidad de pulpa (g/l)	1250				
Celda (ml)	2000				
Gravedad especifica	3.49				
Peso del mineral (g)	808.63				
Agua fresca a la celda (ml)	1691.37				
R.P.M. acondicionamiento	1500				
R.P.M. flotación	1300				
% de sólidos	32.35				
pH	8				
Colectores Z-11 (g) al 5%	1.099				
Espumante aceite de pino (ml)	0.027				
Cal (g)	0.8				
Tiempo de flotación (min)	8				
Tiempo de acondicionamiento (min)	5				
Remoción de espumas	10 paletadas en 10 s				
<u>RESULTADOS METALÚRGICOS</u>					
Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico	Recuperación (%)	k
Cabeza	808.63	5.94	48.03	100	3.89
Concentrado	207.62	19.23	39.92	83.12	
Relave	601.01	1.35	8.11	16.89	

TABLA 4.31
CONDICIONES DE OPERACIÓN Y RESULTADOS METALURGICOS
PRUEBA N° 06

<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE MOLIENDA</u>					
Tiempo de molienda (min)		14			
R.P.M.		71			
Peso del mineral (g)		1000			
<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE FLOTACION</u>					
Densidad de pulpa (g/l)		1350			
Celda (ml)		2000			
Gravedad especifica		3.49			
Peso del mineral (g)		873.315			
Agua fresca a la celda (ml)		1826.69			
R.P.M. acondicionamiento		1500			
R.P.M. flotación		1300			
% de sólidos		32.35			
pH		8			
Colectores Z-11 (g) al 5%		1.099			
Espumante aceite de pino (ml)		0.029			
Cal (g)		0.8			
Tiempo de flotación (min)		8			
Tiempo de acondicionamiento (min)		5			
Remoción de espumas		10 paletadas en 10 s			
<u>RESULTADOS METALÚRGICOS</u>					
Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico	Recuperación (%)	k
Cabeza	873.31	5.94	51.87	100.00	3.41
Concentrado	255.80	17.71	45.30	87.33	
Relave	617.51	1.06	6.57	12.67	

TABLA 4.32
CONDICIONES DE OPERACIÓN Y RESULTADOS METALURGICOS
PRUEBA N° 07

<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE MOLIENDA</u>					
Tiempo de molienda (min)		14			
R.P.M.		71			
Peso del mineral (g)		1000			
<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE FLOTACION</u>					
Densidad de pulpa (g/l)		1250			
Celda (ml)		2000			
Gravedad especifica		3.49			
Peso del mineral (g)		808.63			
Agua fresca a la celda (ml)		1691.37			
R.P.M. acondicionamiento		1500			
R.P.M. flotación		1300			
% de sólidos		32.35			
pH		10			
Colectores Z-11 (g) al 5%		1.099			
Espumante aceite de pino (ml)		0.027			
Cal (g)		1			
Tiempo de flotación (min)		8			
Tiempo de acondicionamiento (min)		5			
Remoción de espumas		10 paletadas en 10 s			
<u>RESULTADOS METALÚRGICOS</u>					
Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico	Recuperación (%)	k
Cabeza	808.63	5.94	48.03	100.00	3.22
Concentrado	251.07	16.12	40.47	84.26	
Relave	557.56	1.36	7.56	15.74	

TABLA 4.33
CONDICIONES DE OPERACIÓN Y RESULTADOS METALURGICOS
PRUEBA N° 08

<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE MOLIENDA</u>					
Tiempo de molienda (min)		14			
R.P.M.		71			
Peso del mineral (g)		1000			
<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE FLOTACION</u>					
Densidad de pulpa (g/l)		1350			
Celda (ml)		2000			
Gravedad especifica		3.49			
Peso del mineral (g)		873.315			
Agua fresca a la celda (ml)		1826.69			
R.P.M. acondicionamiento		1500			
R.P.M. flotación		1300			
% de sólidos		32.35			
pH		10			
Colectores Z-11 (g) al 5%		1.099			
Espumante aceite de pino (ml)		0.029			
Cal (g)		1.3			
Tiempo de flotación (min)		8			
Tiempo de acondicionamiento (min)		5			
Remoción de espumas		10 paletadas en 10 s			
<u>RESULTADOS METALÚRGICOS</u>					
Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico	Recuperación (%)	k
Cabeza	873.31	5.94	51.87	100.00	3.34
Concentrado	261.23	17.28	45.14	87.02	
Relave	612.08	1.10	6.73	12.98	

TABLA 4.34
CONDICIONES DE OPERACIÓN Y RESULTADOS METALURGICOS
PRUEBA N° 09

<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE MOLIENDA</u>					
Tiempo de molienda (min)		14			
R.P.M.		71			
Peso del mineral (g)		1000			
<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE FLOTACION</u>					
Densidad de pulpa (g/l)		1300			
Celda (ml)		2000			
Gravedad especifica		3.49			
Peso del mineral (g)		845			
Agua fresca a la celda (ml)		1755			
R.P.M. acondicionamiento		1500			
R.P.M. flotación		1300			
% de sólidos		32.5			
pH		9			
Colectores Z-11 (g) al 5%		1.014			
Espumante aceite de pino (ml)		0.028			
Cal (g)		0.9			
Tiempo de flotación (min)		8			
Tiempo de acondicionamiento (min)		5			
Remoción de espumas		10 paletadas en 10 s			
<u>RESULTADOS METALÚRGICOS</u>					
Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico	Recuperación (%)	k
Cabeza	840.96	5.94	49.95	100	3.23
Concentrado	260.62	16.77	43.71	87.5	
Relave	580.34	1.076	6.24	12.50	

TABLA 4.35
CONDICIONES DE OPERACIÓN Y RESULTADOS METALURGICOS
PRUEBA N° 10

<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE MOLIENDA</u>					
Tiempo de molienda (min)		14			
R.P.M.		71			
Peso del mineral (g)		1000			
<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE FLOTACION</u>					
Densidad de pulpa (g/l)		1300			
Celda (ml)		2000			
Gravedad especifica		3.49			
Peso del mineral (g)		840.96			
Agua fresca a la celda (ml)		1759.03			
R.P.M. acondicionamiento		1500			
R.P.M. flotación		1300			
% de sólidos		32.35			
pH		9			
Colectores Z-11 (g) al 5%		1.014			
Espumante aceite de pino (ml)		0.028			
Cal (g)		1			
Tiempo de flotación (min)		8			
Tiempo de acondicionamiento (min)		5			
Remoción de espumas		10 paletadas en 10 s			
<u>RESULTADOS METALÚRGICOS</u>					
Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico	Recuperación (%)	k
Cabeza	840.96	5.94	49.95	100.00	3.63
Concentrado	231.64	18.65	43.20	86.49	
Relave	609.32	1.11	6.75	13.50	

TABLA 4.36
CONDICIONES DE OPERACIÓN Y RESULTADOS METALURGICOS
PRUEBA N° 11

<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE MOLIENDA</u>					
Tiempo de molienda (min)		14			
R.P.M.		71			
Peso del mineral (g)		1000			
<u>CONDICIONES DE OPERACIÓN: ETAPA DE FLOTACION</u>					
Densidad de pulpa (g/l)		1300			
Celda (ml)		2000			
Gravedad especifica		3.49			
Peso del mineral (g)		840.96			
Agua fresca a la celda (ml)		1759.03			
R.P.M. acondicionamiento		1500			
R.P.M. flotación		1300			
% de sólidos		32.35			
pH		9			
Colectores Z-11 (g) al 5%		1.014			
Espumante aceite de pino (ml)		0.028			
Cal (g)		0.9			
Tiempo de flotación (min)		8			
Tiempo de acondicionamiento (min)		5			
Remoción de espumas		10 paletadas en 10 s			
<u>RESULTADOS METALÚRGICOS</u>					
Producto	Peso (g)	Ley (%)	Cont. Metálico	Recuperación (%)	k
Cabeza	840.96	5.94	49.95	100.00	3.79
Concentrado	221.61	19.44	43.08	86.25	
Relave	619.35	1.11	6.87	13.76	

TABLA 4.37.
RESUMEN GENERAL DE LAS PRUEBAS DEL DISEÑO FACTORIAL CON
REPLICA CENTRALES

N° DE PRUEBAS	BALANCE METALÚRGICO					
	Producto	Peso (g)	Ley	Contenido metálico (g)	recuperación (%)	K
			Cu%	Cu	Cu	
1	Cabeza	808.63	5.94	48.03	100	4.03
	Concentrado	200.5	19.65	39.4	82.03	
	Relave	608.13	1.42	8.64	17.98	
2	Cabeza	873.31	5.94	48.03	100	3.92
	Concentrado	222.98	18.94	42.23	87.93	
	Relave	650.33	0.89	5.8	12.08	
3	Cabeza	808.63	5.94	48.03	100	3.93
	Concentrado	205.8	19.15	39.42	82.07	
	Relave	602.83	1.43	8.61	17.92	
4	Cabeza	873.32	5.94	51.87	100	4.19
	Concentrado	208.53	21.68	45.21	87.15	
	Relave	664.79	1.002	6.66	12.84	
5	Cabeza	808.63	5.94	48.03	100	3.89
	Concentrado	207.62	19.23	39.92	83.12	
	Relave	601.01	1.35	8.11	16.89	
6	Cabeza	873.31	5.94	51.87	100	3.41
	Concentrado	255.8	17.71	45.3	87.33	
	Relave	617.51	1.06	6.57	12.67	
7	Cabeza	808.63	5.94	48.03	100	3.22
	Concentrado	251.07	16.12	40.47	84.26	
	Relave	557.56	1.36	7.56	15.74	
8	Cabeza	873.31	5.94	51.87	100	3.34
	Concentrado	261.23	17.28	45.14	87.02	
	Relave	612.08	1.1	6.73	12.98	
9	Cabeza	840.96	5.94	49.95	100	3.23
	Concentrado	260.62	16.77	43.71	87.5	
	Relave	580.34	1.076	6.24	12.5	
10	Cabeza	840.96	5.94	49.95	100	3.63
	Concentrado	231.64	18.65	43.2	86.49	
	Relave	609.32	1.11	6.75	13.5	
11	Cabeza	840.96	5.94	49.95	100	3.79
	Concentrado	221.61	19.44	43.08	86.25	
	Relave	619.35	1.11	6.87	13.76	

TABLA 4.38.**ANALISIS METALURGICO DE PRUEBAS DE FLOTACION**

PRUEBAS	LEYES		CONTENIDO METALICO		RECUPERACION (%)	
	CONCENTRADO	RELAVE	CONCENTRADO	RELAVE	CONCENTRADO	RELAVE
prueba 01	19.65	1.42	39.40	8.64	82.03	12.94
prueba 02	18.94	0.89	42.23	5.8	87.93	12.08
prueba 03	19.15	0.43	39.42	8.61	82.07	17.92
prueba 04	21.68	1.002	45.21	6.66	87.15	12.84
prueba 05	19.23	1.35	39.92	8.11	83.12	16.89
prueba 06	17.71	1.06	45.30	6.57	87.33	12.67
prueba 07	16.12	1.36	40.47	7.56	84.26	15.74
prueba 08	17.28	1.10	45.14	6.37	87.02	12.98
prueba 09	16.77	1.076	43.71	6.24	87.50	12.50
prueba 10	18.65	1.11	43.20	6.75	86.49	13.50
prueba 11	19.44	1.11	43.08	6.87	86.25	13.76

4.13 ANÁLISIS Y RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN.

Los resultados metalúrgicos resueltos en las flotaciones del diseño experimental favorece realizar el estudio con parámetros de operación de la prueba N° 02; ya que las leyes en los relaves y concentrado es óptimo al proceso de recuperación, además el contenido metálico en los relaves es bajo y el porcentaje de recuperación es aceptable.

CAPITULO V

EVALUACIÓN DE VARIABLES POR DISEÑO EXPERIMENTAL

El presente capítulo presenta la técnica del diseño factorial de experimentos, por ser un método con fundamento estadístico de amplia difusión entre los investigadores. Es particularmente útil cuando no se conoce el comportamiento del sistema bajo estudio y no se tiene un modelo teórico que lo pueda predecir. En esta situación el diseño factorial permite ajustar un modelo matemático empírico de primer orden.

Al inicio de un trabajo de optimización, cuando todavía no se tiene un buen conocimiento del comportamiento del proceso a optimizar, generalmente la lista de variables que pueden influir en el proceso son muchas. El objetivo principal en una primera etapa de optimización es la de identificar aquellas variables que tengan gran influencia en el proceso; para esta fase los diseños factoriales son los más recomendables.

5.1. TIPOS DE EXPERIMENTOS

La manera como pueden ser llevados los experimentos pueden ser:

5.1.1 EXPERIMENTACIÓN PASIVA

Este tipo de experimentación es llevado a cabo modificando una variable a la vez. Por ejemplo en el caso de dos variables controlables, en una primera corrida experimental, se modifica la primera variable mientras que la segunda se mantiene constante, después modificar la segunda variable mientras que la primera se mantiene constante. Este método no es muy conveniente cuando se investiga más de dos variables, ya que no considera la posible interacción que ocurre entre las variables, teniendo además una alta probabilidad de conducir a un falso óptimo.

5.1.2 EXPERIMENTACIÓN ACTIVA (DISEÑO DE EXPERIMENTOS)

Los experimentos son llevados a cabo mediante un diseño predeterminado (diseño de experimentos), el cual es un plan organizado de experimentos que permiten evaluar simultáneamente todas las variables consideradas y, además evaluar la fuerza de interacción entre las variables y reducir el número de experimentos a llevarse a cabo.

En la optimización de procesos, la optimización racional de los diseños experimentales, junto con una estrategia adecuada de optimización, es el mejor método para encontrar los valores óptimos de las variables de manera rápida y eficiente.

5.2 DISEÑO FACTORIAL, 2^k

Con el diseño factorial, 2^k , se estudia el efecto de los factores en dos niveles cada uno, con respecto a las respuestas; es decir, se busca estudiar la relación entre los factores y las respuestas. Este estudio consta de 2^3 tratamientos; es decir, $2*2*2 = 8$, tratamientos diferentes o punto de diseño.

$$2^k = N \quad (5.1)$$

Donde:

2 = niveles de pruebas.

K = factores o número de variables (3 variables)

N = número de experimentos (8 pruebas)

Para el mejor entendimiento de este diseño es conveniente definir lo siguiente:

- **Niveles de un factor.** Son los distintos valores asignados a un factor en un experimento, es decir el grado de intensidad de un factor.
- **Combinación de tratamiento.** Es el conjunto de todos los factores empleados en una experiencia determinada; es decir cualquier combinación específica de niveles de factor.
- **Respuesta.** Es el resultado numerico de una experiencia, que viene a ser la variable dependiente.
- **Efecto de un factor.** Es la variación en la respuesta, producida por un cambio en el nivel del factor, en dos niveles solamente; el efecto, es simplemente la diferencia entre el promedio de las respuestas de todas las experiencias en el nivel superior menos el promedio en el nivel inferior.
- **Interacción.** Es la respuesta diferencial a un factor en combinación en niveles variables de un segundo factor aplicado simultáneamente; la interacción es el efecto adicional o conjunto, debido a la influencia combinada de dos o mas factores.
- **Unidad experimental.** Es la unidad básica sobre la cual se aplica un tratamiento dado o combinación de tratamientos.
- **Error experimental.** Si dos unidades experimentales idénticas reciben el mismo tratamiento y combinación de tratamiento y producen respuestas o

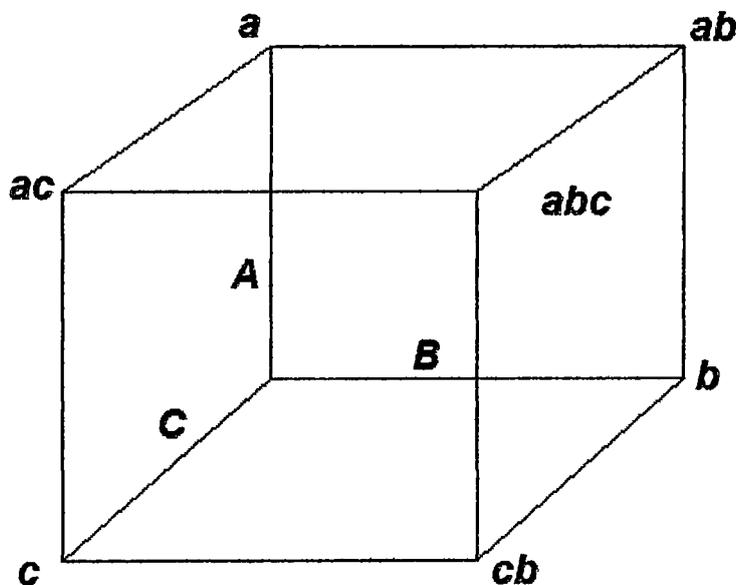
mediciones diferentes, la diferencia entre las dos respuestas se llama error experimental.

El diseño 2^k puede considerarse geoméricamente y cada combinación experimental puede graficarse, correspondiendo cada uno de los puntos en el espacio, cuyas coordenadas son: +1 y -1. Su representación matemática obedece a un modelo lineal del tipo:

$$Y = b_0 + b_1X_1 + b_2X_2 + b_3X_3 + E \quad (5.2)$$

En la figura 5.1. se muestra la representación espacial con las combinaciones para un diseño factorial 2^3 .

FIGURA 4.1. REPRESENTACIÓN ESPACIAL DE UN DISEÑO FACTORIAL 2^3



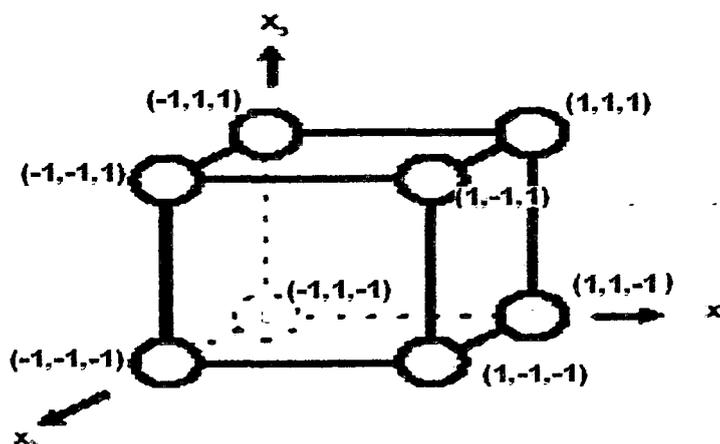
5.3. DISEÑO FACTORIAL, 2^k , CON RÉPLICA EN EL PUNTO CENTRAL DEL DISEÑO

El diseño factorial, 2^k , asume que la relación entre las variables y la respuesta es representada por un modelo matemático lineal de ser cierta la linealidad, el modelo debe predecir adecuadamente todos los puntos del diseño, inclusive el punto central. Aunque no se verifique linealidad perfecta, el modelo funcionará bastante bien si la linealidad se cumple de manera aproximada. De no predecir adecuadamente el modelo, especialmente en el punto central, se afirma que el modelo no es suficiente para explicar las respuestas en tal región y es posible asumir la existencia de curvatura. Se debe realizar pruebas en el punto central del diseño para dar un estimado del efecto de curvatura.

El diseño factorial, 2^k , permite obtener valiosa información para el análisis de los resultados de las pruebas metalúrgicas. Nos permite determinar el efecto de las variables del proceso. Para los cálculos de diseño factorial se realizó 8 corridas de pruebas.

En este diseño se estudian tres factores, cada uno a dos niveles, con ocho combinaciones de tratamiento que, se representan en la figura 5.2. gráficamente, en un cubo.

FIGURA 5.2.
REPRESENTACIÓN ESPACIAL CON COORDENADAS +1 Y -1 PARA UN DISEÑO FACTORIAL DE 2^3 .



Para la confirmación de los valores encontrados para las distintas variables se adiciona el corrido de pruebas centrales a dicho diseño. Estas pruebas nos permiten evaluar el **error aleatorio**, así como evaluar la **curvatura** de la función matemática encontrada.

A continuación se muestran los factores o variables más importantes en la flotación de minerales sulfurados de cobre.

5.3.1. VARIABLES

A. VARIABLES INDEPENDIENTES

En la tabla 5.1 se muestran las variables independientes que intervienen en el proceso, incluyendo los niveles mínimo y máximo. La elección de estas variables fue explicada y analizada en el capítulo anterior.

TABLA 5.1.
VARIABLES DEL DISEÑO

VARIABLES	NIVEL(-)	NIVEL(+)
DENSIDAD DE PULPA (g/l)	1250	1350
DOSIFICACION DE COLECTOR (g/TM)	0,929	1,099
pH	8	10

Las réplicas centrales para el diseño factorial se muestran en la tabla 5.2.

TABLA 5.2
RÉPLICAS CENTRALES (Y°)

Densidad de Pulpa (g/l)	DOSIFICACION DE COLECTOR Z-11 (g/TM)	pH
1300	1.014	10
1300	1.014	10
1300	1.014	10

Los valores de las réplicas centrales se fijan como el promedio del nivel bajo (-) y el nivel alto (+) de cada variable.

B. VARIABLE DEPENDIENTE

La variable dependiente es el porcentaje de recuperación.

A continuación se procede a construir la planificación del diseño experimental (con pruebas con los valores extremos y tres réplicas en el punto central), que nos indican los valores de las variables en escala natural (Z_j), y en escala codificada (X_j), representando la variable dependiente (Y) la recuperación del cobre. Ver tabla 5.3.

TABLA 5.3.
VARIABLES EN ESCALA NATURAL Y CODIFICADA CON RÉPLICAS CENTRALES

PRUEBA (N)	ESCALA NATURAL			ESCALA CODIFICADA			Respuesta
	Z_1	Z_2	Z_3	X_1	X_2	X_3	Y
1	1250	8	0.929	-1	-1	-1	82.03
2	1350	8	0.929	1	-1	-1	87.93
3	1250	10	0.929	-1	1	-1	82.07
4	1350	10	0.929	1	1	-1	87.15
5	1250	8	1.099	-1	-1	1	83.12
6	1350	8	1.099	1	-1	1	87.33
7	1250	10	1.099	-1	1	1	84.26
8	1350	10	1.099	1	1	1	87.02
9	1300	9	1.014	0	0	0	87.50
10	1300	9	1.014	0	0	0	86.49
11	1300	9	1.014	0	0	0	86.25

5.3.2. CALCULO DE EFECTOS

Con este diseño se pueden estudiar tres efectos principales X_1 , X_2 , X_3 ; tres interacciones dobles $X_1 X_2$, $X_1 X_3$, $X_2 X_3$ y una interacción triple $X_1 X_2 X_3$. Para saber cuantitativamente cuánto afectan las variables sobre la respuesta o criterio de optimización del proceso, se determina el cálculo de los efectos, definido como la diferencia entre los valores de las respuestas, cuando en los tratamientos respectivos, las variables se encuentran en su nivel inferior y superior; por la expresión:

$$E_x = \frac{(\sum Y+) - (\sum Y-)}{\left(\frac{N}{2}\right) * r} \quad (5.3)$$

$$E_{X \text{ Neutral}} = \frac{(680.91 - 0)}{(8/2 \times 1)} = 170.2275$$

$$E_{X \text{ Densidad Pulpa}} = \frac{(349.43 - 331.48)}{(8/2 \times 1)} = 4.4875$$

$$E_{X \text{ Colector Z-11}} = \frac{(340.5 - 340.41)}{(8/2 \times 1)} = 0.0225$$

$$E_{X \text{ pH}} = \frac{(341.73 - 339.18)}{(8/2 \times 1)} = 0.6375$$

Donde:

$\sum Y+$ = Sumatoria de las respuestas de las variables del nivel superior en cuestión.

$\sum Y-$ = Sumatoria de las respuestas de las variables del nivel inferior en cuestión.

N = Número de pruebas experimentales.

r = Número de réplicas en el diseño. En este caso se considera 1 por las tres réplicas en el punto central.

El cálculo de los efectos se realiza matricialmente. Se puede trabajar en computadora mediante una hoja de cálculo, o si se prefiere, se puede utilizar cualquier lenguaje de programación. La ecuación, para el cálculo de los efectos, está dado por:

$$Ex = \frac{\sum_{i=j}^N X_{ij} Y_j}{\left(\frac{N}{2}\right) * r} = \frac{[X^T] * [Y]}{\left(\frac{N}{2}\right) * r} \quad (5.4)$$

Donde:

[X^T] = matriz transpuesta.

[X] = matriz de la variable respuesta.

La matriz de diseño factorial, con una sola prueba en cada punto extremo de diseño, se observa en el tabla N° 5.4.

TABLA 5.4
MATRIZ DEL DISEÑO FACTORIAL Y RESPUESTAS EXPERIMENTALES
(CODIFICADA)

PRUEBAS		EFECTOS PRINCIPALES				EFECTO DE LAS INTERACCIONES DOBLES			EFECTO DE LAS INTERACCIONES TRIPLES	VECTOR RESPUESTA
		X ₀	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ X ₂	X ₁ X ₃	X ₂ X ₃	X ₁ X ₂ X ₃	(Y)
1	1	1	-1	-1	-1	1	1	1	-1	82.03
2	A	1	1	-1	-1	-1	-1	1	1	87.93
3	B	1	-1	1	-1	-1	1	-1	1	82.07
4	Ab	1	1	1	-1	1	-1	-1	-1	87.15
5	C	1	-1	-1	1	1	-1	-1	1	83.12
6	Ac	1	1	-1	1	-1	1	-1	-1	87.33
7	Bc	1	-1	1	1	-1	-1	1	-1	84.26
8	Abc	1	1	1	1	1	1	1	1	87.02

Promedio general (exceptúa puntos en el centro)

$$\bar{Y} = 85.11375$$

Operando por la matriz transpuesta, se obtiene el efecto (ver tabla 5.5).

[X]										
1	-1	-1	-1	1	1	1	-1			
1	1	-1	-1	-1	-1	1	1			
1	-1	1	-1	-1	1	-1	1			
1	1	1	-1	1	-1	-1	-1			
1	-1	-1	1	1	-1	-1	1			
1	1	-1	1	-1	1	-1	-1			
1	-1	1	1	-1	-1	1	-1			
1	1	1	1	1	1	1	1			

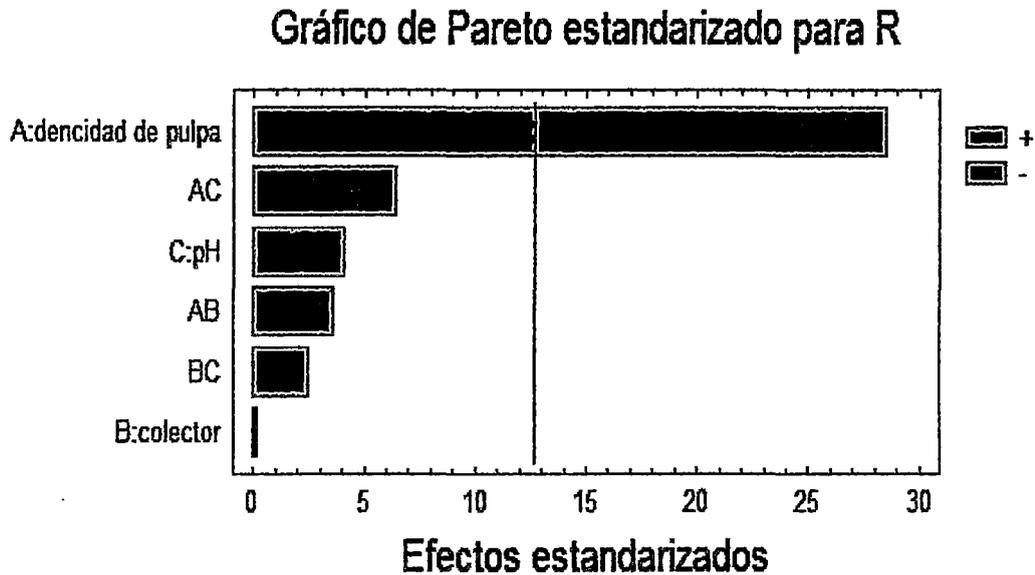
[(X) ^T]		Resp. Y		(X) ^T × Y		
1	1	1	1	1	82.03	680.91
-1	1	-1	1	-1	87.93	17.95
-1	-1	1	1	-1	82.07	0.09
-1	-1	-1	-1	1	87.15	2.55
1	-1	-1	1	1	83.12	-2.27
1	-1	1	-1	-1	87.33	-4.01
1	1	-1	-1	-1	84.26	1.57
-1	1	1	-1	-1	87.02	-0.63

TABLA 5.5.
CÁLCULO DE LOS EFECTOS

	X ₀	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ X ₂	X ₁ X ₃	X ₂ X ₃	X ₁ X ₂ X ₃
(X)^T × Y	680.91	17.95	0.09	2.55	-2.27	-4.01	1.57	-0.63
Efectos	170.2275	4.4875	0.0225	0.6375	-0.5675	-1.0025	0.3925	-0.1575
b_j	85.11375	2.24375	0.01125	0.31875	-0.28375	-0.50125	0.19625	-0.07875

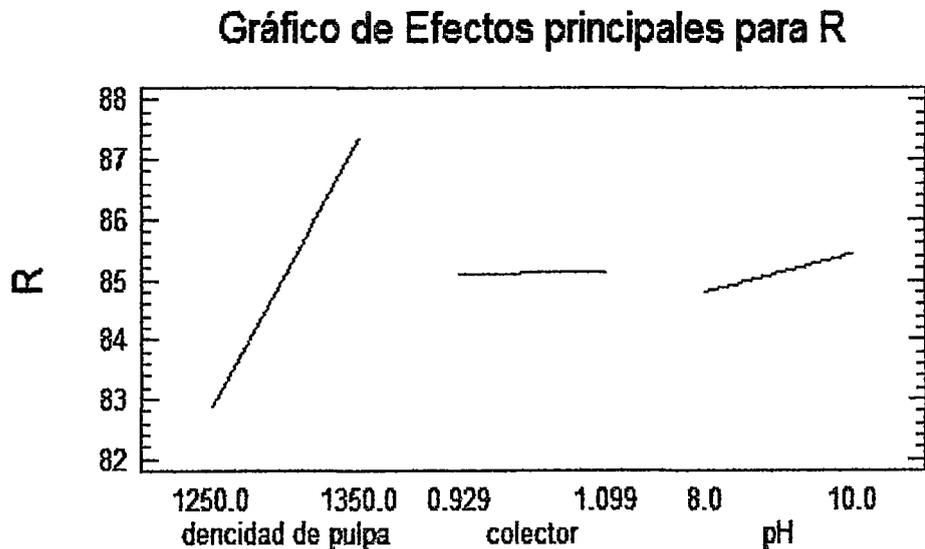
Con los datos del tabla 5.5. se gráfica los efectos, ver gráfico 5.1.

GRÁFICO 5.1: GRÁFICO DE PARETO ESTANDARIZADO PARA LA RESPUESTA R =Y UTILIZANDO STATGRAPHICS PLUS



Fuente: Elaboracion propia.

GRÁFICO 5.2: EFECTO DE LOS FACTORES PARA LA RESPUESTA R=Y UTILIZANDO STATGRAPHICS



Fuente: Elaboracion propia.

Si se visualiza los signos de los efectos X_1 y X_3 , notamos que ambos son positivos con valores altos, por lo tanto deberán ser maximizados; es decir que ambos factores son variables, y deben ser optimizados y

establecidos sus rangos de trabajo óptimo. El factor X_2 tiene efecto positiva regular y nos indica que está en su valor máximo, es decir es una constante en el proceso.

En el presente caso, solamente, estamos evaluando y no optimizando el proceso; para desarrollar la optimización deberá seguirse otro camino.

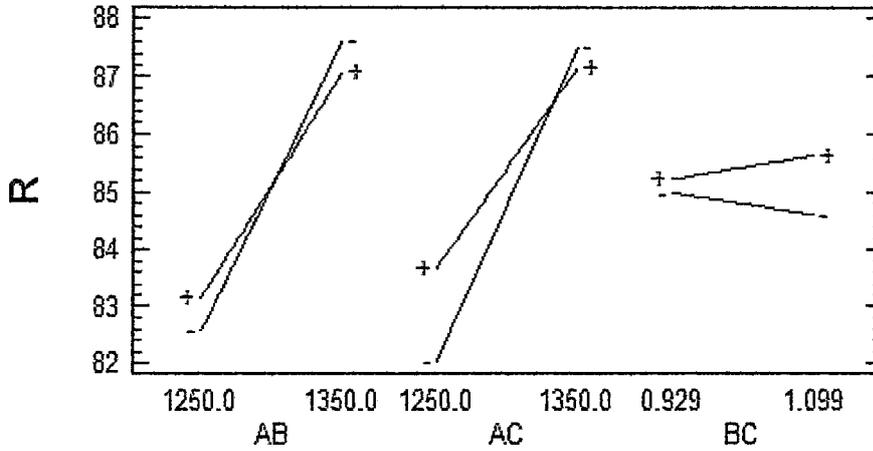
Interpretación de la interacción:

El significado físico del cálculo de los efectos, es ver cómo varia la respuesta al variar una variable desde el nivel inferior hasta el nivel superior. Las siguientes observaciones se deducen de los efectos calculados:

- El efecto de la variable densidad de pulpa. Al aumentar de 1250 a 1350g/l, (X_1), el incremento en la recuperación del cobre en 4.4875 de efecto.
- Otro efecto importante es la dosificación de reactivo colector Z-11 (AERO – 343). Al aumentar de 0.929 a 1.099Kg/TM (X_2), incrementa la recuperación del cobre en 0.225 de efecto.
- Otro efecto importante después de la densidad es de la variable X_3 , que corresponde al pH. Al aumentar de 8 a 10 incrementa la recuperación del cobre en 0.6375 de efecto.
- El efecto de las interacciones X_1X_2 , X_1X_3 , $X_1X_2X_3$ son realmente negativos y no son consideradas relevantes en el proceso.

GRÁFICO 5.3: EFECTO DE LA INTERACCIÓN PARA LA RESPUESTA R=Y UTILIZANDO STATGRAPHICS PLUS

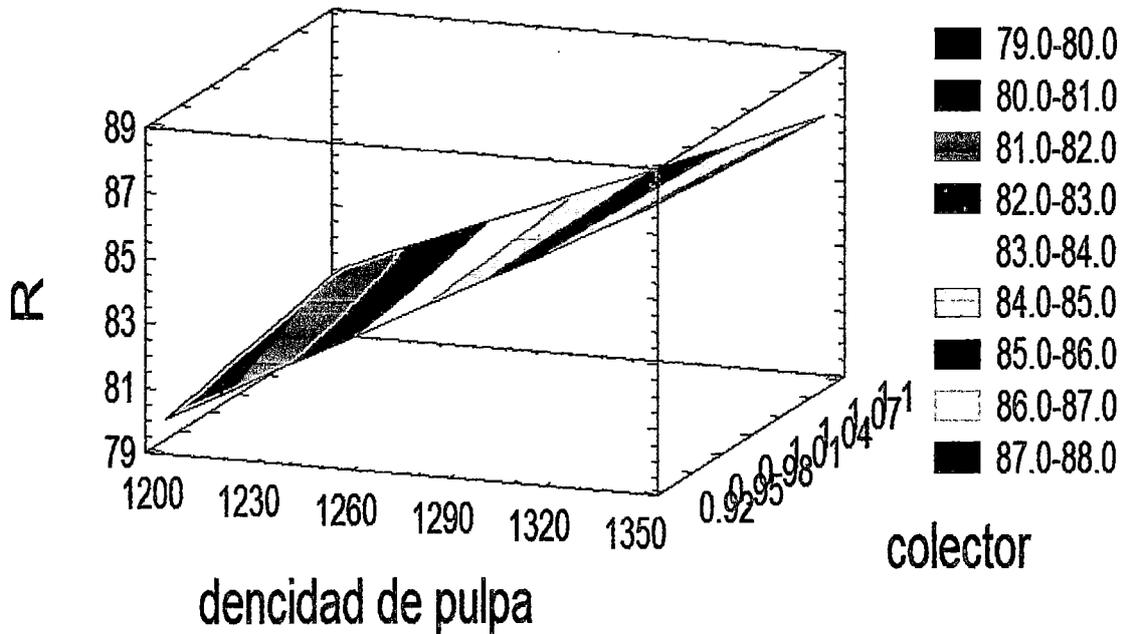
Gráfico de la interacción para R



Fuente: Elaboracion propia.

GRÁFICO 5.4 SUPERFICIE DE RESPUESTA PARA LA RESPUESTA R=Y UTILIZANDO STATGRAPHICS PLUS

**Superficie de Respuesta estimada
pH=9.0**



Fuente: Elaboracion propia.

5.3.3. ANÁLISIS DE VARIANZA DEL DISEÑO FACTORIAL.

El análisis de varianza es una herramienta útil en la inferencia estadística: Se aplica para probar la significancia de los efectos en el diseño experimental. Mediante este análisis se determinará cual de las variables, de un grupo determinado Densidad de Pulpa, dosificación de colector Z-11 (AERO – 343) y pH) son realmente importantes en el rango investigado. Para este fin se elabora la tabla de análisis de varianza (ANAVA) para comparar la varianza de cada efecto.

El análisis de varianza implica el cálculo de:

SS_{Total} = Suma total de cuadrados.

$SS_{Efectos}$ = Suma de cuadrados debido a los efectos o tratamientos.

SS_{Error} = Suma de cuadrados debido al error.

$SS_{Curvatura}$ = Suma de cuadrados debido a la curvatura.

La suma de cuadrados de los efectos e interacciones se da por la siguiente ecuación:

$$SS_{Efecto} = \frac{\left(\sum_{i=1}^N X_{ij} Y_j \right)^2}{Nr} = \frac{\{X^T\} * \{Y\}^2}{Nr} \quad (5.5)$$

Ejemplo:

$$SS_{Efecto Densidad Pulpa} = \frac{(17.95)^2}{8 \times (1)}$$

$$SS_{Efecto Densidad Pulpa} = 40.2753$$

La suma de ecuaciones debida al error se calcula con cada % de extracción de las tres replicas con la siguiente ecuación:

$$SS_{Error} = \sum_{i=1}^N (Y_i^{\circ} - \bar{Y}^{\circ})^2 \quad (5.6)$$

$$SS_{Error} = (87.50 - 87.747)^2 = 0.061$$

$$SS_{Error} = (86.49 - 87.747)^2 = 1.580$$

$$SS_{Error} = (89.25 - 87.747)^2 = 2.250$$

$$SS_{Error-Total} = 0.061 + 1.580 + 2.250$$

$$SS_{Error-Total} = 3.900$$

Donde:

Y_i° = Réplicas en el punto central del diseño.

n° = Número de réplicas en el punto central.

$\bar{Y}^{\circ} = \sum_{i=j}^{n^{\circ}} Y_j^{\circ} =$ Promedio de todas las réplicas.

La suma de cuadrados, debida a la curvatura, se calcula con la siguiente ecuación:

$$SS_{Curvatura} = \frac{Nn^{\circ}(Y - Y^{\circ})^2}{N + n^{\circ}} \quad (5.7)$$

$$SS_{Curvatura} = \frac{8 \times 3(85.11375 - 87.747)^2}{8 + 3}$$

$$SS_{Curvatura} = 15.1249$$

Donde:

$(Y - Y^{\circ})$ = Es la diferencia del promedio general y el promedio de réplicas

$$Y = \frac{\sum_{j=i}^N Y_j}{N} = \text{Promedio de puntos exteriores del diseño.}$$

$$Y = 85.11375$$

La variabilidad total de los datos, en sus partes componentes, está dado por la siguiente ecuación:

$$SS_{\text{Total}} = SS_{\text{Efectos}} + SS_{\text{Error}} + SS_{\text{curvatura}} \quad (5.8)$$

$$SS_{\text{Total}} = 44.101 + 3.900 + 15.1249$$

$$SS_{\text{Total}} = 63.1259$$

A través del cálculo de los efectos se observó que las variables X_1 (densidad de pulpa) y X_2 (dosificación de colector Z-11), tienen incidencia importante en el proceso. La manera precisa de medir esas variables es por el teorema de Cochran, que se expresa en la siguiente ecuación:

$$F_0 = \frac{MS_{\text{Efectos}}}{MS_{\text{Error}}} \quad (5.9)$$

Cálculo de media de cuadrados de efectos.

$$MS_{\text{Efectos}} = \frac{SS_{\text{Efectos}}}{f_1} \quad (5.10)$$

$$MS_{\text{efectos}} = 63.1259/1$$

$$MS_{\text{efectos}} = 63.1259$$

Cálculo de media de cuadrados de error.

$$MS_{Error} = \frac{SS_{Error}}{f_2} \quad (5.11)$$

$$MS_{Error} = \frac{3.90}{2}$$

$$MS_{Error} = 1.95$$

De los cálculos efectuados, con las ecuaciones anteriores, se obtienen los resultados que se muestran en el tabla 5.6.

Análisis de varianza del diseño factorial en densidad de pulpa

$$F_0 = 40.2753/(1.95)$$

$$F_0 = 20.654$$

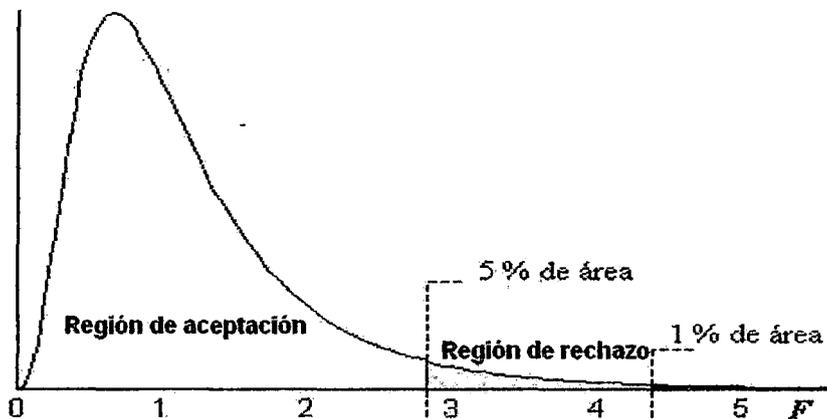
TABLA 5.6
ANÁLISIS DE VARIANZA DEL DISEÑO FACTORIAL

FUENTE DE VARIACIÓN	SUMA DE CUADRADOS	GRADOS DE LIBERTAD	MEDIA DE CUADRADOS	F ₀
X1 Densidad de Pulpa (g/l)	40.275	1.000	40.275	20.654
X2 (Colector Z-11)	0.001	1.000	0.001	0.001
X3 (pH)	0.813	1.000	0.813	0.417
X1X2 (Densidad de pulpa- colector)	0.644	1.000	0.644	0.330
X1X3 (Densidad de pulpa - pH)	2.010	1.000	2.010	1.031
X2X3(1X3) elemento (Z escala natural)(X colector Z-11- pH)	0.308	1.000	0.308	0.158
X1X2X3 (Densidad de pulpa – (Z-11) - pH)	0.050	1.000	0.050	0.025
Curvatura	15.125	1.000	15.125	7.756
Error	3.900	2.000	1.950	
Total	63.126	10.000		

De la tabla N° 5.6 podemos observar que los efectos, realmente significativos, son la densidad de pulpa , colector Z-11 es decir que la

curvatura es significativa dentro de la región investigada. En la figura 5.3 se muestra gráfica de la distribución de la probabilidad de "F".

FIGURA 5.3. REPRESENTACIÓN GRÁFICA DE LA DISTRIBUCIÓN DE PROBABILIDAD, F, DE MÁS USO EN INFERENCIA



Donde:

H_0 (hipótesis nula) : $H_0: t_1 + t_2 = t_k = 0$

H_A (hipótesis alternativa) : $H_A: t_1 \neq 0$

Criterios: se rechaza H_0 si $F_{\text{experimental}} > F_{\text{critico}}$

$F_{\text{critico}} = F_{\alpha, df1, df2}$

$df1=1$

$df2=2;$

se rechaza H_0 si $F_{\text{experimental}} > 18.513$

Bajo el supuesto que la hipótesis H_0 (hipótesis nula) es verdadera, el estadístico F_0 debe seguir la distribución F con $f_1=1$ y $f_2 = (n^o-1)$. Si F_0 es grande, se contradice la hipótesis de que no hay efectos de tratamiento; en cambio, si F_0 es pequeño, se confirma la validez de H_A .

Donde:

f_1 (Numerador) = Grados de libertad de los efectos e interacciones, generalmente, igual a uno, en el diseño factorial de dos niveles.

f_2 (denominador) = $(n^o - 1)$ = Grados de libertad de la suma de cuadrados del error, para el presente caso igual a dos ($f_2 = 3 - 1 = 2$).

Donde los grados de libertad son 2.

Así, para un nivel de significancia α , prefijado, se rechaza H_0 , si $F_0 > F_{\alpha, K-1, N-K}$ donde $F_{\alpha, K-1, N-K}$ es el percentil $(1 - \alpha) * 100$ de la distribución F.

Si $\alpha + \delta = 1$

Donde:

α = Nivel de significancia.

δ = Nivel de confianza.

Una variable o interacción es significativa si se cumple la siguiente condición:

$$F_0 > F(\alpha, f_1, f_2)$$

f_1 = Variable dependiente.

f_2 = Variable independiente.

Donde:

α = Nivel de significancia (generalmente al 0,05).

Para el nivel de confianza de 95%, F de tabla, para uno y dos grados de libertad, respectivamente es:

$$F(\alpha, f_1, f_2) = F(0.05, 1, 2) = 18.513$$

Del valor obtenido de tabla ($F= 18.513$) y el valor calculado ($F_0 = 20.654$) se deduce que las variables más significativas son:

- X_1 (densidad de pulpa) , X_2 (colector Z-11) y X_3 (pH), estos valores son elegidos ya que $F_0 > F$.
- También se observa que el efecto de la curvatura es muy significativa, por lo que se concluye que la región óptima se encuentra en el centro del diseño.

5.3.4. MODELO MATEMÁTICO

Una vez determinado los efectos y teniendo en cuenta el análisis de varianza, y resultando significativas las variables X_1 y X_2 , el siguiente paso es obtener el modelo matemático lineal, que relaciona las variables estudiadas con el fin de predecir el fenómeno en cuestión. El modelo matemático es la expresión lógica y cuantitativa de las interrelaciones de las variables del sistema en estudio.

El modelo matemático lineal tiene la siguiente forma:

$$\hat{Y} = \bar{Y} + \sum_{j=1}^K b_j X_j + \sum_{\substack{u=1 \\ u \neq j}}^K b_{uj} X_u X_j + \dots \quad (5.12)$$

Para estimar los coeficientes b_j y b_{uj} se hace uso de la fórmula matemática o a partir de los efectos:

$$[B] = ([X^T][X])^{-1}([X^T][Y]) \quad (5.13)$$

$$b_j = \frac{Ex_j}{2} \quad (5.14)$$

De los efectos calculados (tabla 5.5.) y reemplazando en la ecuación 5.14 obtenemos los respectivos b_j , que se resume en el tabla 5.7.

TABLA 4.7.
MODELO MATEMATICO

	[X ^T *X] ⁻¹								(X ^T Y)	[B]
X ₀	0.125	0	0	0	0	0	0	0	680.91	85.11375
X ₁	0	0.125	0	0	0	0	0	0	17.95	2.24375
X ₂	0	0	0.125	0	0	0	0	0	0.09	0.01125
X ₃	0	0	0	0.125	0	0	0	0	2.55	0.31875
X ₁ X ₂	0	0	0	0	0.125	0	0	0	-2.27	-0.28375
X ₁ X ₃	0	0	0	0	0	0.125	0	0	-4.01	-0.50125
X ₂ X ₃	0	0	0	0	0	0	0.125	0	1.57	0.19625
X ₁ X ₂ X ₃	0	0	0	0	0	0	0	0.125	-0.63	-0.07875

$$\bar{Y} = b_0 = 85.11375$$

$$b_1 = 17.95 * 0.125 = 2.24375$$

$$b_2 = 0.09 * 0.125 = 0.01125$$

A partir de estos cálculos y reemplazando en la ecuación 5.12, el modelo matemático queda de la siguiente forma:

$$Y = 85.114 + 2.244X_1 + 0.0113X_2 + 0.31875X_3$$

5.3.5 ANÁLISIS DE RESIDUOS

El análisis de residuos se efectúa para saber cuán distanciados están los valores que se predice con el modelo de los valores experimentales. Este análisis considera los residuales igual a:

$$Y - \hat{Y} \tag{5.15}$$

Donde:

Y = Porcentajes de extracciones de las pruebas

\hat{Y} = Valores ajustados de respuestas.

Se resume en el tabla 5.8

TABLA 5.8
ANÁLISIS DE RESIDUALES

N	X ₁	X ₂	Y	y	(Y-y)	(Y-y) ²
1	-1	-1	82.03	82.859	-0.829	0.687
2	1	-1	87.93	82.859	5.071	25.718
3	-1	1	82.07	87.346	-5.276	27.839
4	1	1	87.15	87.346	-0.196	0.039
5	-1	-1	83.12	82.881	0.239	0.057
6	1	-1	87.33	82.881	4.449	19.791
7	-1	1	84.26	87.369	-3.109	9.664
8	1	1	87.02	87.369	-0.349	0.122
						Σ = 83.916

Con los resultados presentados en el tabla 5.8, se procede a calcular la suma de cuadrados medios de residual del *modelo* (SSM_R), mediante la siguiente ecuación:

$$SSM_R = \frac{\sum_{i=1}^{N_r} (Y - \hat{Y})^2}{N_r - I} \quad (5.16)$$

Donde:

\hat{Y} = "Y" estimado o respuesta, según el modelo matemático.

Y = "Y" observado o respuesta experimental.

N_r = Número total de experimentos.

I = Número de parámetros del modelo matemático.

$N_r - I = f_R$ = Grados de libertad del residuo.

Aplicando la ecuación 5.16 se obtiene la suma de cuadrados medios del residual del modelo (SSM_R):

$$SSM_R = \frac{83.916}{8 \times 1 - 3} = 16.7832$$

Para determinar estadísticamente si el modelo matemático hallado representa adecuadamente los datos experimentales, se realiza la prueba F:

$$F_0 = \frac{SSM_{Residual}}{MS_{Error}} \quad (5.17)$$

$$F_0 = \frac{16.7832}{1.95} = 8.607$$

Entonces, el modelo es adecuado, si:

$$F_0 < F(\alpha, f_R, f_2)$$

$\alpha = 0.05$ para un nivel de confianza del 95%.

Para el nivel de significancia de 0.05, F, de la tabla, para cinco y dos grados de libertad, respectivamente, es:

$$F(\alpha, f_R, f_2) = F(0.05, 5, 2) = 19.296 \quad (\text{Obtenido de la Tabla Distribucion F de Fisher en Anexos}).$$

Como F_0 calculado es menor que F de la tabla, el modelo matemático se ajusta o representa adecuadamente a los datos experimentales.

5.3.6 DECODIFICACIÓN DEL MODELO A ESCALA NATURAL

El modelo matemático codificado fue:

$$\hat{Y} = 85.114 + 2.244X_1 + 0.0113X_2 + 0.31875X_3$$

En este modelo, los valores de las variables X_1, X_2 , se representa por diferentes niveles o valores (-1) y (+1). Para que en el modelo se pueda reemplazar los valores reales de las variables, se calcula el modelo decodificado según:

$$\hat{Y}_D = a_0 + a_1 Z_1 + a_2 Z_2 \quad (5.18)$$

Donde el factor a esta dado por:

$$a_0 = \hat{Y} - b_1 \varepsilon_{x_1} - b_2 \varepsilon_{x_2} \quad (5.19)$$

$$a_1 = \frac{b_1}{\Delta Z_{x_1}}$$

(4.20)

$$a_2 = \frac{b_2}{\Delta Z_{x_2}} \quad (5.21)$$

Ahora se procede a calcular el:

Centro del diseño:

$$Z_{x_1}^0 = \frac{1250 + 1350}{2} = 1300$$

$$Z_{x_2}^0 = \frac{0.929 + 1.099}{2} = 1.014$$

$$Z_{x_3}^0 = \frac{8 + 10}{2} = 9$$

Radio del diseño:

$$\Delta Z_{x_1} = \frac{1350 - 1250}{2} = 50$$

$$\Delta Z_{x_2} = \frac{1.099 - 0.929}{2} = 0.085$$

$$\Delta Z_{X_3} = \frac{10 - 8}{2} = 1$$

Relación ϵ :

$$\epsilon_{X_1} = \frac{Z_{X_1}^0}{\Delta Z_{X_1}} = \frac{1300}{50} = 26$$

$$\epsilon_{X_2} = \frac{Z_{X_2}^0}{\Delta Z_{X_2}} = \frac{1.014}{0.085} = 11.9294$$

$$\epsilon_{X_3} = \frac{Z_{X_3}^0}{\Delta Z_{X_3}} = \frac{9}{1} = 9$$

Los datos obtenidos se resumen en el tabla 5.9:

TABLA 5.9
VALORES PARA LA DECODIFICACIÓN DEL MODELO

	VARIABLES	NIVEL (-)		NIVEL (+)		CENTRO DEL DISEÑO	RADIO DEL DISEÑO	RELACIÓN
		Z _J	ΔZ _J	Z _J	ΔZ _J	Z ⁰ _J	ΔZ _J	E _J
Z1	Densidad de pulpa (g/l)	250	-1	350	1	1300	50	26
Z2	Dosificación Del Colector Z-11 (g/TM)	0.929	-1	1.099	1	1.014	0.085	11.9294
Z3	pH	8	-1	10	1	9	1	9

Reemplazando estos valores en las ecuaciones 5.19, 5.20 y 5.21 se obtiene los coeficientes para la ecuación a escala natural:

Aplicando la fórmula de decodificación:

Término independiente

$$a_0 = 85.114 - (2.2438(26) + 0.319(11.92))$$

$$a_0 = 26.643$$

Términos lineales

$$a_1 = 2.2438/50 = 0.0449$$

$$a_2 = 0.319/0.085 = 3.753$$

$$a_3 = 0.3187/1 = 0.319$$

Reemplazando estos valores en la ecuación 5.18 obtenemos la ecuación final decodificada a escala natural.

5.3.7. MODELO A ESCALA NATURAL

El modelo matemático, decodificado, a escala natural es:

$$\hat{Y}_D = 26.643 + 0.0449Z_1 + 3.753 Z_2 + 0.319 Z_3 \quad (5.22)$$

A partir de esta ecuación 5.22, despejando Z_2 (X_2) se obtiene la ecuación 5.23, y dando valores a Z_1 se construye el tabla de tabulación 5.10.

$$Z_3 = \frac{(\hat{Y}_D - 26.643) - (0.0449Z_1) - 3.753 Z_2}{0.3187} \quad (5.23)$$

Si:

$$\hat{Y}_D = \text{porcentaje de recuperación (86\%, 88\%, 90\% y 92\%)}$$

TABLA 5.10
TABULACIÓN DE LA ECUACIÓN (5.23)

Z ₁ = Densidad de pulpa	Z ₂ (%) = COLECTOR Z-11 (AERO 343)			
	86	88	90	92
1250	10.2406	16.5152	22.7897	29.0642
1260	8.8328	15.1073	21.3818	27.6563
1270	7.4250	13.6995	19.9740	26.2485
1280	6.0171	12.2916	18.5661	24.8406
1290	4.6093	10.8838	17.1583	23.4328
1300	3.2014	9.4759	15.7504	22.0250
1310	1.7936	8.0681	14.3426	20.6171
1320	0.3857	6.6603	12.9348	19.2093
1330	-1.0221	5.2524	11.5269	17.8014
1340	-2.4299	3.8446	10.1191	16.3936
1350	-3.8378	2.4367	8.7112	14.9857

A partir de la ecuación (5.22), despejando Z₁(X₁) se obtiene la ecuación 5.24, y dando valores a Z₂ se construye el tabla de tabulación 5.11.

$$Z_1 = \frac{(\hat{Y}_D - 73.7010) - (0.1267 Z_2)}{0.1183} \quad (5.24)$$

Donde:

\hat{Y}_D = Porcentaje de recuperación (86%, 88%, 90% y 92%)

TABLA 5.11.
TABULACIÓN DE LA ECUACIÓN 5.24

Z3 = pH	Z1 (%) = DENSIDAD DE PULPA			
	86	88	90	92
8	1265.9155	1310.4837	1355.0519	1399.6202
8.2	1264.4948	1309.0631	1353.6313	1398.1996
8.4	1263.0742	1307.6425	1352.2107	1396.7790
8.6	1261.6536	1306.2219	1350.7901	1395.3583
8.8	1260.2330	1304.8012	1349.3695	1393.9377
9	1258.8124	1303.3806	1347.9489	1392.5171
9.2	1257.3918	1301.9600	1346.5283	1391.0965
9.4	1255.9712	1300.5394	1345.1077	1389.6759
9.6	1254.5505	1299.1188	1343.6870	1388.2553
9.8	1253.1299	1297.6982	1342.2664	1386.8347
10	1251.7093	1296.2776	1340.8458	1385.4141

GRÁFICO 5.5. DE LA TABULACIÓN DANDO VALORES DE RESPUESTA 86, 88, 90, 92 PARA LA ECUACIÓN 5.23.

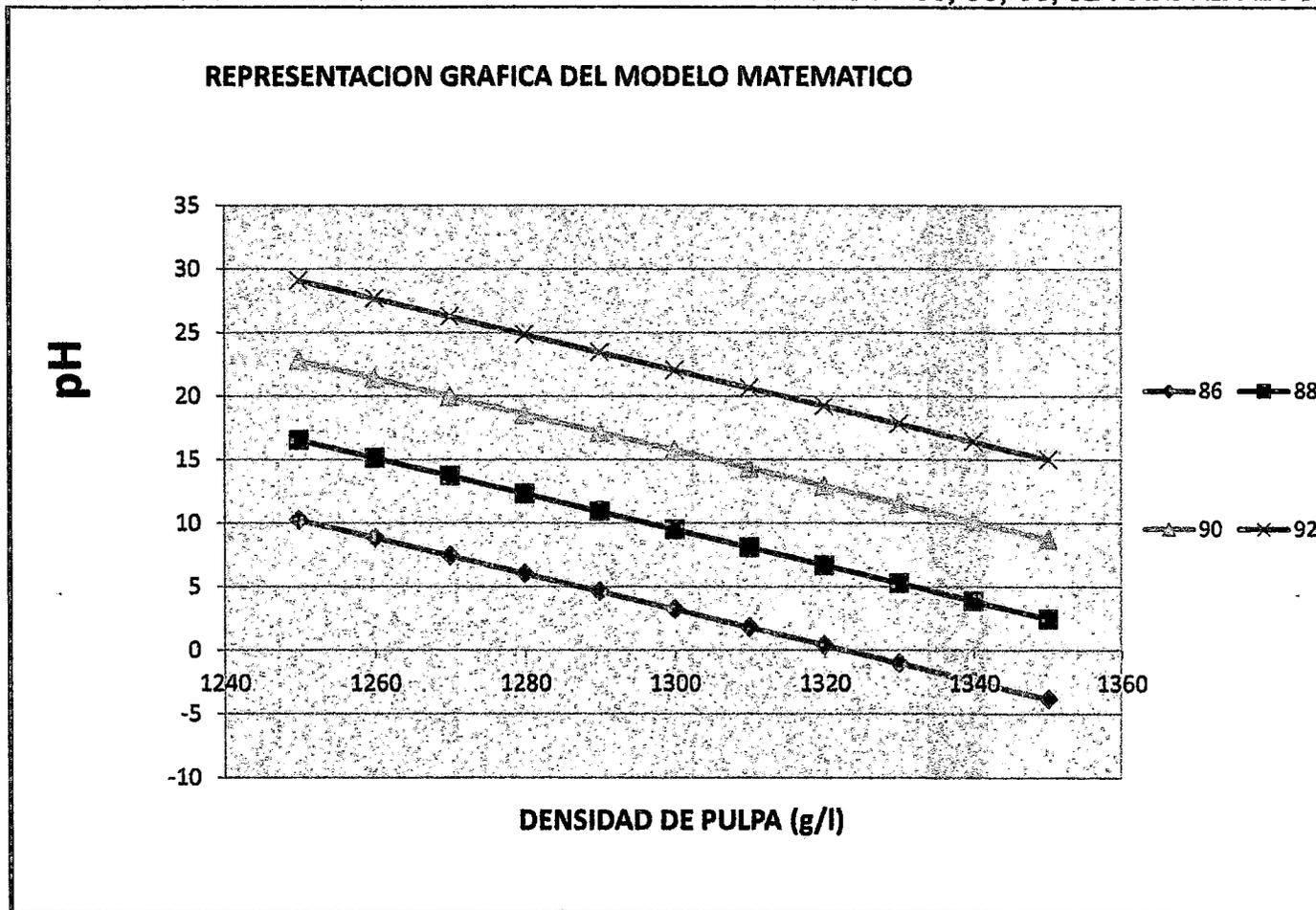
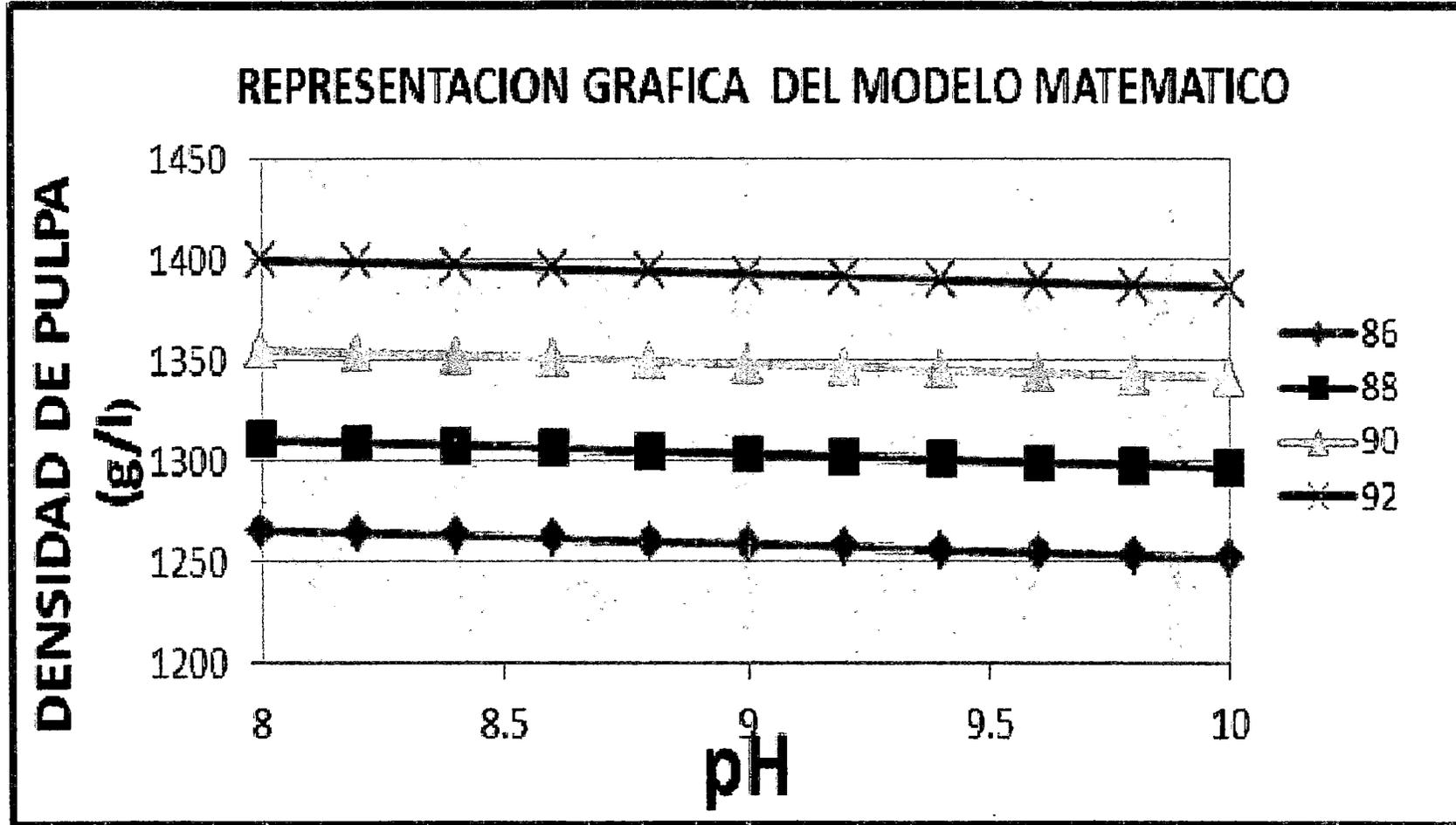


GRÁFICO 5.6. DE LA TABULACIÓN DANDO VALORES RESPUESTA 86, 88, 90, 92 PARA LA ECUACIÓN 5.24.



Interpretación de la gráfica: En el gráfico 5.5 podemos visualizar que no existe interacción de los factores en el proceso, por lo que cada variable es independiente.

(Nota: es importante que no exista interacción, y de esa manera podamos trabajar con los factores principales).

CONCLUSIONES

1. Mediante el proceso de flotación por espumas, se logró una recuperación de 87.93% que corresponde a la prueba N° 2 para una densidad de pulpa 1350g/l, 0.929g/TM de colector (Z-11) y 0.029 ml de espumante (aceite de pino).
2. El Mineral procedente de los desmontes del yacimiento Sulfubamba es diseminado de tipo pórfido, y la mineralización está compuesta básicamente de calcopirita, calcosina, bornita, malaquita; teniendo como ganga cuarzo, pirita, magnetita, limonita y arcillas que pertenecen a mineral sulfuros por lo tanto se considera como un mineral flotable dentro del grupo y tiene una ley de cobre de 5.97%
3. Por flotación por espuma se determinó los parámetros siguientes; tiempo de molienda de 15 minutos, tamaño de partícula de 65% -200 malla y las pruebas de cinética establece un tiempo de flotación de 4 minutos.
4. Se determinó que los variables de flotación más significativa son: densidad de pulpa, dosificación de colector (Z-11) y pH
5. Mediante el diseño experimental se determinó que la variable que tiene mayor efecto positivo es la densidad de pulpa, con una recuperación de cobre 4.4875 de efecto.
6. El modelo matemático a escala natural es:

$$\hat{Y} = 85.114 + 2.244X_1 + 0.0113X_2 + 0.31875X_3$$

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda realizar pruebas preliminares antes de entrar a una etapa industrial para tener en cuenta el comportamiento del mineral durante todo el proceso de flotación con el objetivo de llegar a buenos resultados.
2. Se recomienda tener amplio conocimiento en el uso y manejo de los reactivos para mitigar el impacto ambiental y proteger el medio ambiente a través del adecuado control durante toda la etapa del proceso.

BIBLIOGRAFIA

- ASTUCURI T. VENANCIO** "Introducción a la Flotación de Minerales"
Lima-Perú, 1994
- AYRES HIDALGO, FERNANDO** "Diseño de Experimentos"
Lima –Perú, 1999
- BALLESTER, ANTONIO.** "Metalurgia Extractiva"
Editorial Síntesis, S.A. Madrid-España, 2000
- BUENO BULLÓN HÉCTOR.** "Procesamiento de Minerales"
Impreso en Jauja–Perú, 2003
- CASTRO, SERGIO-GARCIA,
JUAN ANTONIO.** "Flotación Fundamentos y Aplicaciones
Universidad De Concepción". 2003
- CONEJEROS TRUJILLO, VICTOR.** "Procesamiento De Minerales"
Universidad Católica de Norte-
Antofagasta –Chile", 2003
- GUTIÉRREZ PULIDO, HUMBERTO.** "Análisis y Diseño de Experimentos"
Editorial Caz prensa Digital, S.A.México,
2004
- LOUIS SALAGER, JEAN-
FORGIARINI ANA** "Fundamentos de la Flotación"
Universidad de los Andes- Venezuela, 2007
- PORRAS CASTILLA, DAVID** "Procesamiento de minerales"
Cerro de Pasco-Perú, 1991
- PAVEZ OSVALDO** "Concentración De Minerales I," 2006
- RIVERA ZEBALLOS JUAN H.** "Compendio de Conminución"
Editorial UNMSM, Lima – Perú. 2003,

SUTULOV, ALEXANDER "Flotación de Minerales"
Edición: Concepción; Univ. Concepción, 1963

TAGGAR, ARTHUR. "Elementos de Preparación de Minerales"
Editorial J.S. Madrid – España, 1966

TESIS

Br. Miluska Huillca Durand "Obtención de Concentrados BULK cobre-
Br. Adelino Rea Dongo Sócrates molibdeno por flotación, del Yacimiento
"proyecto Trapiche" de la compañía de minas
Buenaventura-Mollebamba-Apurímac.
Cusco, 2011

Br. Bruno Luque Saavedra "Tratamiento metalúrgico por flotación
Br. John Paul Paucar Valderrama de minerales sulfurados de Cu – Mo
Del yacimiento Aurora".
Cusco, 2004

Br. Marco Tulio Loza Holgado "Concentración por el método de flotación
Br. Gino Jr. Rivera Del Carpio .C por espumas del mineral sulfurado de
Cobre- Molibdeno del proyecto las Bambas"
Cusco, 2009

Br. Juan J. Jiménez Rondan "Tratamiento de minerales sulfurados de
Br. Ramón Mendoza Mora. Cobre aurífero del yacimiento Patacancha
Por flotación.
Cusco, 2001

PUBLICACIONES

TECSUP "Flotación"
Programa de capacitación continua, 2005

XSTRATA COPPER "Flotación De Minerales – Manual De
Procedimientos" División Xstrata –
Tegnology, 2007

PAGINAS WEB

<https://www.codelcoeduca.cl.com>.

[http://es.wikipedia.org/wiki/Flotacion_\(proceso\)](http://es.wikipedia.org/wiki/Flotacion_(proceso)).

<http://www.solomineria.com.pe>.

<http://www.slideshare.net/nlinaresg/capitulo-I>.

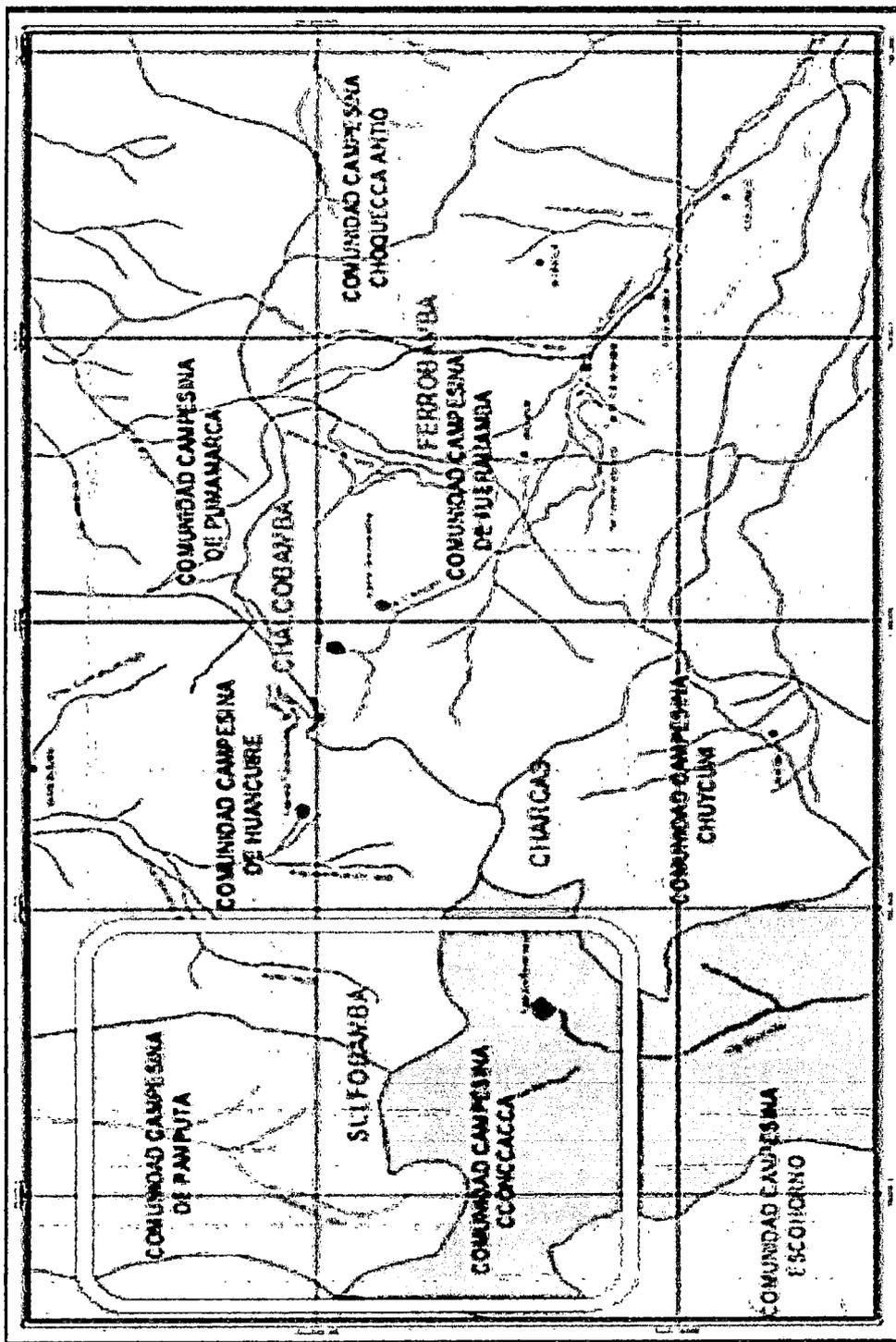
<http://www.slideshare.net/nlinaresg/capitulo-II>.

[http://www.es.scribd.com/doc/17105074/flotaci3n de minerales](http://www.es.scribd.com/doc/17105074/flotaci3n_de_minerales).

<http://www.metalurgia.uda.cl/apuntes/valderrama/pdt>.

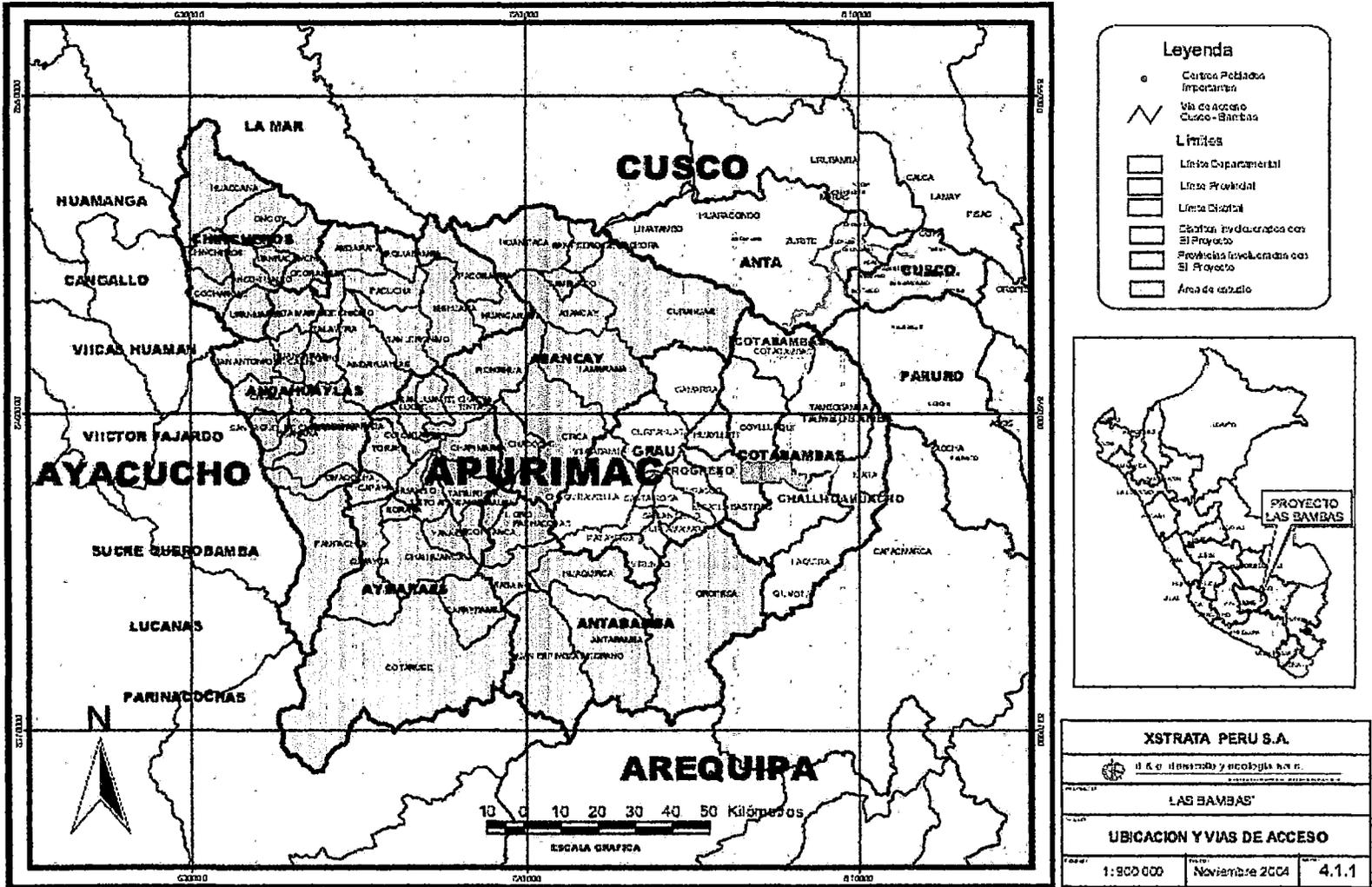
<http://www.metalurgia.uda.cl/apuntes/valderrama/LAB.pdf>.

ANEXO I
UBICACIÓN Y MAPA GEOGRÁFICO DE ZONA DE ESTUDIO



UBICACION Y VIAS DE ACCESO AL YACIMIENTO SULFOBAMBIA

ANEXO II



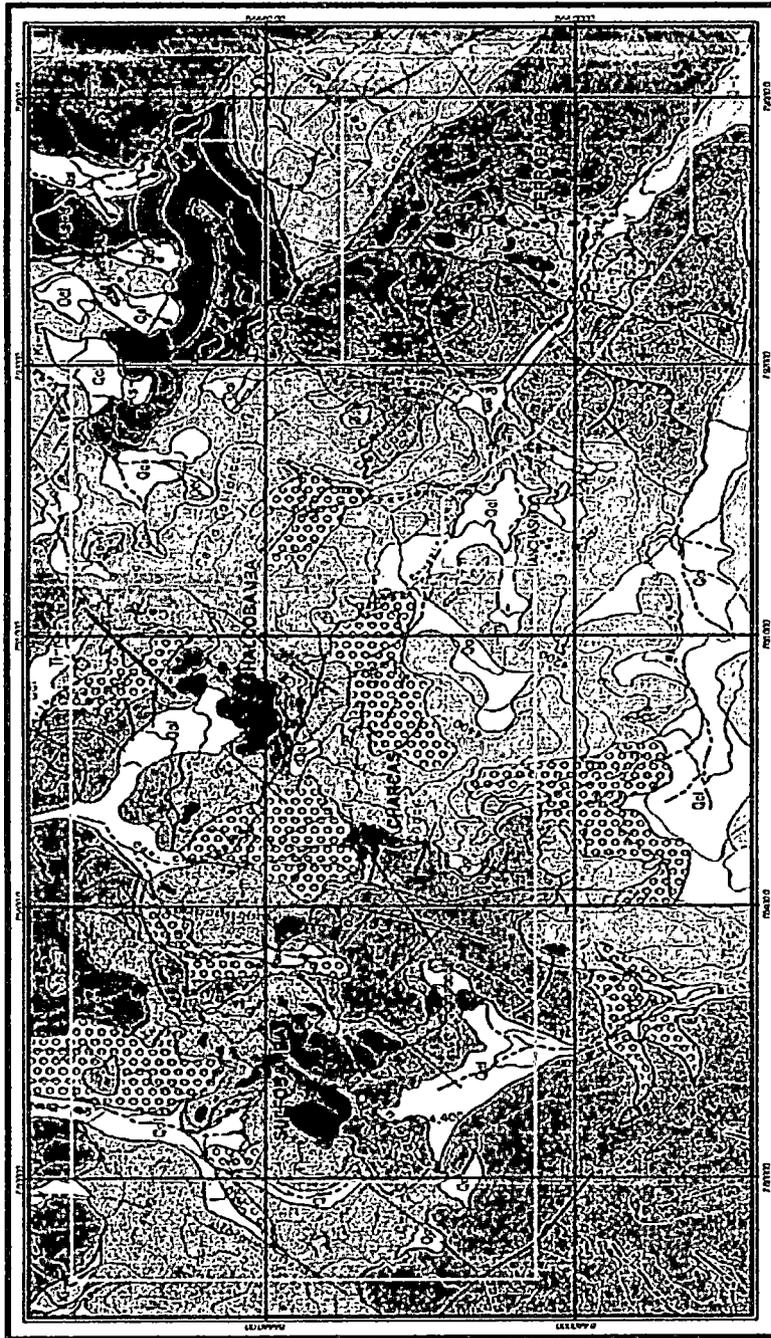
Leyenda

- Canton Poblados Importantes
- ~ Vía de Acceso Cusco - Bambas
- Límites**
- ▭ Límite Departamental
- ▭ Límite Provincial
- ▭ Límite Distrital
- ▭ Echarán y vecindades con El Proyecto
- ▭ Proyectos involucrados con El Proyecto
- ▭ Área de estudio

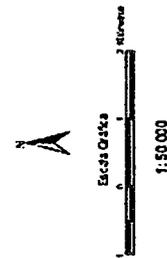


XSTRATA PERU S.A.		
LAS BAMBAS		
UBICACION Y VIAS DE ACCESO		
Escala: 1:900 000	Fecha: Noviembre 2004	Versión: 4.1.1

ANEXO III GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO

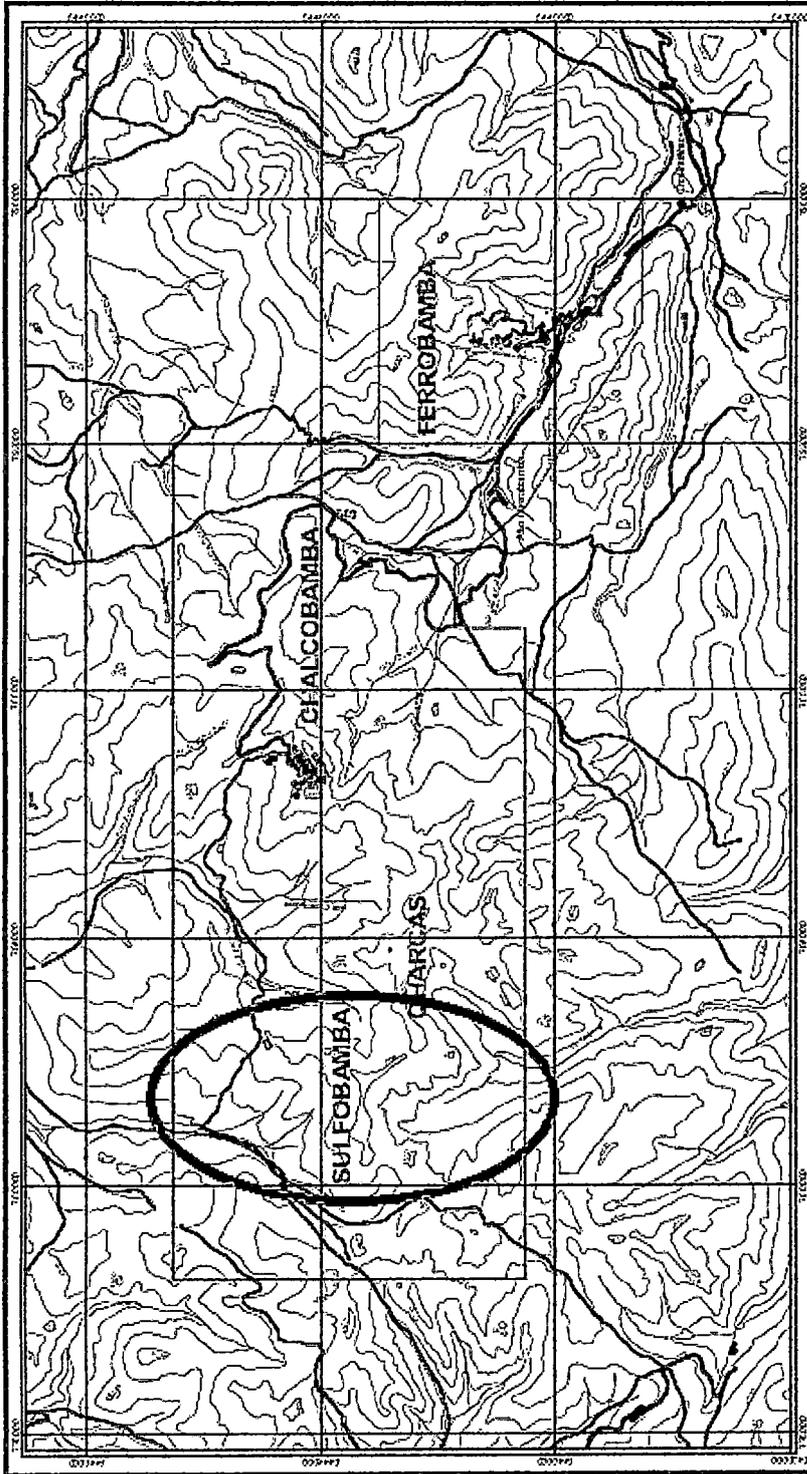


XSTRATA PERU S.A.	
<small>S.A. de capital extranjero S.R.L. CONYUGADOS ANDERSON</small>	
LAS BAMBAS	
GEOLOGIA	
Escala: 1: 50 000	Fecha: Noviembre 2004
Hoja: 42.1	



L E G E N D A	
ROCAS SEDIMENTARIAS Depósitos Aluviales Depósitos de Coladas Form. Turquesas Form. varis Grupo Tula Límite del área de estudio	ROCAS ÍGNICAS Trazo de Riolito Migmatitas Plutónicas Dioritos Granitos Rocas Metavolcánicas y Metasedimentarias Gneis Micaschistos
ROCAS CROMITINÍCAS Gneis de Fe y Cr Serpentinización Gneis Rocas y Sulfuros Gneis Esquemática	ROCCAS CROMITINÍCAS Gneis de Fe y Cr Serpentinización Gneis Rocas y Sulfuros Gneis Esquemática

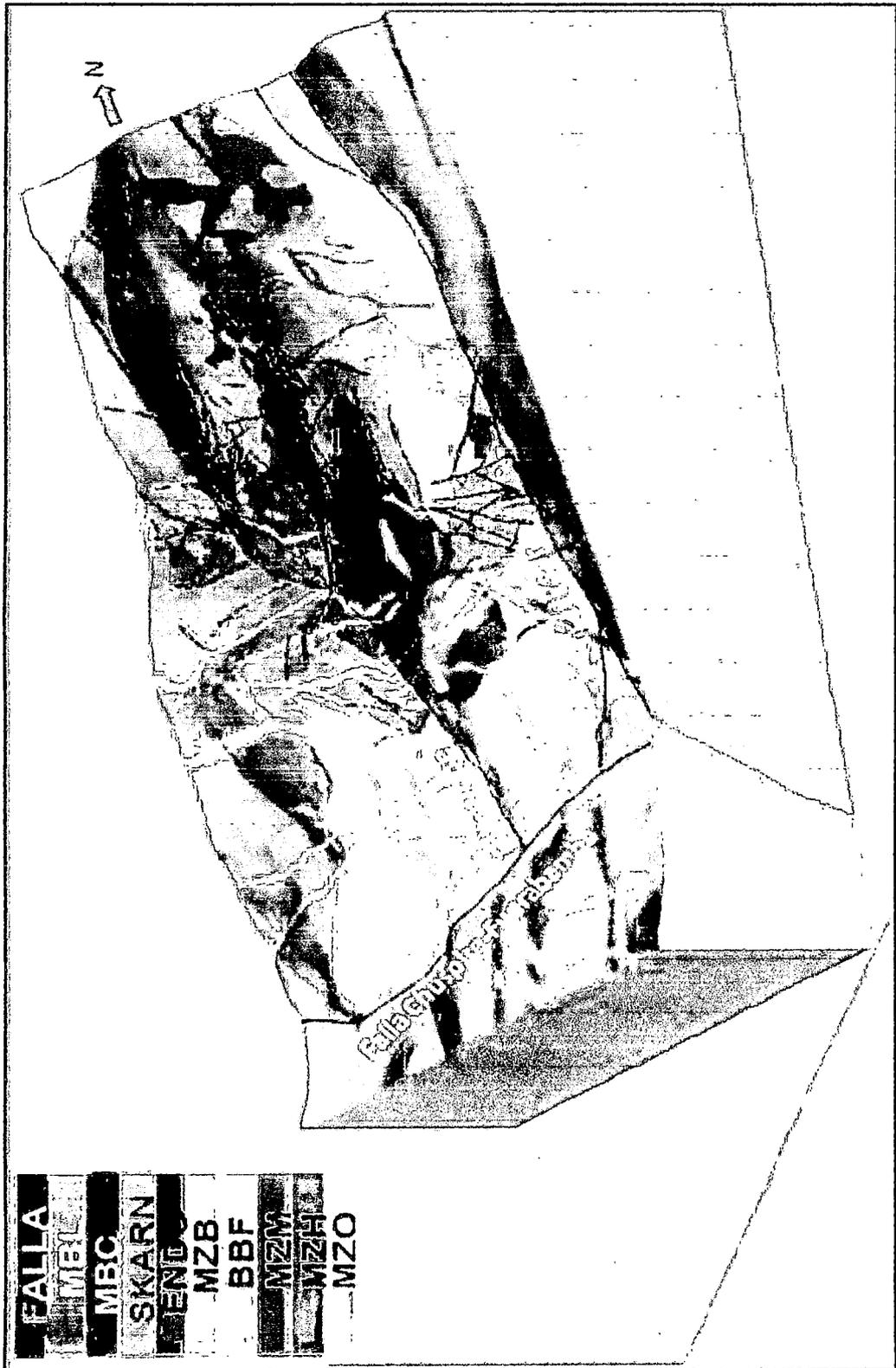
ANEXO IV MAPA DE YACIMIENTO SULFUBAMBA



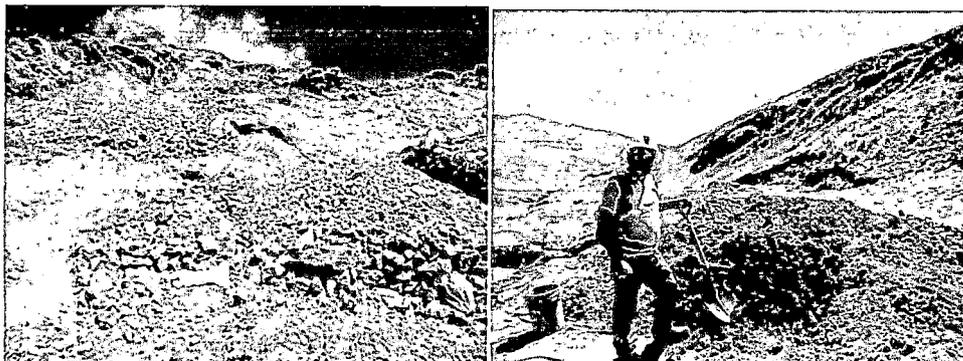
<p>Legenda</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Dato hidrográfico ▭ Dato de topografía ▭ Dato de ingeniería ▭ Dato de geología ▭ Dato de geología 	<p>Acceso Laboral Dársena</p> <p>Arroyo Las Yaguas</p> <p>Acceso al Dársena</p> <p>Tronco</p> <p>Tronco</p>	<p>Ubicación del Campesinato</p> <p>Perímetros Dársena</p> <ul style="list-style-type: none"> A Dársena I B Dársena II C Perímetros de las Yaguas
<p>Escala Gráfica</p> <p>1 : 50 000</p>		
<p>XSTRATA PERU S.A.</p> <p>d & i. ingeniería y estudios s.a.c</p> <p>LAS BAMBAS</p> <p>ACCESOS A LABORER EXISTENTES</p> <p>1:50,000 Dirección: 2014 Hoja: 5/1</p>		

ANEXO V

BLOK DIAGRAMA LITOSTRUCTURAL DEL YACIMIENTO SULFUBAMBA



ANEXO IV
FOTOGRAFÍAS EN TOMA DE MUESTRAS, PREPARACION DE MUESTRAS Y
FLOTACIÓN



Fotos 1 y 2 Toma de muestra por puntos

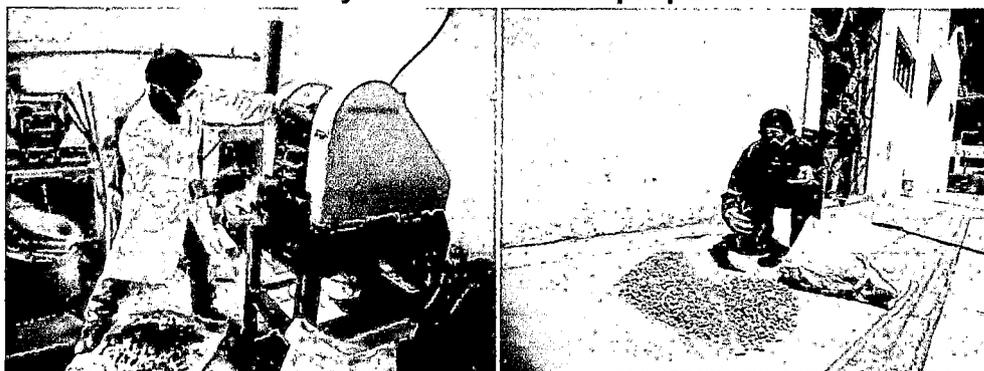


Foto 3: Chancadora de quijada 6"x4" **Foto 4: Cuarteo y muestra representativa para análisis químico**



Foto 5: Chancadora cónica 6"

Foto 6: Homogenizado y cuarteo



Foto 7: Análisis de malla 10



Foto 8: Estudio mineralógico

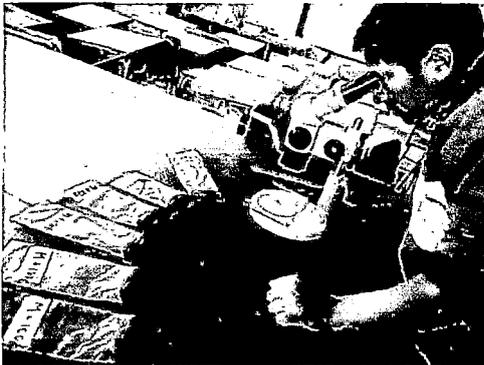


Foto 9: Distribución granulométrica

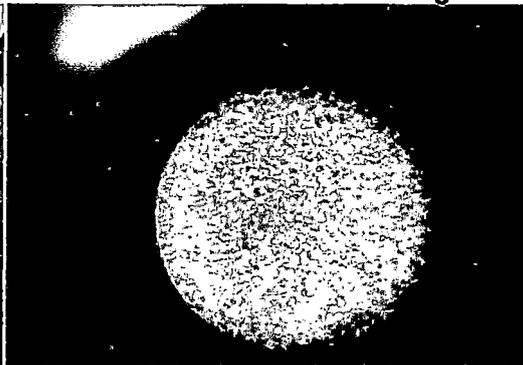


Foto 10: Vista en microscopio malla 200.



Foto 11: Calculo de gravedad específica

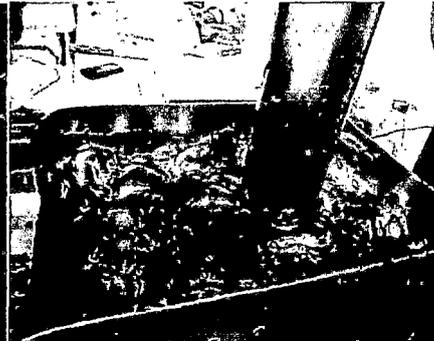


Foto 12 Acondicionamiento de celda



Foto 13: Concentrado de Cu.



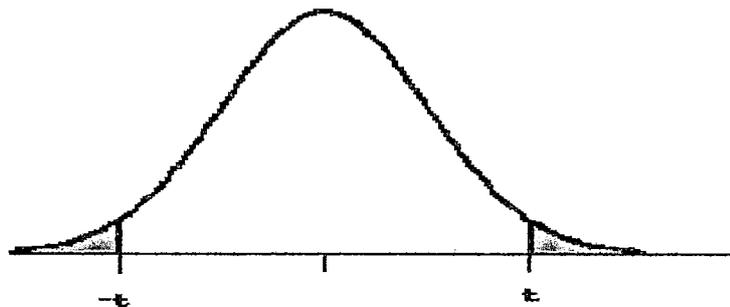
Foto 14: Secado 11 concentrados

ANEXO VII

RESULTADOS DE REPORTES DE LABORATORIO DEL MINERAL COBRE

ESPECIE MINERALOGICA	FORMULA	%
Calcopirita	$CuFeS_2$	16
Calcosina	Cu_2S	10
Malaquita	$Cu_2CO_3(OH)_2$	2
Pirita	FeS_2	9
Cuarzo	SiO_2	20
Caliza	$CaCO_3$	16
Limonita	$FeO(OH) \cdot nH_2O$	10
Granate almandina	$(Fe^{2+})_3Al_2(SiO_4)_3$	5
Horblenda	$(Na, Ca)_{23}(Mg, Fe, Al)_5(Al, Si)_8O_{22}(OH)_2$	2
Actinolita	$Ca_2(Mg, Fe^{2+})_5Si_8O_{22}(OH)_2$	1
Material lítico	(roca)	9
Total		100

ANEXO VIII
TABLA DE LA DISTRIBUCION T STUDENT



- (a) El área de las dos colas está sombreada en la figura.
 (b) Si H_a es direccional, las cabeceras de las columnas deben ser divididas por 2 cuando se acota el P-valor.

gl	ÁREA DE DOS COLAS						
	0,20	0,10	0,05	0,02	0,01	0,001	0,0001
1	3,078	6,314	12,706	31,821	63,657	636,619	6366,198
2	1,886	2,920	4,303	6,695	9,925	31,598	99,992
3	1,638	2,353	3,182	4,541	5,841	12,924	28,000
4	1,533	2,132	2,776	3,747	4,604	8,610	15,544
5	1,476	2,015	2,571	3,365	4,032	6,869	11,178
6	1,440	1,943	2,447	3,143	3,707	5,959	9,082
7	1,415	1,895	2,365	2,998	3,499	5,408	7,885
8	1,397	1,860	2,306	2,896	3,355	5,041	7,120
9	1,383	1,833	2,262	2,821	3,250	4,781	6,594
10	1,372	1,812	2,228	2,764	3,169	4,587	6,211
11	1,363	1,796	2,201	2,718	3,106	4,437	5,921
12	1,356	1,782	2,179	2,681	3,055	4,318	5,694
13	1,350	1,771	2,160	2,650	3,012	4,221	5,513
14	1,345	1,761	2,145	2,624	2,977	4,140	5,363
15	1,341	1,753	2,131	2,602	2,947	4,073	5,239
16	1,337	1,746	2,120	2,583	2,921	4,015	5,134
17	1,333	1,740	2,110	2,567	2,898	3,965	5,044
18	1,330	1,734	2,101	2,552	2,878	3,922	4,966
19	1,328	1,729	2,093	2,539	2,861	3,883	4,897
20	1,325	1,725	2,086	2,528	2,845	3,850	4,837
21	1,323	1,721	2,080	2,518	2,831	3,819	4,784
22	1,321	1,717	2,074	2,508	2,819	3,792	4,736
23	1,319	1,714	2,069	2,500	2,807	3,767	4,693
24	1,318	1,711	2,064	2,492	2,797	3,745	4,654
25	1,316	1,708	2,060	2,485	2,787	3,725	4,619
26	1,315	1,706	2,056	2,479	2,779	3,707	4,587
27	1,314	1,703	2,052	2,473	2,771	3,690	4,558
28	1,313	1,701	2,048	2,467	2,763	3,674	4,530
29	1,311	1,699	2,045	2,462	2,756	3,659	4,506
30	1,310	1,697	2,042	2,457	2,750	3,646	4,482
40	1,303	1,684	2,021	2,423	2,704	3,551	4,321
60	1,296	1,671	2,000	2,390	2,660	3,460	4,169
100	1,290	1,660	1,984	2,364	2,626	3,390	4,053
140	1,288	1,656	1,977	2,353	2,611	3,361	4,006
∞	1,282	1,645	1,960	2,326	2,576	3,291	3,891

ANEXO IX
REPORTE DE ANÁLISIS QUÍMICO



Laboratorios Analíticos del Sur

Parque Industrial Río Seco C-1 Cerro Colorado
Arequipa Perú / Apartado 2102

Tel: (054) 443294 Fax: (054) 444582

www.laboratoriosanaliticosdelsur.com

INFORME DE ENSAYO LAS-13-04456

Fecha de emisión: 27/08/2013

Pág.: 1/1

Señores: UNSAAC
Dirección: Urb. Santa Beatriz E-10 Wanchaq Cusco
Atención: Walter Utani Poma
Recepción: 27/08/2013
Realización: 27/08/2013

Método de ensayo aplicado

*505 Método de Ensayo para Cobre Soluble en Acido Sulfúrico por Absorción Atómica

Muestra	Nombre de muestra	Descrip. de muestra	Procedencia de la muestra	601 Cu	*505 CuAcS	*551 Au	*551 Au
#				%	%	g/TM	oz/TC
MN13010781	Muestra IMT-11	Mineral Pulverizado	No Proporcionado por el cliente	5.95	0.23	----	----

2.0 g/ml
Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.
S/Nº 16-00000-00000-00000

³<Valor numérico = Limite de detección del método, ²<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 solo están relacionados a la muestra ensayada.

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

**ANEXO X
REPORTES DEL LABORATORIO FRITZMIN.**



confiable ...siempre!.

ENSAYO DE LABORATORIO

Página 1 de 1

Análisis solicitado por: WELISVAN LUPO CANAHUIRE
Asunto: ANÁLISIS QUÍMICO
Instrucciones Ensayo: TIPO RECONOCIMIENTO
Características: En bolsa plastica
Recepción de Muestras: Material molido
Referencia Cliente: Mineral
Lugar de Recepción: Nazca
Cantidad Muestras: 05
Fecha de Recepción: 22/11/2013

ORDEN	CÓDIGO	Cu %
9667-1	V-1	21.13
9667-2	V-2	20.05
9667-3	V-3	19.47
9667-4	V-4	16.19
9667-5	V-5	11.14

Elemento
Cu
Método
AAS

Nota:
 Los resultados presentados corresponden sólo a la muestra indicada.



OFICINA PRINCIPAL Y LABORATORIOS
 DIRECCION: CALLE SUCRE S/N SAN CARLOS-NASCA
 TEL: 056-521431
 CEL: 98047-3345 RPM: 97643240
 RPC: 956-381866

OFICINA VISTA ALEGRE - NASCA
 DIRECCION: PANAMERICANA SUR 387-A VISTA ALEGRE
 RPC: 956-381866

OFICINA Y LABORATORIO APITO - ABANCAY
 DIRECCION: CARRETERA ABANCAY KM 10.9
 CEL: 97298-7727 RPM: 972982727
 RPC: 98732-2550

**ANEXO XI
REPORTES DEL LABORATORIO FRITZMIN**



confiable ...siempre!.

ENSAYO DE LABORATORIO

Página 1 de 1

Análisis solicitado por: WELISVAN LUPO CANAHUIRE
Asunto: ANÁLISIS QUÍMICO
Instrucciones Ensayo: TIPO RECONOCIMIENTO
Características: En bolsa plastica
Recepción de Muestras: Material molido
Referencia Cliente: Mineral
Lugar de Recepción: Nazca
Cantidad Muestras: 06
Fecha de Recepción: 18/09/2013

ORDEN	CODIGO	Cu %
06936 -1	Malla + 65	6.27
06936 -2	Malla + 100	6.37
06936 -3	Malla + 150	6.55
06936 -4	Malla + 200	7.02
06936 -5	Malla + 270	7.59
06936 -6	Recipiente	8.70

Elemento **Método**
 Cu AAS

Nota:
 Los resultados presentados corresponden solo a la muestra indicada.



OFICINA PRINCIPAL Y LABORATORIOS
 DIRECCION: CALLE SUCRE S/N SAN CARLOS-NASCA
 TEL. 056-521631
 CEL. 98847-3345 RPM: #643240
 RPC: 956-381866

OFICINA VISTA ALEGRE -- NASCA
 DIRECCION: PANAMERICANA SUR 381-A VISTA ALEGRE
 RPC: 956-381866

OFICINA Y LABORATORIO APITO -- ABANCAY
 DIRECCION: CARRETERA ABANCAY KM 10
 CFL. 97298-2777 RPM: #972982727
 RPC: 98732-2550

ANEXO XII

REPORTES DEL LABORATORIO FRITZMIN



confiable ...siempre!

ENSAYO DE LABORATORIO

Página 1 de 1

Análisis solicitado por:	WELISMAN LUPO
Asunto:	ANÁLISIS QUÍMICO
Instrucciones Ensayo:	TIPO RECONOCIMIENTO
Características:	En bolsa plastica sellada
Recepción de Muestras:	Material molido
Referencia Cliente:	Mineral
Lugar de Recepción:	Nazca
Cantidad Muestras:	03
Fecha de Recepción:	02/11/2013
Fecha de Ensayo:	02/11/2013

CRDEN	CÓDIGO	Cu %
8786-1	C-1	18.08
8786-2	C-2	20.71
8786-3	C-3	21.07

Elemento	Método
Cu	AAS

Nota:
Los resultados presentados corresponden sólo a la muestra indicada.



OFICINA PRINCIPAL Y LABORATORIOS

DIRECCION: CALLE SUCRE S/N SAN CARLOS-NASCA
TEL: 056-521631
CEL: 98847-3345 RPM: #643240
RPE: 956-381866

OFICINA POSTA ALEGRE - NASCA

DIRECCION: PANAMERICANA SUR 301-A VISTA ALEGRE
RPE: 956-381866

OFICINA Y LABORATORIO APITO - ABANCAY

DIRECCION: CARRETERA ABANCAY KM 10.9
CEL: 97298-2727 RPM: #972982727
RPE: 98732-2550

www.fritzmin.com - info@fritzmin.com

ANEXO XIII REPORTES DEL LABORATORIO FRITZMIN



confiable ...siempre!.

ENSAYO DE LABORATORIO

Página 1 de 1

Análisis solicitado por:	WEUSMAN LUPO
Asunto:	ANÁLISIS QUÍMICO
Instrucciones Ensayo:	TIPO RECONOCIMIENTO
Características:	En bolsa plastica sellada
Recepción de Muestras:	Material molido
Referencia Cliente:	Mineral
Lugar de Recepción:	Nazca
Cantidad Muestras:	11
Fecha de Recepción:	02/11/2013
Fecha de Ensayo:	02/11/2013

ORDEN	CÓDIGO	Cu %
9438-1	C-1	19.65
9438-2	C-2	18.94
9438-3	C-3	19.15
9438-4	C-4	21.68
9438-5	C-5	19.23
9438-6	C-6	17.71
9438-7	C-7	16.12
9438-8	C-8	17.28
9438-9	C-9	16.77
9438-10	C-10	18.65
9438-11	C-11	19.44

Elemento	Método
Cu	AAS

Nota:
Los resultados presentados corresponden solo a la muestra indicada.



OFICINA PRINCIPAL Y LABORATORIOS
DIRECCION: CALLE SUCRE S/N SAN CARLOS-NASCA
TEL: 056-521631
CEL: 98847-3345 RPM: #643240
RPC: 956-381866

OFICINA VISTA ALEGRE - NASCA
DIRECCION: PANAMERICANA SUR 381-A VISTA ALEGRE
RPC: 956-381868

OFICINA Y LABORATORIO APURÍK - AS
DIRECCION: CARRETERA ABANCAY KI
CEL: 97298-2727 RPM: #9729827
RPC: 98732-2550

www.fritzmin.com - info@fritzmin.com