



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO DE PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y
METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



**OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE FLOTACIÓN PARA
MEJORAR LA RECUPERACIÓN DE MINERALES MIXTOS DE
COBRE EN LA PLANTA CONCENTRADORA DE LA EMPRESA-
MINERA CIEMSA - UNIDAD EL COFRE - PARATÍA - PUNO**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. LUIS MIJAEL CHAMBI HUANCA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO - PERÚ

2020



DEDICATORIA

A mis padres Walter Abraham y Vilma Paula quienes con su amor, paciencia y esfuerzo me han permitido llegar a cumplir hoy un sueño mas, gracias por inculcar en mi el ejemplo de esfuerzo y valentía, de no temer las adversidades por que Dios esta conmigo siempre.

A mi hermano kenyo por su cariño y apoyo incondicional.

A la compañera de mi vida, Dai Li, por su apoyo incondicional y a mi hermosa princesa, Evangelí Fernanda, por se mi motivo constante de inspiración para seguir adelante en todos mis sueños y metas.

Luis Mijael Chambi.



AGRADECIMIENTOS

- Quiero expresar mi gratitud a Dios, quien con su bendición llena siempre mi vida y a toda mi familia por estar siempre presentes.
- Mi agradecimiento a la Facultad de Ingeniería Geología e Ingeniería Metalúrgica, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, a los docentes por brindarme sus conocimientos y hacer de mi un profesional con sólidos conocimientos.
- Agradezco de manera especial Al Ing. Daniel Garcia Ramos, quien me permitió dar mis primeros pasos profesionales que a la vez se convirtieron en una base sólida de hábitos de trabajo con los cuales afrontar el futuro.
- Mi agradecimiento a mis jurados de tesis, Dr. Edwin Gallegos Pasco, M.Sc. Fernando Bernedo Colca, M.Sc. Dalmiro Cornejo Olarte y Director de Tesis, Dr. Dante A. Salas Ávila.

Luis Mijael Chambi.



INDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

INDICE GENERAL

INDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

RESUMEN 12

ABSTRACT..... 13

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA..... 15

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA 15

1.2.1. Problema general..... 15

1.2.2. Problemas específico..... 15

1.3. OBJETIVOS DEL ESTUDIO..... 16

1.3.1. Objetivo General 16

1.3.2. Objetivos Específicos 16

1.4. JUSTIFICACIÓN DEL PROYECTO 16

1.5. HIPOTESIS DE LA INVESTIGACIÓN 17

1.5.1. Hipotesis general 17

1.5.2. Hipotesis específico..... 17

CAPITULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN 18

2.2. REFERENCIAS TEÓRICAS 19

2.3. Flotación 19

2.4. Minerales Hidrofilicos 21

2.5. Minerales Hidrofobicos 21

2.6. Tipos de flotación..... 22

2.6.1. Flotación de Espumas..... 22

2.6.2. Flotación por películas 22



2.6.3. Flotación por aceites.....	23
2.7. Tipos de flotación de espumas	23
2.7.1. Flotación directa.....	23
2.7.2. Flotación inversa	23
2.7.3. Flotación Colectiva o Bulk.....	23
2.7.4. Flotación diferencial o selectiva.....	23
2.8. Fases de flotacion	24
2.8.1. Fase sólida.....	24
2.8.2. Fase líquida	25
2.8.3. Fase gaseosa	25
2.9. Termodinamica en la interfase	26
2.9.1. Tensión superficial.....	26
2.9.2. Tensión superficial en contacto entre las tres fases.....	28
2.10. Fenomenos de adsorción	29
2.10.1. Adsorción física.....	29
2.10.2. Adsorción química	29
2.11. Potencial zeta	30
2.12. Teoria de la capa eléctrica doble.....	31
2.13. Efecto de la doble capa eléctrica	32
2.14. Ángulo de contacto y ecuación de Young.....	33
2.15. Cinetica de la flotación.....	34
2.15.1. Velocidad de flotación	35
2.15.2. Modelo de 1er orden	36
2.15.3. Modelo del 2do orden.....	37
2.16. Flotación de sulfuros	37
2.17. Variables en el proceso de flotación.....	38
2.17.1. Factor granulometría	38
2.17.2. Factor tiempo de residencia.....	40
2.17.3. Dosificacion de reactivos	43
2.18. Reactivos del proceso de flotación	43
2.19. Tipos de reactivos	44
2.19.1. Espumantes.....	44
2.19.2. Colectores.....	46
2.19.3. Modificadores.....	49



CAPITULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. ÁMBITO DE ESTUDIO	50
3.2. Ubicación y acceso	50
3.3. Geografía	50
3.3.1. Relieve.....	50
3.3.2. Hidrografía e Hidrología	51
3.3.3. Clima y Vegetacion.....	51
3.4. Mineralización.....	52
3.5. OPERACIONES UNITARIAS EN LA PLANTA CONCENTRADORA	53
3.5.1. Recepción	53
3.5.2. Almacenamiento.....	53
3.5.3. Sección Chancado	54
3.5.4. Tolva de Gruesos.....	54
3.5.5. Gryzzly Vibratorio de 3´x4´	54
3.5.6. Chancadora de Quijadas 16”x24”	55
3.5.7. Faja Transportadora N°1 de 22 m x 20”	55
3.5.8. Zaranda Vibratoria 4´x8´	55
3.5.9. Faja Transportadora N°2 de 17 m x 20”	55
3.5.10. Faja Transportadora N°3 de 10.25 m x 20”	55
3.5.11. Chancadora Secundaria SYMONS de 3´STD.....	55
3.5.12. Faja Transportadora N°4 de 9.25 ms x 20”	56
3.5.13. Tolva de Finos	56
3.5.14. SECCION MOLIENDA – CLASIFICACION.....	56
3.5.15. Faja Transportadora N°5 de 36.95 m x 20”	56
3.5.16. Molino Primario de Barras Comesa de 4´x8´	56
3.5.17. Clasificador Helicoidal Comesa de 36”x 22.50´	57
3.5.18. Molino Secundario de Bolas Comesa de 6´x6´	57
3.5.19. Zaranda de Alta Frecuencia (ZAF)	57
3.5.20. Molino de Bolas Hardinge 5´x36” N°1	57
3.5.21. Hidrociclón D-12 N°1	57
3.5.22. Molino de Bolas DENVER 4´x4´	58
3.5.23. Molino de Bolas HARDINGE 5´x36” N°2.....	58



3.5.24. SECCION FLOTACION	58
3.5.25. Banco de 02 celdas Plusmetal 56”x56”.....	58
3.5.26. Banco de 04 celdas 56”x56” Rougher I	58
3.5.27. Celda W.S. 8´x8´ Rougher II	59
3.5.28. Celda W.S. 6´x6´ Rougher III	59
3.5.29. Banco de 04 Celdas 56”x56” Scavenger I	59
3.5.30. Banco de 02 Celdas 56”x56” Scavenger II	59
3.5.31. Circuito de Limpieza Cobre Sulfurado	59
3.5.32. Acondicionador Circular 6´x8´	60
3.5.33. Banco de 02 celdas 56”x56” Rougher I	60
3.5.34. Banco de 02 celdas 56”x56” Rougher II.....	60
3.5.35. Celda W.S.8´x8´ Rougher III	60
3.5.36. Banco de 04 celdas Comesa 43”x43” Rougher IV	60
3.5.37. Banco de 04 celdas Comesa 43”x43” Scavenger I	61
3.5.38. Banco de 04 celdas Comesa 43”x43” Scavenger II	61
3.5.39. Banco de 04 celdas PLUSMETAL 55”x55” Scavenger III	61
3.5.40. Circuito de Limpieza Cobre Oxidado	61
3.5.41. SECCION FILTRADO	62
3.5.42. Filtro de discos Door Oliver 6’x6D.	62
3.5.43. Filtro de discos Ral-dy 6´x4D	62
3.5.44. Seccion despacho de concentrados	62
3.5.45. Consumo de agua para el proceso metalúrgico.....	63
3.5.46. Suministro de la energia electrica	63
3.6. MATERIALES Y EQUIPOS DE LABORATORIO	63
3.6.1. Materiales	63
3.6.2. Equipos.....	64
3.6.3. Reactivos	64
3.6.4. Equipos de Protección	64
3.7. Procedimiento para las pruebas de flotación	65
3.7.1. Muestreo en cancha de mineral	65
3.7.2. Chancado y Zarandeo	65
3.8. Homogenización y partición de muestras	66
3.8.1. Muestreo por paleo fraccionario	66
3.9. Determinación de las curvas de cinetica de molienda	67



3.10. Carga de bolas y velocidad de operación del molino de laboratorio	68
3.10.1. Carga de bolas	68
3.10.2. Volumen del molino.....	68
3.10.3. Velocidad crítica del molino	69
3.10.4. Velocidad de operación del molino.....	69
3.11. PRUEBAS DE FLOTACIÓN.....	70
3.12. METODOLOGIA	72
3.13. Análisis estadístico.....	72
3.13.1. Diseño factorial 2k	72
3.13.2. Evaluación de las variables por diseño experimental.....	72
3.13.3. Variables del proceso	73
CAPÍTULO IV	
RESULTADOS Y DISCUSIÓN	
4.1. RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN A NIVEL	
LABORATORIO Y EVALUACIÓN DE LAS VARIABLES.....	75
4.2. RESULTADOS ESTADÍSTICO DE LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN	78
4.2.1. Efectos estimados para el porcentaje de recuperación	78
4.2.2. Análisis de varianza para porcentaje de recuperación	79
4.2.3. Coeficiente de regresión para porcentaje de recuperación.....	80
4.2.6. Resultados estimados para porcentaje de recuperación	83
4.2.7. Camino de máximo ascenso para porcentaje de recuperación.....	85
4.2.8. Optimizar respuesta.....	86
V. CONCLUSIONES.....	88
VI. RECOMENDACIONES	89
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	90
ANEXOS.....	92

Área : Metalúrgia extractiva

Tema : Flotación

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 17 de Enero del 2020.



INDICE DE FIGURAS

Figura N° 1: Representación esquemática del proceso de flotación.....	21
Figura N° 2: Propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas de los minerales	22
Figura N° 3: Proceso de flotación de espumas	24
Figura N° 4: Fases del proceso de flotación por espumas	26
Figura N° 5: Tensión superficial de una burbuja en un liquido.....	28
Figura N° 6: Representación de contacto entre las tres fases (s-l-g)	28
Figura N° 7: Potencial Zeta	30
Figura N° 8: Representación del potencial de superficie y potencia Z.....	31
Figura N° 9: Capa Eléctrica doble	31
Figura N° 10: Doble capa Eléctrica en una superficie mineral en agua	32
Figura N° 11: Esquema del ángulo de contacto.....	33
Figura N° 12: Grafica de la cinética de flotación	35
Figura N° 13: Recuperación de minerales en función a su tamaño granular.....	40
Figura N° 14: Flotación de los minerales de cobre según el tamaño granulometrico de las partículas.....	41
Figura N° 15: Flotación de minerales de cobre el concentrado primario de acuerdo por el tamaño granular de las particulas	42
Figura N° 16: Influencia de la oxidación sobre la flotabilidad de sulfuros de cobre	43
Figura N° 17: Esquema de adsorción del espumante en una burbuja de aire.....	46
Figura N° 18: Adsorción del colector sobre una superficie mineral.....	47
Figura N° 19: Esquema estructural de un colector	48
Figura N° 20: Esquema de preparación	66
Figura N° 21: Obtención de cúmulos mediante paleo fraccionario.....	67
Figura N° 22: Molino de laboratorio experimental	67
Figura N° 23: % de malla # -200 Vs tiempo	70



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 1: Características de la adsorción química y física	29
Tabla N° 2: Tiempo de flotacion propuesta por mular	41
Tabla N° 3 : Variables experimentales	73
Tabla N°4 : Variables en escala codificada	73
Tabla N°5 : Variables en escala natural.....	74
Tabla N° 6: Prueba N° 1 de flotación	75
Tabla N° 7: Prueba N° 2 de flotación	75
Tabla N° 8: Prueba N° 3 de flotación	76
Tabla N° 9: Prueba N° 4 de flotación	76
Tabla N° 10: Prueba N° 5 de flotación	76
Tabla N° 11: Prueba N° 6 de flotación	77
Tabla N° 12: Prueba N° 7 de flotación	77
Tabla N° 13: Prueba N° 8 de flotación	77
Tabla N° 14: Efecto estimado.....	78
Tabla N° 15: Análisis de varianza	79
Tabla N° 16: Coeficiente de regresión.....	80
Tabla N° 17: Grado de confianza	82
Tabla N° 18: Correlación de efectos.....	82
Tabla N° 19: Resultados usando el modelo matematico	83
Tabla N° 20: Máximo ascenso.....	85
Tabla N° 21: Rango de Valores	86



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

M-11 : Colector de oxidos

Cu : Cobre

% : Porcentaje

µm : Micra

g/l : Gramo po litro

gr : Gramos

g/Tn : Gramos por tonelada

Kg/TM : Kilo gramo por tonelada métrica

g/TMS : Gramos por tonelada métrica seca

g/lit : Gramos por litro

Kg : Kilogramo

cc : Centrimetro cubico

pH : Potencial de hidrogeno

TMS : Tonelada métrica seca

ml : Mililitro

-200 : Pasante malla 200

g/cm³ : Gramo por centrimetro cúbico



RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo principal de optimizar el proceso de flotación de minerales mixtos de cobre de la planta concentradora de la minera CIEMSA unidad El Cofre distrito de paratía en la región de Puno. Las Pruebas fueron realizadas en el laboratorio de la Empresa CIEMSA U.M. El Cofre, siguiendo protocolos en pruebas de flotacion se llegó a determinar el comportamiento y el efecto del colector M-11 es de 0.066 g/Tn con una granulometría 69.38 % malla -200 y con un tiempo de flotación 60 minutos en las diferentes etapas, obteniendo 83.81 % de recuperación de Cobre con calidad encima de 30%. La metodología usada es de tipo experimental para optimizar las variables que intervienen en el proceso de flotación. Los datos que se aplicaron fue el diseño experimental de tres variables 2^3 mediante la utilización del software estadístico STATGRAPHICS. Por lo tanto se optimizo y mejoró el % de recuperación de minerales mixtos de Cobre.

Palabras Clave: Flotación, Granulometria, Optimización, Reactivo.



ABSTRACT

The present research work has as main objective of optimizing the flotation process of mixed copper ores of the concentrator plant of the CIEMSA mining unit El Cofre parathyst district in the Puno region. The Tests were carried in the laboratory of the Company CIEMSA U.M. The Chest following protocols in flotation tests. Getting to determine the behavior and effect of the M-11 collector is 0.062 gr/Tn with a granulometry 69.38% mesh -200 and with a flotation time 47 minutes in the different stages, obtaining 83.81% of Cu in the stage of Rougher at the laboratory level and at the concentrator plant level, a recovery of 86% was obtained with quality above 30%. The experimental research method was used to evaluate and optimize the variables that influence the flotation process. The data that was applied was the experimental design of three variables 2^3 through the use of the STATGRAPHICS statistical software. Therefore, the % of recovery of copper mixed minerals.

Keywords: Flotation, Granulometry, Optimizaation , Reagent.



CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

Cuando la ley es demasiada baja, como consecuencia del agotamiento de las reservas minerales en los yacimientos, los ingenieros de procesamiento de minerales se ven enfrentados con diversos tipos de problemas técnico – económicos; tales como incremento de impurezas en el proceso y disminución de leyes de sustancias valiosas, que demanda operaciones con mayor tonelaje para que el proceso sea rentable. Por consiguiente, la tendencia mundial en la industria de procesamiento de minerales, como en otras industrias, es optimizar todos los procesos involucrados. El sistema de flotación de minerales se compone básicamente del equipo, los reactivos químicos y operaciones. Por lo tanto, en cada una de ellas se debe llevar a cabo las optimizaciones empleando metodologías y técnicas apropiadas. La optimización de flotación consiste en cuantificar el rendimiento del proceso de flotación mediante el empleo de un modelo adecuado que relacione la recuperación y/o ley de la especie mineral valiosa con las variables controlables del proceso (Ayala y Pardo, 1995).

Es por todos conocido que los minerales oxidados de cobre son más difíciles de flotar que sus correspondientes sulfuros, esta dificultad está íntimamente asociada a la gran hidratación de carbonatos, sulfatos y silicatos, lo que a su vez se debe a la interacción de las moléculas de agua con los sitios polares que se crean en las superficies de estos. (Vilca, 2019)

La presencia de alto contenido de cobre oxidado en el mineral que ingresa a flotación, hizo la necesidad de explorar nuevas alternativas de tratamiento, debido a una disminución significativa en la recuperación de cobre, menores a 80%.

En el presente trabajo de investigación tiene como finalidad obtener la recuperación óptima en el proceso de flotación de minerales mixto de cobre en la planta concentradora de la empresa minera CIEMSA Unidad - El Cofre. En el departamento de Puno, Provincia de Lampa, Distrito de Paratía en el paraje choquesayane para este trabajo experimental se determina los parámetros y variables para su optimización.



1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la flotación de minerales, la recuperación representa una de las principales variables, sujeta a constantes variaciones debido a muchos factores ya sea controlable, no controlable que intervienen en este proceso; las cuales deberían ser identificadas y optimizadas en lo posible para minimizar los costos y/o maximizar los beneficios.

Los problemas que presenta la Planta Concentradora de la Empresa Minera CIEMSA Unidad - El Cofre Paratía – Lampa. Son bajas recuperaciones de concentrado de Cobre.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Cómo optimizaremos el proceso de flotación para mejorar la recuperación de minerales mixtos de Cobre en la Planta Concentradora de la Empresa Minera CIEMSA Unidad – El cofre Paratía – Puno?

1.2.2. Problemas específico

¿Cómo se determinará la dosificación del colector M-11 en el proceso de flotación para incrementar el porcentaje de recuperación de minerales mixtos de cobre?

¿Cómo se determinará la granulometría más óptima para un mayor porcentaje de recuperación en el proceso de flotacion de minerales mixtos de cobre?

¿Cómo estableceremos el tiempo de flotación más óptimo para la recuperación de minerales mixto de cobre?



1.3. OBJETIVOS DEL ESTUDIO

1.3.1. Objetivo General

Optimizar la recuperación de los minerales mixtos de Cobre en el proceso de flotación en la Planta Concentradora de la empresa CIEMSA Unidad - El Cofre Paratia – Puno.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Determinar la dosificación del colector M-11 en el proceso de flotación para incrementar el porcentaje de recuperación de minerales mixtos de cobre.
- Determinar la granulometría más óptima para un mayor porcentaje de recuperación en el proceso de flotación de minerales mixtos de cobre.
- Establecer el tiempo de flotación más óptimo para la recuperación de minerales mixtos de cobre.

1.4. JUSTIFICACIÓN DEL PROYECTO

En los últimos años la competitividad de las industrias en el sector minero metalúrgico se ha incrementado por ende se han visto obligadas a incrementar su eficiencia, a través de evaluaciones en sus distintos procesos de extracción, así como el desarrollo de nuevas alternativas para la obtención de productos de calidad, lo cual generará mayor rentabilidad en las empresas y como nuestro trabajo está orientado a ello entonces su desarrollo queda plenamente justificado.

La optimización del proceso de flotación en toda planta concentradora de minerales debe tener una estrategia adecuada para obtener condiciones óptimas para mejorar los resultados metalúrgicos.



1.5. HIPOTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Hipotesis general

Mediante la optimización del proceso de flotación se logrará una eficiente recuperación de minerales mixtos de cobre en la Planta Concentradora de la empresa mineral CIEMSA Unidad – El Cofre Paratía – Puno.

1.5.2. Hipotesis específico

- Influye la dosificación del colector M-11 para incrementar el porcentaje de recuperación de minerales mixtos de cobre.
- Influye la granulometría para un mayor porcentaje de recuperación en el proceso de flotación de minerales mixtos de cobre.
- Influye el tiempo de flotación para la recuperación de minerales mixto de cobre.



CAPITULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Halbert Henry Vilca Casazuela (2019), Evaluó colectores y modificadores de superficie, obteniéndose como mejor resultado, el incremento a 35 g/t del colector primario C4132, que permitió incrementar la recuperación de cobre en 1.1% y la de molibdeno en 11.5%. La segunda alternativa fue reducir la molienda y los sólidos, la mejor opción fue a reducir la molienda a P80 de 135 micras y los sólidos a 20%, lo que permitió incrementar la recuperación de cobre en 3.3% y la de molibdeno en 7.8%. La tercera alternativa fue lavar previamente el mineral con ácido H₂SO₄ para su flotación, en esta parte no hubo resultados satisfactorios, se desmejoro la calidad del concentrado y la disminución de la recuperación de molibdeno en -19.5%. La cuarta alternativa fue probar con reactivos Cytec las cuales dieron buenos resultados e incremento la recuperación de molibdeno en 3.1 %. Además se efectuaron pruebas de reología a diferentes pH, sólidos y molienda, donde solo los sólidos afectan significativamente a la viscosidad dinámica y al yeild stress.

Santos Cajahuanca, Homar Polmarthan (2018), evaluó la recuperación de cobre, para dar un valor comercial a los minerales del yacimiento Caolín, y así poder tratar las doscientas mil toneladas de mineral de cobre, y con ello nos darán ingresos económicos para la empresa y la sociedad. Los minerales sulfurados y oxidados polimetálicos principalmente de cobre, plomo y zinc son muy abundantes y en especial en nuestras regiones cercanas, de allí la gran importancia que tiene estudiar su comportamiento frente a la flotación diferencial, existen minerales muy dóciles a la flotación y también otros minerales complejos que presentan una flotación muy complicada.

Núñez Condori, Celestino (2015), Evaluó la dosificación de reactivo MBT, Granulometría y el tiempo de Flotación en la planta de tratamiento de minerales corporación agrominero san hilarión SAC. - Nazca. Con lo que se determinó el comportamiento y el efecto del (colector MBT) es de (0.22 g/Tn) con una granulometría



(74% malla -200) y un tiempo aproximado al nivel máximo que es de 43 minutos en sus diferentes etapas, obteniendo un 94 % de Cu - Au en la etapa de Rougher y a nivel de planta concentradora se obtuvo un concentrado de mejor calidad cuya ley es 96%.

Julio Cesar Mamani Mamani (2013), Evaluó el reactivo A-404 (activador) en la Planta Centauro – Nazca. Obteniendo como resultado en pruebas de flotación de laboratorio hasta el 75% de recuperación de minerales oxidados.

Ayllón Meresi & Daniel Enrique (2013), Realizó pruebas variando el tamaño de partícula y se obtuvo que la granulometría óptima es a 75% -200m (75micrones), también se evaluó la influencia de los reactivos, para esto se realizó un diseño experimental (selección de variable). Con estas pruebas se demostró que el Xantato Isobutílico de Sodio (Z-14) y el Aerophine 3418, tienen gran significancia en la recuperación de plata y ésta aumenta cuando se trabaja con los dos en simultáneo, éstos fueron los primeros pasos que se dieron para mejorar nuestro proceso.

Al conocer la importancia de éstos dos colectores pudimos tomar data de varios meses de trabajo, y realizar una curva para ver el efecto de estas variables versus la recuperación, por medio de esta gráfica se calculó el valor del parámetro óptimo que nos permite lograr una recuperación dentro de los rangos establecidos, en el caso del Aerophine 3418 el rango fue 34 a 36g/ton y en el caso del Xantato fue de 24 a 26g/ton, y el último paso fue dividir el flujo del concentrado de un banco en dos partes y llevarlos a bancos diferentes, lo que nos permitió minimizar la recirculación de flujos. Con todos estos trabajos se logró aumentar la recuperación de plata en tres puntos porcentuales (3%), lo que constituyó un importante incremento en las utilidades de la Empresa.

2.2. REFERENCIAS TEÓRICAS

2.3. Flotación

La flotación de minerales se ha señalado que depende de aquellas propiedades de los minerales que les permite adherirse a burbujas de aire y ser llevadas a la superficie de la pulpa. Los reactivos que se agregan a la suspensión del mineral y agua con el propósito de crear unas superficies hidrofóbicas, se denominan colectores. Para facilitar la adhesión



del colector al mineral útil y para impedir esta adhesión al mineral no valioso se agregan otros reactivos denominados activadores y depresores, estos compuestos llevan el nombre genérico de modificadores o moduladores de la colección. 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 (Venancio, 1999).

La flotación es un proceso fisicoquímico usado para la separación de sólidos finamente divididos. La separación de estos sólidos (no similares), es efectuada por la adherencia selectiva de la superficie de la partícula a una burbuja de aire o a un líquido, cualquiera que sea el caso. La adherencia de la partícula a la fase gaseosa o a la líquida es, en la mayoría de los casos, ayudada grandemente por una modificación de la superficie de la partícula, hecha por reactivos químicos activos sobre la superficie (surfactantes) (Chia, 1989).

Para entender claramente la teoría y mecánica de la flotación, es necesario estudiar en profundidad las propiedades químicas y físicas de las superficies, así como establecer el efecto de los cambios en composición de las fases, tienen sobre la naturaleza de las tres interfaces; sólido-gas, sólido-líquido y líquido-gas. Con escasas excepciones, los sólidos inorgánicos son casi completamente mojados por una fase acuosa. De acuerdo a esto, con el objetivo que la flotación se efectuó, la interface sólido-líquido debe ser parcialmente reemplazada por una interface sólido-gas.

El reemplazamiento del fluido por gas, es efectuado por la adición de reactivos apropiados para la fase acuosa; la reacción superficial resultante, deja la superficie sólida con una película hidrofóbica (repelente al agua). Esencialmente la química de la flotación se basa en reacciones en las interfaces, las cuales originan que el agua sea desplazada a favor del aire, el cual la partícula puede permanecer adherida, siempre y cuando ella contacte con burbujas móviles (Chia, 1989).

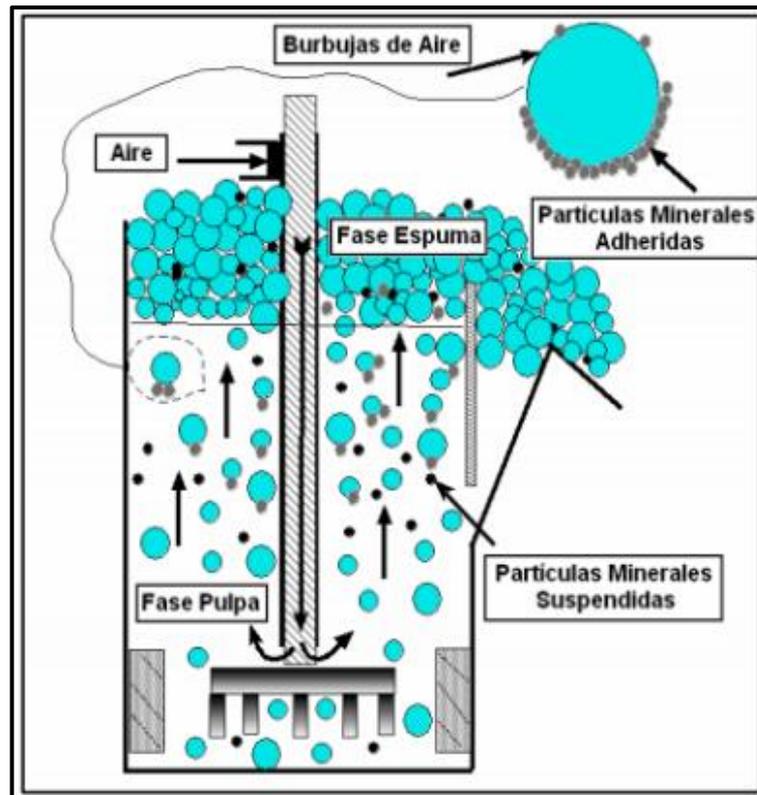


Figura N° 1: Representación esquemática del proceso de flación

Fuente: VIANNA (2004)

2.4. Minerales Hidrofilicos

Son mojables por el agua, constituidos por: óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros, que generalmente representan la mayoría de los minerales estériles o ganga. Haciendo 29 que se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa para finalmente hundirse (Quiroz, 1998).

2.5. Minerales Hidrofobicos

Son aquellos minerales que no son mojables o son poco mojables por el agua, dentro de ellos tenemos: Los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como: grafito, carbón bituminoso, talco y otros, haciendo de que evite el mojado de las partículas minerales, que pueden adherirse a las burbujas de aire y ascender. Además se puede observar, que los minerales hidrofóbicos son aerofílicos (Quiroz, 1998).

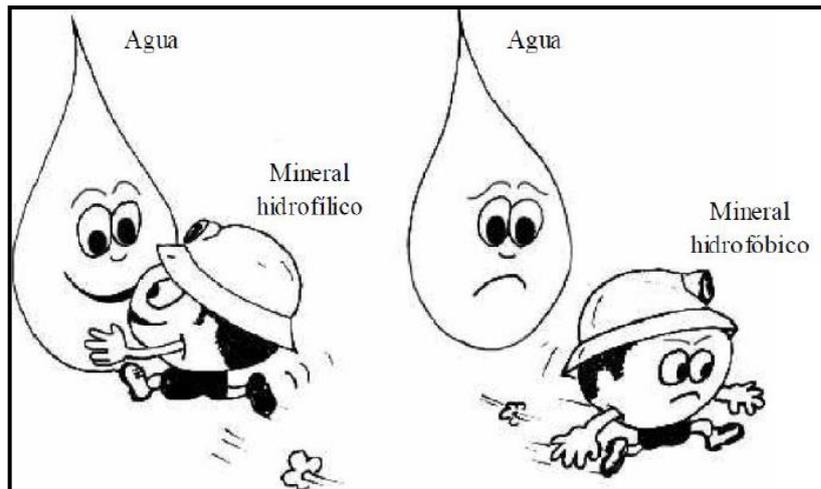


Figura N° 2: Propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas de los minerales

Fuente: Alcalá (2009)

2.6. Tipos de flotación

Los tipos de flotación son:

2.6.1. Flotación de Espumas

Los minerales hidrofílicos e hidrofóbicos de una pulpa acuosa se pueden separar entre sí, después de ser finamente molidos y acondicionado con los reactivos químicos que hacen más pronunciadas las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas, haciendo pasar burbujas de aire a través de la pulpa. Las partículas hidrofílicas se van a mojar y caer al fondo de la celda de flotación (Quiroz, 1998).

2.6.2. Flotación por películas

En esta técnica, el mineral finamente molino era esparcido cuidadosamente sobre la superficie libre del agua, de modo que las partículas de sulfuro, que se caracterizan por tener propiedades hidrófobas, sobrenadaban en la superficie del agua, formando una delgada película que era removida por medio de algún mecanismo; en cambio la ganga se mojaba y sedimentaba en el fondo del recipiente de agua. Las dos técnicas anotadas anteriormente no tuvieron éxito en su aplicación en la industria por lo que en la actualidad ya no se las usa.



2.6.3. Flotación por aceites

Esta técnica fue desarrollada en 1860, consistía en mezclar la mena molida con aceite y posteriormente con agua, de tal manera que las partículas del mineral sulfuroso, por sus propiedades superficiales hidrófobas, quedaban retenidas en la fase aceitosa y aquellas partículas que se mojaban en el agua se quedaban en la fase acuosa, de modo que al final del proceso, flotaba una capa de aceite sobre la pulpa, la cual contenía las partículas de mineral sulfuroso que eran separados por decantación y se separaba del aceite por filtración (Alcala Cruz, E., Flores Corrales, A., & Beltran, A. 2009).

2.7. Tipos de flotación de espumas

2.7.1. Flotación directa

La flotación directa es aquella en la que el mineral valioso sale en la espuma y la ganga se queda en el non-float (Alcala 2009).

2.7.2. Flotación inversa

En este tipo de flotación el mineral valioso se queda como non-float y la ganga es la que flota (Alcala 2009).

2.7.3. Flotación Colectiva o Bulk

Se dice flotación colectiva en el caso de que todo los minerales valiosos y de un solo tipo mineralógico (por ejemplo: sulfuros) salen en la espuma (Alcala 2009).

2.7.4. Flotación diferencial o selectiva

Como su nombre indica la flotación es selectiva, se flota un solo mineral a la vez en cada etapa. El tamaño máximo de partículas a flotar depende de la naturaleza de la partícula y su peso específico. De modo que en la práctica el tamaño límite superior de las partículas para el caso de sulfuros esta entre 0,15 – 0,25 mm, para carbón. (Alcala 2009).

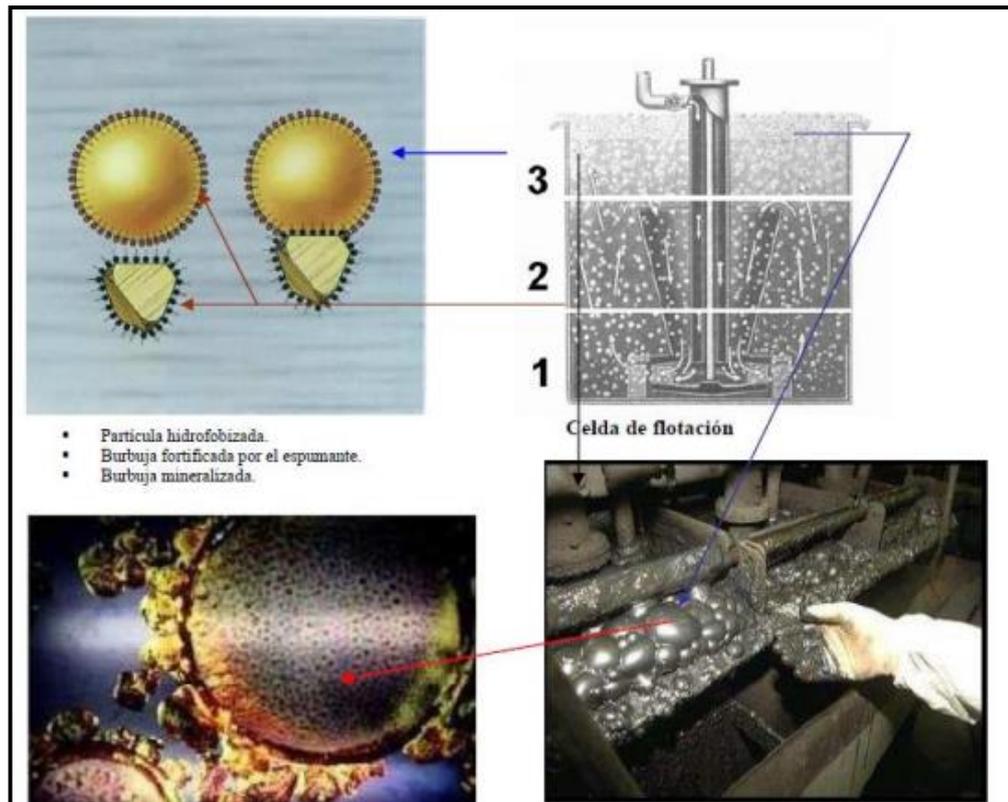


Figura N° 3: Proceso de flotación de espumas

Fuente: Nataniel (2016)

2.8. Fases de flotación

2.8.1. Fase sólida

Esta representada por los sólidos a separar (minerales) que tienen generalmente una estructura cristalina. Esta estructura es una consecuencia de la comparación química de las moléculas, iones y átomos componentes que son cada uno, un cuerpo completo. Los factores de importancia son los siguientes:

- Carácter de la superficie aireada en la ruptura del sólido (Tipo de superficie, fuerzas residuales de enlaces).
- Imperfecciones en la red cristalina.
- Contaminantes provenientes de los sólidos, líquidos y gases (Astucuri, 1999).



2.8.2. Fase líquida

El agua es el elemento en el cual se efectúa la flotación, por su abundancia y por su bajo precio.

Hay que subrayar la importancia que tienen la impureza y contaminación de las aguas naturales e industriales. La dureza del agua por ejemplo causada por sales de calcio, magnesio y sodio. Estas sales pueden cambiar la naturaleza de la flotabilidad y son casi siempre causa de consumo considerable de reactivos, formando sales insolubles.

Aparece que aproximadamente el 46% de los enlaces es covalente y 54% es iónico. Finalmente hay que subrayar la importancia de las impurezas y contaminaciones que tiene toda agua natural o industrial (Astucuri, 1999).

2.8.3. Fase gaseosa

Es el aire que se inyecta en la pulpa neumática o mecánicamente para poder formar las burbujas que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas, la función del aire en la flotación tiene distintos aspectos de los cuales los principales son:

- ✓ El aire influye químicamente en el proceso de flotación
- ✓ Es el medio de transporte de las partículas de mineral hasta la superficie de la pulpa
- ✓ El aire es una mezcla de nitrógeno (78,10%) y oxígeno (20,96%) con pequeñas cantidades de dióxido de carbono (0,04%) y gases inertes como argón y otros (Astucuri, 1999).

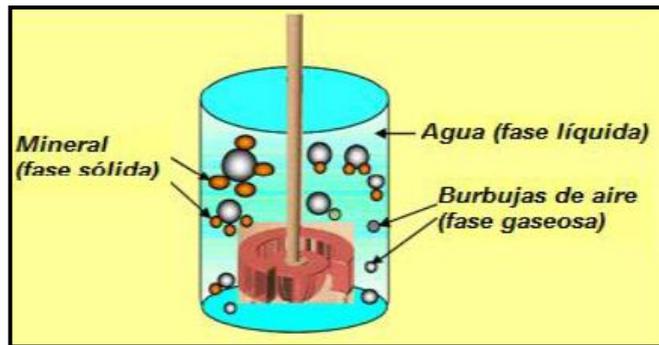


Figura N° 4: Fases del proceso de flotación por espumas

Fuente: Karina Arburo (2007)

2.9. Termodinámica en la interfase

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 interfase gas – líquido.
- ✓ La termodinámica que controla la unión de las partículas de mineral a las burbujas de aire.

En cualquier interfase se genera una fuerza de tensión en el plano de la interfase que es característica de esa interfase. Esta fuerza de tensión se denomina “Tensión Interfasial” o “Tensión Superficial” y puede ser considerada igual a la energía libre de superficie (Louis, 2007).

2.9.1. Tensión superficial

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



$$\gamma = G^s = \left(\frac{\partial G}{\partial A} \right)_{T,P,n} \quad (1)$$

Donde:

γ = Tensión superficial (dinas/cm).

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

A = Área interfacial (cm²).

n = Número de moles necesarios en el sistema. (mol)

P = Presión absoluta. (Pa)

T = Temperatura absoluta. (°K)

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:

$$Fdx = \gamma dA \quad (2)$$

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:

$$\gamma = \frac{F}{2L} \quad (3)$$

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 se muestra la ilustración del concepto de tensión superficial de un líquido.

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 (Louis, 2007).

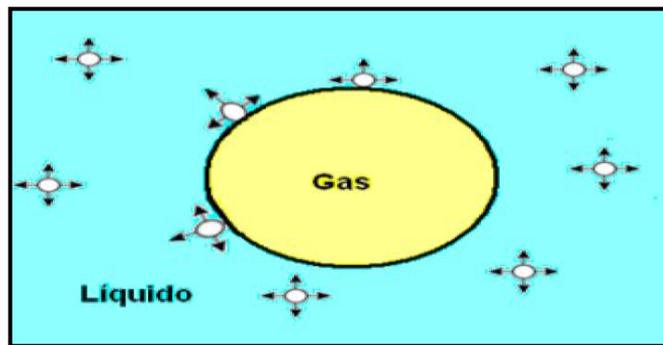


Figura N° 5: Tensión superficial de una burbuja en un líquido

Fuente: Karina Arburo (2007)

2.9.2. Tensión superficial en contacto entre las tres fases (Sólido – Líquido - Gas)

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) (Louis, 2007).

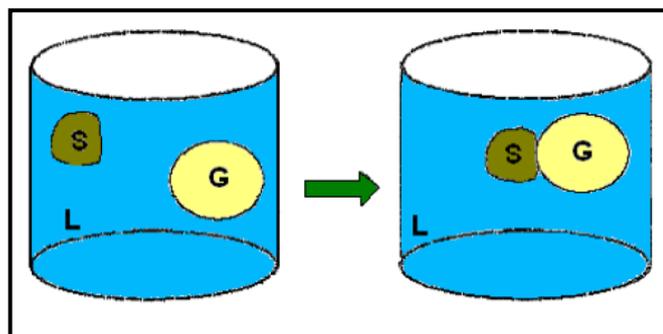


Figura N° 6: Representación de contacto entre las tres fases (s-l-g)

Fuente: Karina Arburo (2007)



2.10. Fenómenos de adsorción

2.10.1. Adsorción física

La adsorción física consiste en un enlace débil originado por las fuerzas de Van der Waals, caracterizándose por un bajo calor de interacción, ninguna o casi ninguna acción de selección entre el adsorbente y el adsorbido, siendo posible la formación de multicapas. Ver tabla N° 01

2.10.2. Adsorción química

La adsorción química se debe interacciones químicas primarias (por ejemplo: covalentes), entre el adsorbente y el adsorbido. Existe selectividad, formándose compuestos de superficie. Ver tabla N°01

Tabla N° 1: Características de la adsorción química y física

	Adsorción Física	Adsorción Química
Tipo de enlace	El adsorbato y la superficie interactúan sólo por fuerzas de Van der Waals.	Las moléculas adsorbidas reaccionan químicamente con la superficie
Efecto de la temperatura	El aumento de temperatura disminuye la adsorción	El aumento de temperatura aumenta la adsorción.
Calor de adsorción	Bajas, entre 5-40 kJ/mol	Amplio rango (40-800 kJ/mol)
Energía de activación	baja	Alta
Naturaleza de la adsorción	No disociativa. Reversible	A menudo disociativa. Puede ser irreversible.
Rango de temperaturas	Próximo al punto de condensación del gas	Ilimitado (depende de cada molécula)
Especificidad cristalográfica (variación entre diferentes planos del mismo cristal)	Virtualmente independiente de la geometría de la superficie	Alta, varía mucho dependiendo del plano
Saturación	Multicapa	Mono capa
Cinética de adsorción	Rápida, no es un proceso activado.	Variable, suele ser un proceso activado.
Colectores	De cadena larga sobre un óxido; Alquil sulfonato ($R - SO_3^-$), alquilamina ($R - NH_3$).	Thiolicos o sulfhídricos (alquil xantatos), sobre minerales sulfurados.
Espumantes	Si	No

Fuente: Gutierrez, M. L. (2010)

2.11. Potencial zeta

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

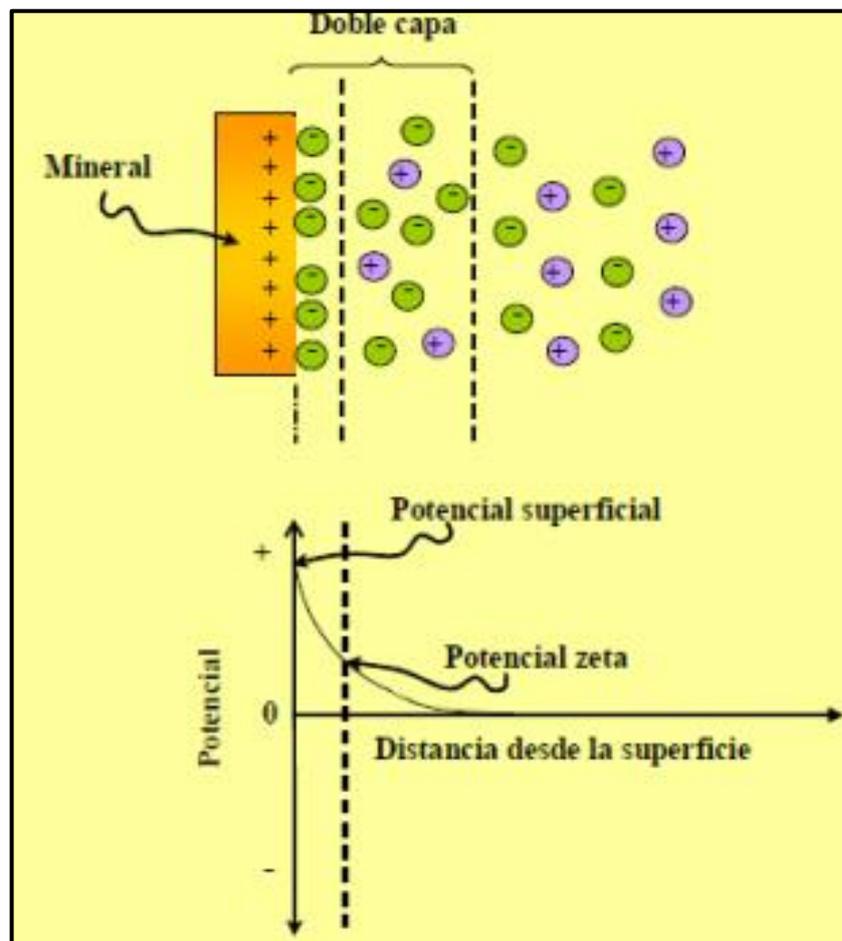


Figura N° 7: Potencial Zeta

Fuente: Fundamentos de flotación de minerales

El pH al cual el potencial superficial es cero se denomina punto cero de carga (PCC). Aquel al cual el potencial zeta es igual a cero, se denomina punto isoeléctrico (IEP). En los óxidos y silicatos estos puntos son iguales.

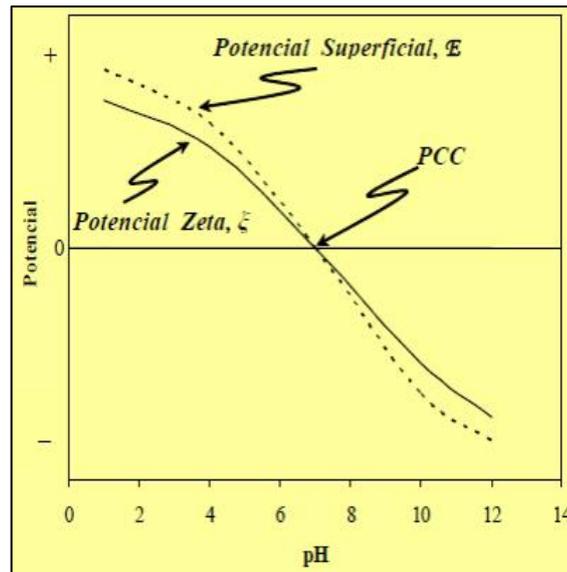


Figura N° 8: Representación del potencial de superficie y potencia Z

Fuente: Fundamentos de flotación de minerales

2.12. Teoría de la capa eléctrica doble

Los fenómenos de adsorción en la interface mineral/agua son controlados en la mayoría de los casos por la doble capa eléctrica.

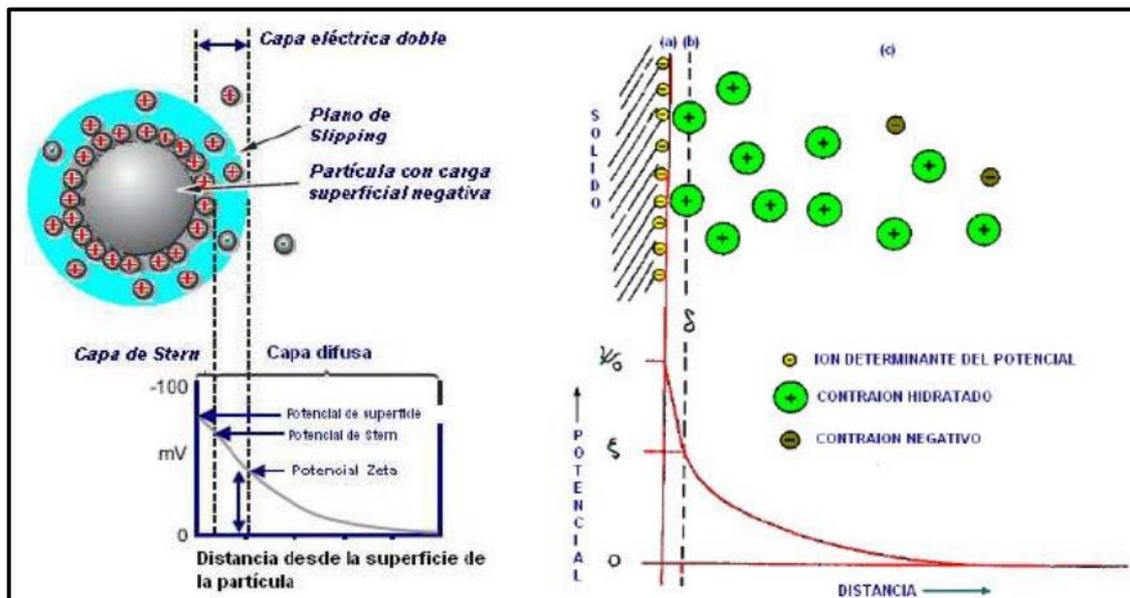


Figura N° 9: Capa Eléctrica doble

Fuente: Gutierrez (2010)

La carga eléctrica de los sólidos presentes en una pulpa acuosa atrae una “atmósfera “de iones de carga contraria, parte de la atmósfera es difusa. La carga de superficie, en conjunto con la capa difusa, constituye la doble capa eléctrica.

En la doble capa eléctrica se distinguen (ver figura N°10) las siguientes zonas: la carga superficial, la capa de Stern (constituida por los iones en la fase acuosa próxima a la superficie) y la fase líquida.

2.13. Efecto de la doble capa eléctrica

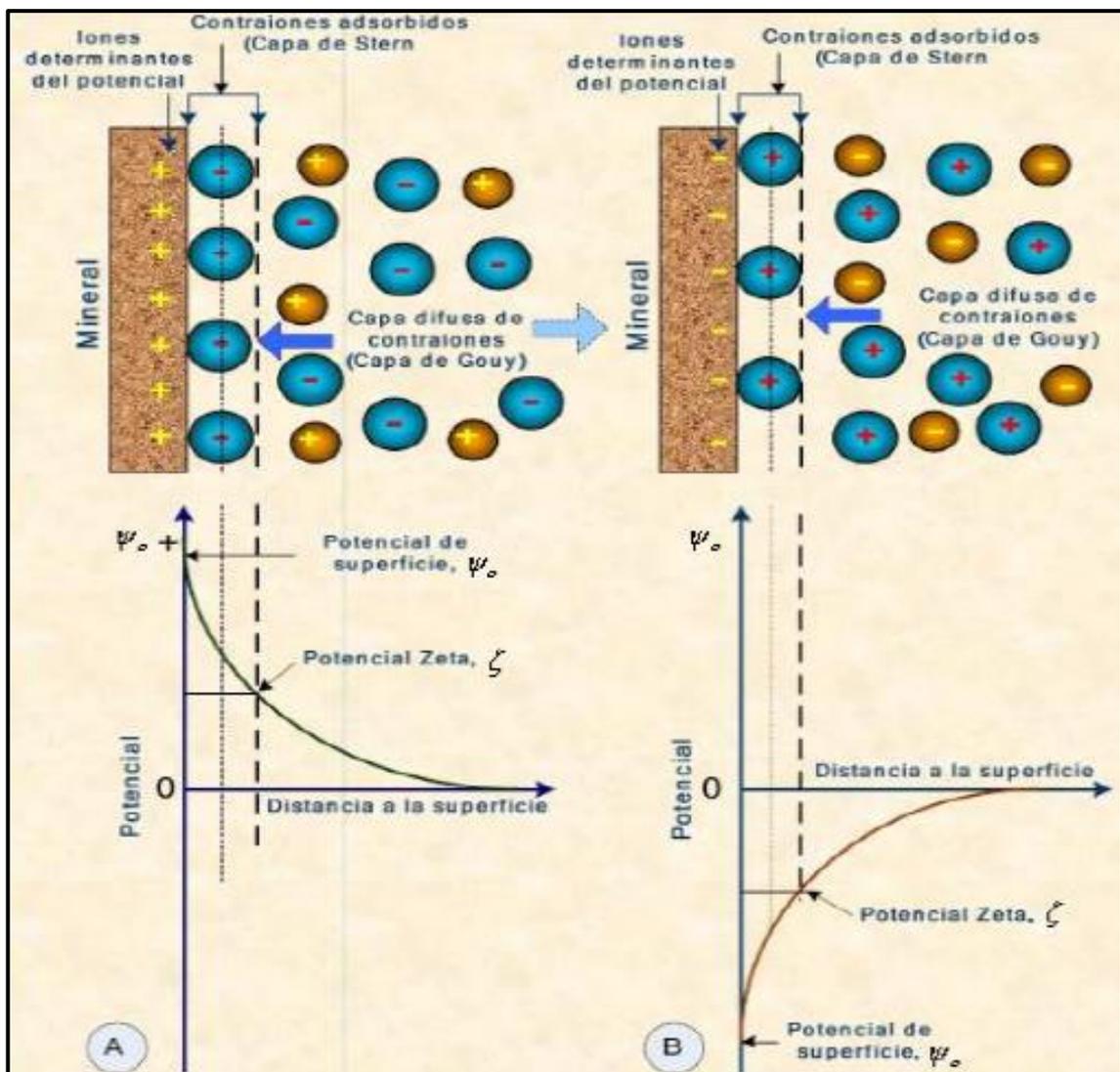


Figura N° 10: Doble capa Eléctrica en una superficie mineral en agua

Fuente: Gutierrez (2010)

La doble capa eléctrica puede afectar al proceso de flotación de diferentes formas:(ver figura N°10) El signo y las magnitudes de la carga superficial controlan la adsorción de los agentes de flotación adsorbidos físicamente. Una alta carga superficial puede inhibir la quimisorción de colectores que se adsorben químicamente. El efecto de las lamas "slimecoating" es determinado por la interacción de la doble capa eléctrica. La floculación, coagulación y dispersión de suspensiones minerales es controlada por la doble capa eléctrica.

2.14. Ángulo de contacto y ecuación de Young

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 γ_{LG} y γ_{SL} , se llama ángulo de contacto.

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 figura 11 (Louis, 2007).

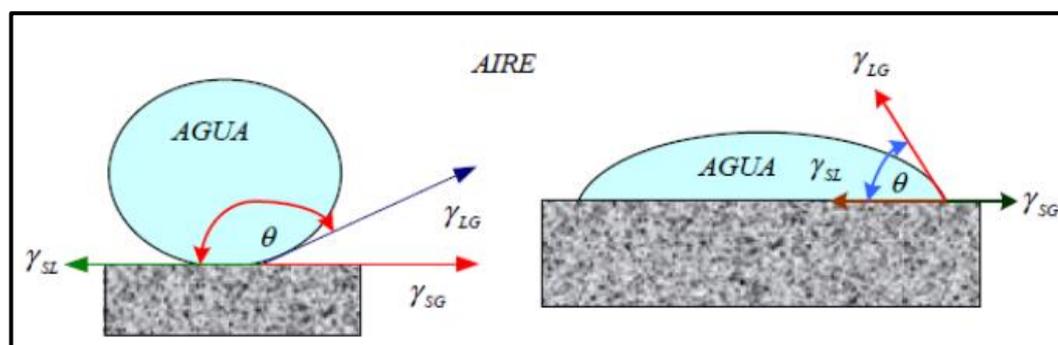


Figura N° 11: Esquema del ángulo de contacto

Fuente: Nataniel (2016)



Donde:

$$\cos \theta \gamma_{lg} - \gamma_{sl} + \gamma_{sg} = 0 \longrightarrow \text{En equilibrio.}$$

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

que representa la ecuación Young; donde el producto $\cos \theta \gamma_{lv}$ se denomina Tensión de adhesión la cual puede ser considerada como una medida de la fuerza requerida para la hidrofobización del sólido.

En consecuencia, la ecuación de Young establece la condición termodinámica de equilibrio entre las tres fases e introduce el concepto hidrofobicidad que es uno de los factores intervinientes importantes en el proceso de flotación de un mineral. El ángulo de contacto θ puede definirse como el ángulo formado por el plano tangente a la interfase líquido-gas y el plano formado por el sólido en un contacto trifásico sólido-líquido-gas, que nos da una noción de mojabilidad e indica los parámetros superficiales que se necesitan medir; de modo que, cuando un líquido moja completamente a un sólido, el ángulo de contacto θ será igual a cero y un valor de $\theta > 0^\circ$ indica mojabilidad parcial y mientras mayor sea el ángulo de contacto, menor será la mojabilidad, en consecuencia, mayor el grado de hidrofobicidad. Sin embargo, en esta ecuación sólo se puede medir experimentalmente la tensión superficial del líquido, mas no así γ_{sg} y γ_{sl} .

2.15. Cinética de la flotación

Se refiere a la velocidad de interacción entre partículas y burbujas lo que se induce en términos macroscópicos, en la velocidad en que flotan las partículas que llegan al concentrado, el tiempo de flotación es una variable fundamental de diseño y corresponde al tiempo máximo que hay que darle a las partículas más lentas, para que puedan ser extraídos de la pulpa.

El tiempo de residencia(r), está vinculado al flujo de aire, de modo tal que si este último fuese pequeño, (t) debería de ser alta para coleccionar todas las partículas, hay una relación directa entre t , y la probabilidad de flotación, por lo que si esta es alta y si el flujo de aire es adecuado, la recuperación sería estable (Azañero, 1999).

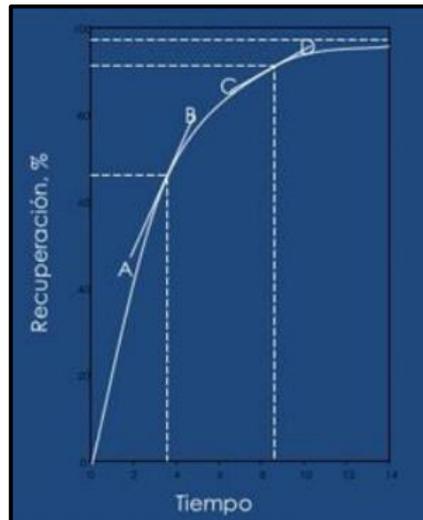


Figura N° 12: Grafica de la cinética de flotación

Fuente: Cinética de procesos metalúrgicos

2.15.1. Velocidad de flotación

En general la velocidad de flotación puede modelarse a través de una reacción de primer orden

$$\frac{dc}{dt} = Kc^n \quad (4)$$

Donde:

$$c = c_0 \cdot e^{-kt} \quad (5)$$

$$\ln \frac{c_0}{c} = Kt \quad (6)$$

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

C = Es la concentración de material flotable. Al tiempo “t”

n = Es el orden de la reacción.

K = Es la constante de velocidad de la ecuación.

C₀ = concentración de material flotable

Las concentraciones no son usuales en flotación, más bien se usan recuperaciones. En la práctica, no es posible llegar a una recuperación de 100%, por lo que se introduce el concepto de recuperación máxima, R_{maxima}, ya que no todo el material es flotable, por lo que la ecuación es más precisa expresada como.



$$R_{\infty} = \frac{C_0 - C_{\infty}}{C_0} \quad (7)$$

Luego la ecuación queda:

$$\frac{dc}{dt} = K(C - C_{\infty})^n \quad (8)$$

Para "n"=1

$$R_t = R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \quad (9)$$

Donde:

R_t = Recuperación acumulativa en tiempo "t".

R_{∞} = Recuperación máxima posible 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) (Azañero, 1999).

2.15.2. Modelo de 1^{er} orden

Es uno de los primeros trabajos sobre cinética de flotación- semibach el cual permite ajustar la gran mayoría de los resultados experimentales y calcular la constante de velocidad de flotación.

$$\ln \frac{C_0 - C}{C - C_{\infty}} = Kt ; R_t = R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \quad (10)$$

$$\frac{R_t}{R_{\infty}} = 1 - e^{-kt} \quad (11)$$

$$\frac{R_{\infty} - R_t}{R_{\infty}} = e^{-kt} \quad (12)$$

R_{∞} y k se obtiene del ajuste de parámetros del modelo $(k) = t^{-1}$ (Azañero, 1999).

2.15.3. Modelo del 2^{do} orden

Cabe destacar el modelo propuesto por Klimpel, especialmente por el énfasis que pone este autor en la utilidad del cálculo de K para la evaluación y selección de reactivos de flotación, el modelo propuesto es el siguiente.

$$R_t = R_\infty \left[1 - \frac{1}{Kt} (1 - e^{-kt}) \right] \quad (13)$$

$$R_t = R_\infty^2 \frac{Kt}{1 + R_\infty Kt} \quad (14)$$

R_t = Recuperación acumulativa en tiempo "t".

R_∞ = Recuperación máxima posible que es asintótica

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

t = Tiempo acumulativo de flotación (minutos) (Azañero, 1999).

Este es el modelo de 2^{do} orden.

Generalmente basta usar los modelos los modelos cinéticos de 1er orden, donde se considera que todas las partículas tienen la misma probabilidad de flotar. Así se considera que hay distribución rectangular de velocidades, aparece el modelo de Klimpel, donde se obtiene mayor precisión.

El objetivo de una evaluación cinética es determinar el tiempo óptimo de flotación y de los parámetros del modelo, ver que recuperación se puede obtener en un determinado tiempo de flotación (Azañero, 1999).

2.16. Flotación de sulfuros

Los sulfuros son fuertemente hidrófobos, lo cual permite que tengan una buena flotabilidad. Sin embargo, este comportamiento se ve afectado negativamente cuando existe una oxidación superficial o hay presencia de lamas.



Para que la flotación de sulfuros sea efectiva, es necesaria la presencia de oxígeno con colectores sulfhídricos, y así ocurra la adsorción de este reactivo en el mineral. Este fenómeno puede ser explicado por teorías que se describe (King 1982)

2.17. Variables en el proceso de flotación

La flotación es un proceso de múltiples variables, cuya definición y descripción cuantitativa requiere todavía muchos estudios y la aclaración de distintos detalles. Pese a que en la época presente ya tenemos un considerable dominio práctico de este campo, no hay todavía un dominio completo tanto teórico como práctico que contemple.

A continuación, trataremos de analizar las variables según su orden cronológico e importancia que se les atribuye (Sutulov, A. 1963 & Errol G., K.1990).

2.17.1. Factor granulometría

Todo mineral para ser flotado tiene que ser reducido en su tamaño hasta tal punto que cada partícula representa una sola especie mineralógica (liberación); además su tamaño tiene que ser apropiada para que las burbujas de aire los puedan llevar hasta la superficie de las celdas de flotación en otras palabras, existen un tamaño máximo de las partículas que se puedan flotar. Este tamaño máximo, naturalmente, depende de la naturaleza del mineral mismo y de su peso específico.

En la flotación de minerales metálicos las partículas son más pequeñas que en la de minerales no metálicos. Sin embargo, el tamaño máximo conveniente para la flotación se considera alrededor de 0.3 mm. Aproximadamente de diámetro y superior de 5 mm. Aparte del tamaño máximo de las partículas a flotar, determinado por su peso y diámetro relativo, es de gran importancia el tamaño indicado como su punto de liberación.

Esto significa que si el mineral que va a flotar no es molido hasta el punto de liberación de sus valores mineralógicos, las recuperaciones van a disminuir considerablemente.



En forma aproximada se puede afirmar que el grado de pasivización de una superficie es proporcional a la superficie de la inclusión. De este modo no solo se disminuye la posibilidad de contacto con la burbuja (pues si la partícula pega a la burbuja con su lado pasivo, no se va a producir la unión) sino que también la fuerza de enlace se debilita considerablemente y la partícula tiene gran probabilidad de desprenderse cuando está atravesando la pulpa adherida a una burbuja para llegar a la superficie.

El problema de la liberación de las partículas minerales para su flotación satisfactoriamente crea otro problema serio que es la de sobre molienda. Las especies mineralógicas dentro de una mena no son de la misma dureza. Esto significa que en el proceso de reducción de tamaño, las especies más blandas se desintegran en mayor proporción que las duras. Si, por ejemplo, los sulfuros están acompañados por cuarzo, como este es más duro que aquellos, las partículas de cuarzo, después de la molienda, serán de mayor tamaño que las partículas de sulfuros.

Pero si los mismos sulfuros están acompañados por una ganga descompuesta como son los silicatos secundarios y la cerecita, entonces su liberación se produce junto con una gran cantidad de lamas que posteriormente perjudican la flotación. Es evidente que este caso hay que elegir las condiciones óptimas de molienda que dan las mejores recuperaciones.

La figura N° 13; nos muestra la dependencia de la flotabilidad de un mineral de cobre del tamaño granular de sus partículas. Como se puede ver, en este caso la liberación es de aproximadamente 60 micrones y las partículas superiores a 80 micrones acusan bajas de recuperación por falta de liberación. La recuperación de partículas de tamaño 250 micrones es de solo 40% pues un 80 – 90% de su volumen es ganga.

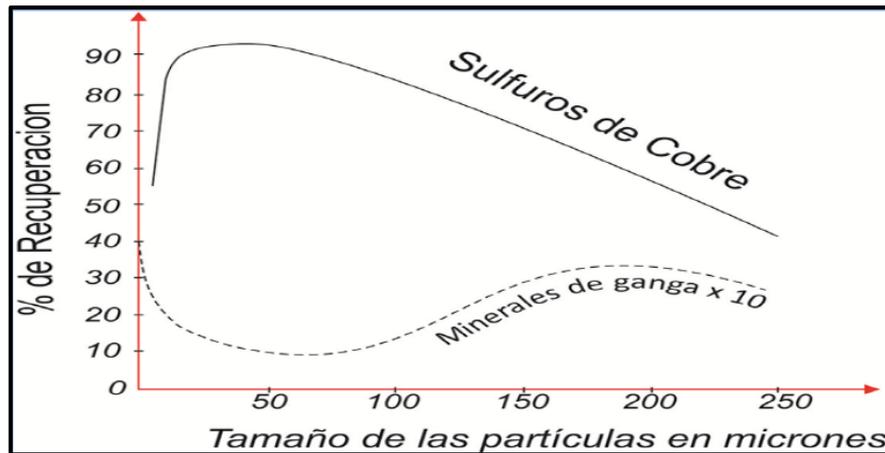


Figura N° 13: Recuperación de minerales en función a su tamaño granular

Fuente: Sutulov, A.(1963)

2.17.2. Factor tiempo de residencia

El tiempo de residencia dependerá de la cinética de flotación de los minerales, de la cinética de acción de reactivos, del volumen de las celdas, del porcentaje de sólidos de la pulpa en las celdas y de las cargas circulantes.

Además la adsorción de los reactivos depende de su composición, solubilidad, disociación, concentración y de la temperatura de la pulpa. Cuando son poco solubles y reaccionan lentamente con las superficies de los minerales, su alimentación se efectúa en los circuitos de molienda y clasificación, con lo que se puede ganar desde 5 a 30 minutos de acondicionamiento. Al no poder agregarlos por cualquier razón en los circuitos de molienda, se usan acondicionadores especiales cuya única función es la de preparar la pulpa con los reactivos para la flotación. Los reactivos, se agregan en las diversas etapas del proceso, según las necesidades.

En una pulpa bien agitada y adecuadamente aireada no hay problema para que las partículas recubiertas con un colector apropiado se peguen a las burbujas en forma instantánea, siempre que estén completamente liberadas y sean de un tamaño granulométrico adecuado.

En primera instancia van a flotar las partículas que son: 1) más hidrofóbicas 2) mejor liberadas y 3) de un tamaño adecuado. Una vez que estas flotan, empiezan a flotar las menos hidrofóbicas, menos liberadas y de mayor tamaño.

En la figura N° 14. Se señala la relación que existe entre la recuperación de minerales de cobre y su tamaño granulométrico en función del tiempo.

En la figura N° 15. Las abscisas representan el porcentaje que corresponde a cada malla y las ordenadas el porcentaje de cada una de estas mallas que flota en los tiempos que se indican.

Flotación de minerales de cobre según el tamaño granulométrico de las partículas según Mular (ver tabla N° 2), el factor de seguridad, para el tiempo de flotación, es por lo menos 2 para minerales polimetálicos y hasta 5 para minerales de Oro-plata. En el siguiente cuadro se muestran otras alternativas de tiempo de flotación propuestos por Mular.

Tabla N° 2: Tiempo de flotacion propuesta por mular

Material	Pulpa Rougher (% w/w)	Tiempo Rougher (min)*	Tiempo Test (min)	Escala de Tiempo
Cobre	32-42	13-16	6-8	2.1
Plomo	2-32	6-8	3-5	2.0
Molibdeno	4-8	14-20	6-7	2.6
Tungsteno	40-50	8-12	5-6	1.8
Zinc	Natural 5-35	8-12	5-6	1.8
Carbón	35-45	3-5	2-3	1.6
Mineral Fe	25-32	8-10	3-5	2.6
Relaves	25	7-12	4-5	2.0

Fuente: Astocuri, V. (1947)

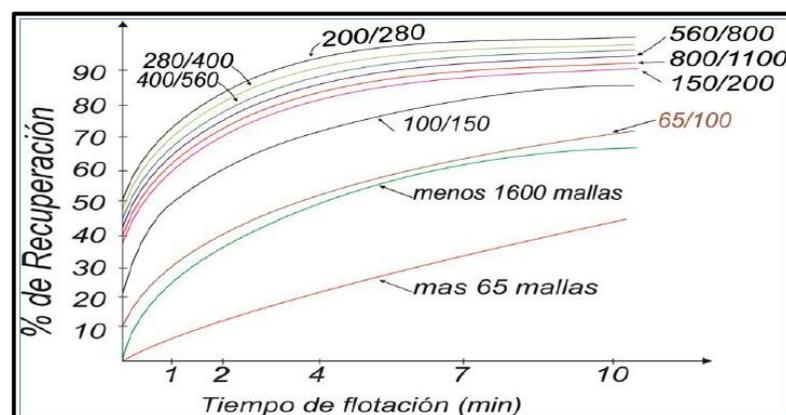


Figura N° 14: Flotación de los minerales de cobre según el tamaño granulometrico de las partículas

Fuente: Sutulov, A.(1963)

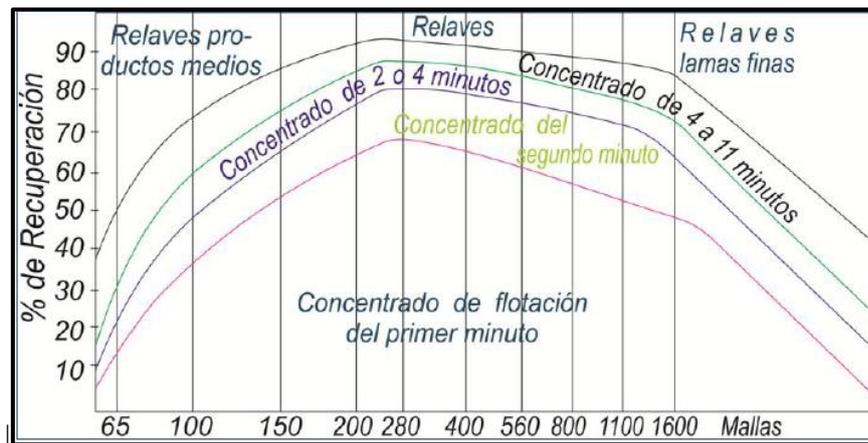


Figura N° 15: Flotación de minerales de cobre el concentrado primario de acuerdo por el tamaño granular de las partículas

Fuente: Sutulov, A.(1963)

En el mineral de cobre, la liberación se obtiene entre 200 y 280 mallas. De mayor flotabilidad son las partículas entre 200 y 280 mallas que flotan con preferencia en los primeros minutos.

Las partículas medias (74 a 200 mallas) poco liberadas tienen un atraso, así como las partículas de 1100 mallas y más pequeñas debido al efecto de las lamas. Se puede ver claramente que las lamas de menos 1600 mallas flotan mal, igual que los productos poco liberados.

Por eso los relaves contienen mayormente productos no liberados y lamosos.

El tiempo necesario para desarrollar la flotación varía normalmente entre 5 y 30 minutos, siendo 8 a 10 minutos el tiempo promedio.

El tiempo de flotación depende también de la naturaleza del mineral. Los minerales oxidados se recuperan mucho más lentamente que los sulfuros y los metales nativos flotan más rápidamente que estos.

La figura N° 16 muestra como disminuye la flotabilidad de un mineral de cobre en relación con su oxidación progresiva.

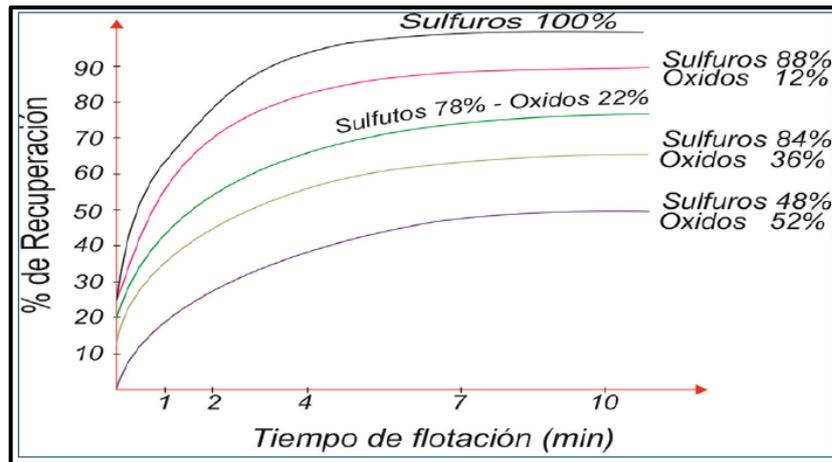


Figura N° 16: Influencia de la oxidación sobre la flotabilidad de sulfuros de cobre (calcopirita, calcosita y bornita)

Fuente: Sutulov, A.(1963)

2.17.3. Dosificación de reactivos

La cantidad de reactivos requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y de la evaluación de consumo.

2.18. Reactivos del proceso de flotación

En un sistema de flotación los reactivos se dividen de acuerdo a la función específica que desempeñan en: colectores, espumantes y modificadores. Los colectores y espumantes son sustancias orgánicas empleadas generalmente en dosificaciones comprendidas entre 1 a 1000 g/ton de alimentación. Químicamente, son clasificados como surfactantes (“surfactant”), es decir, molécula de carácter doble, que consiste de un grupo polar y un grupo no-polar. El grupo polar posee un momento de dipolo permanente y representa la parte hidrofílica de la molécula. El grupo no-polar no posee un dipolo permanente y representa la parte hidrofóbica de la molécula.

Los surfactantes cumplen dos papeles fundamentales en la flotación. Primero, se adsorben en la interface sólido/líquido y actúan como colectores tornando hidrofóbica la superficie de ciertos minerales. Segundo, influyen en la cinética de la adhesión burbuja/mineral, actuando como espumantes. De esta forma el espumante actúa



principalmente en la interface líquido/aire, promoviendo la formación de la espuma a través de la disminución de la tensión superficial.

Los modificadores son sustancias inorgánicas u orgánicas empleadas en cantidades que generalmente varían entre 20 a 1000 g/ton (Astucuri, 1999).

2.19. TIPOS DE REACTIVOS

Los reactivos o agentes de flotación se dividen en:

- **Espumante.** Tienen como propósito la creación de una espuma capaz de mantener las burbujas cargadas de mineral hasta su extracción de la máquina de flotación (celdas)
- **Colector.** Es el reactivo fundamental del proceso de flotación puesto que produce la película hidrofóbica sobre la partícula del mineral
- **Modificadores.** Actúan como depresores, activadores, reguladores de pH, dispersores, etc. Facilitando la acción del colector para flotar el mineral de valor, evitando su acción a todos los otros minerales como es la ganga (Astucuri, 1999).

2.19.1. Espumantes

Los espumantes generalmente son reactivos orgánicos de superficie activa heteropolar, capaces de ser adsorbidos en la interfase aire-agua. Cuando las moléculas de la superficie activa reaccionan con el agua, los dipolos de agua se combinan rápidamente con los grupos polares hidratándolos, pero prácticamente no hay reacción con el grupo de hidrocarburo no polar, pues la tendencia es forzar al último hacia el interior de la fase aire. De este modo la estructura heteropolar de la molécula del espumante lleva a su adsorción, es decir, las moléculas se concentran en la superficie con los grupos no polares orientados hacia el aire y los grupos polares hacia el agua (Wills.1987).



Clasificación de los espumantes

En dependencia de la eficacia de acción de los espumantes con diversos valores del pH de la pulpa, éstos se dividen en:

a. básicos: Los que poseen una propiedad espumígena máxima en pulpas alcalinas. A los que espumantes principales pertenecen las bases de piridina pesadas, que poseen una elevada propiedad espumígena en medios muy alcalinos.

b. ácidos: Los que disminuyen sus propiedades espumígenas a medida de que se incrementa la alcalinidad de la pulpa. A los espumantes ácidos pertenecen los reactivos fenólicos (cresol, xilenol, aceites de madera que contienen fenol y otros) los alquilarilsulfonatos (detergentes y azolatos) Puesto que la flotación de los minerales se efectúa generalmente en pulpa alcalina, en la práctica de enriquecimiento los agentes espumantes ácidos se conocen como débiles, pero en su mayoría son reactivos bastante selectivos (Astucuri,1999).

En la actualidad todos los espumantes fenólicos (cresoles, xilenoles y otros) están excluidos de la práctica de flotación de las menas de los metales no ferrosos, debido a su alta toxicidad.

c. neutro. Cuyo empleo en la flotación no depende prácticamente del pH de la pulpa. Es el grupo más considerable de agentes espumantes por su cantidad e importancia Es racional subdividirlos en tres grupos:

c.1 Los reactivos que constituyen alcoholes aromáticos y alicíclicos: corresponden las sustancias que contienen terpineol, las que se hallan en diversos aceites de madera (Aceite de pino) y algunos espumantes sintéticos del tipo ciclohexanol, dimetilfenilcarbinol, terpineolsintetico (aceite de terpinoleno) y otros.

c.2. Reactivos que contienen alcoholes alifáticos: que son sustancias individuales o mezclas de alcoholes, que se obtiene como productos secundarios durante el procesamiento de diversos compuestos químicos o de una producción especial.

c.3. Reactivos que contienen sustancias con enlaces éteres: le corresponden los monoéteres de polipropilenglicoles, polialcoxialcanes y dialquifalatos, la combinación de los reactivos da unos excelentes resultados, sobre todo cuando uno de los reactivos aumenta la solubilidad del otro, la función más importante del espumante es de mantener una espuma estable que permite remover el concentrado de las celdas de flotación; también tienen valiosos efectos en los circuitos de flotación tales como:

La formación de burbujas finas que mejora la dispersión de las burbujas de aire en la celda de flotación, previene la coalescencia; fusión o unión de las burbujas de aire separadas, disminuye la velocidad de la burbuja hacia la superficie de la pulpa (Astucuri, 1999).

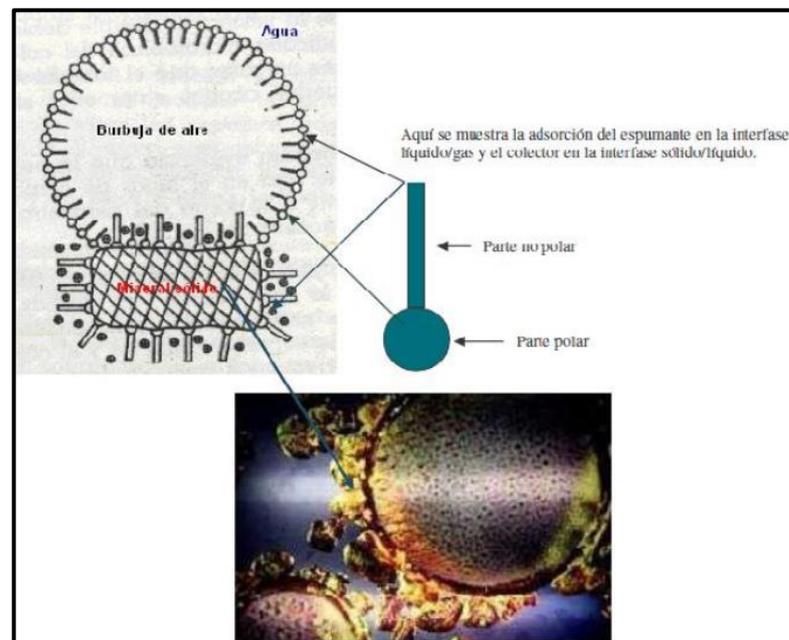


Figura N° 17: Esquema de adsorción del espumante en una burbuja de aire

Fuente: Nataniel.(2006)

2.19.2. Colectores

Son compuestos químicos orgánicos, cuyas moléculas contienen un grupo polar y uno no- polar. El anión o catión del grupo polar permiten al ión del colector quedar adsorbido a la superficie también polar, del mineral. Por el contrario, el grupo no-polar o hidrocarburo queda orientado hacia la fase acuosa hidrofugando el mineral, ya que tal orientación resulta en la formación de una película de hidrocarburo hidrofóbico en la superficie del mineral. Por consiguiente, las partículas de mineral hidrofobadas por una

película de colector se adhieren a las burbujas de aire que van subiendo, arrastrando consigo el mineral a la superficie de la pulpa. Estos reactivos se asocian más a los sulfuros y al aire, pero muy poco a la ganga (Astucuri, 1999).

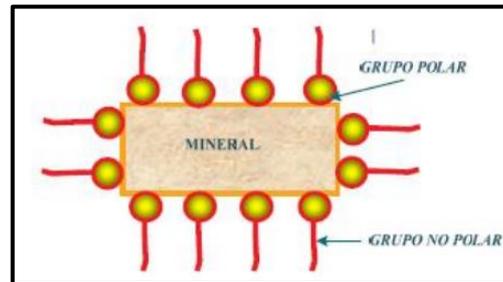


Figura N° 18: Adsorción del colector sobre una superficie mineral

Fuente: Nataniel.(2006)

a. poder colector y selectividad. El poder colector de cualquier agente de flotación es medido por la dosis y lo compleja que resulta la flotación del mineral, por una unidad de colector empleado. Con los xantatos, esta propiedad ha sido considerada, desde hace mucho tiempo, como una función del número de átomos de carbono, mayor será el poder colector. Sin embargo, esta regla sufre algunas limitaciones. Por ejemplo, puesto que diferentes minerales sulfurados responden en forma distinta a la adsorción de colectores, los poderes colectores relativos de los diferentes tipos de xantatos deben variar de un mineral a otro (Astucuri, 1999).

b. xantatos. Los xantatos o xantogenatos son sales de ácido xantogénico, y se encuentran entre los primeros colectores orgánicos solubles en agua y de aquí que su adopción fuera inmediata y amplia, los xantatos pueden oxidarse, convirtiéndose en este caso en dialquixantogeno. Las soluciones acuosas de los xantatos se hidrolizan formando los ácidos xantogénicos. La hidrólisis de los xantatos aumenta con la reducción del pH del medio; mientras que las soluciones acuosas de xantatos en medios alcalinos son bastante estables y además los xantatos son tóxicos (Astucuri, 1999).

b.1 xantato amílico de potasio (z - 6). Este xantato es muy fuerte por lo que se emplea generalmente en aquellas operaciones de flotación que requieren el mas alto grado de poder colector. Es un colector muy apropiado para flotación de sulfuros manchados u oxidados de cobre, minerales de plomo (con Na_2S). Asimismo, se le emplea en el tratamiento de la arsenopirita, pirrotita, sulfuros de cobalto, níquel y sulfuros de hierro conteniendo oro.

También se usa como promotor secundario en la flotación agotativa que sigue a una flotación “bulk”, donde se utiliza un promotor más selectivo. Cuando se emplea en las dosis adecuadas, el Z-6 puede ser más selectivo para ciertas separaciones (Astucuri, 1999).

b.2 xantato isopropílico de sodio (z - 11). Este xantato ha llegado a ser el más ampliamente usado de todos los xantatos debido a su bajo costo y elevado poder colector. Generalmente es un poco más lento que los xantatos de etílico y a menudo puede sustituirlos con una definida reducción en la cantidad y costo de colector requerido. Se han obtenido aplicaciones muy exitosas en la flotación de prácticamente todos los minerales sulfurados. Se emplea en gran escala en la flotación de cobre, plomo y zinc; minerales complejos de plomo-zinc y cobre-hierro (Astucuri, 1999).

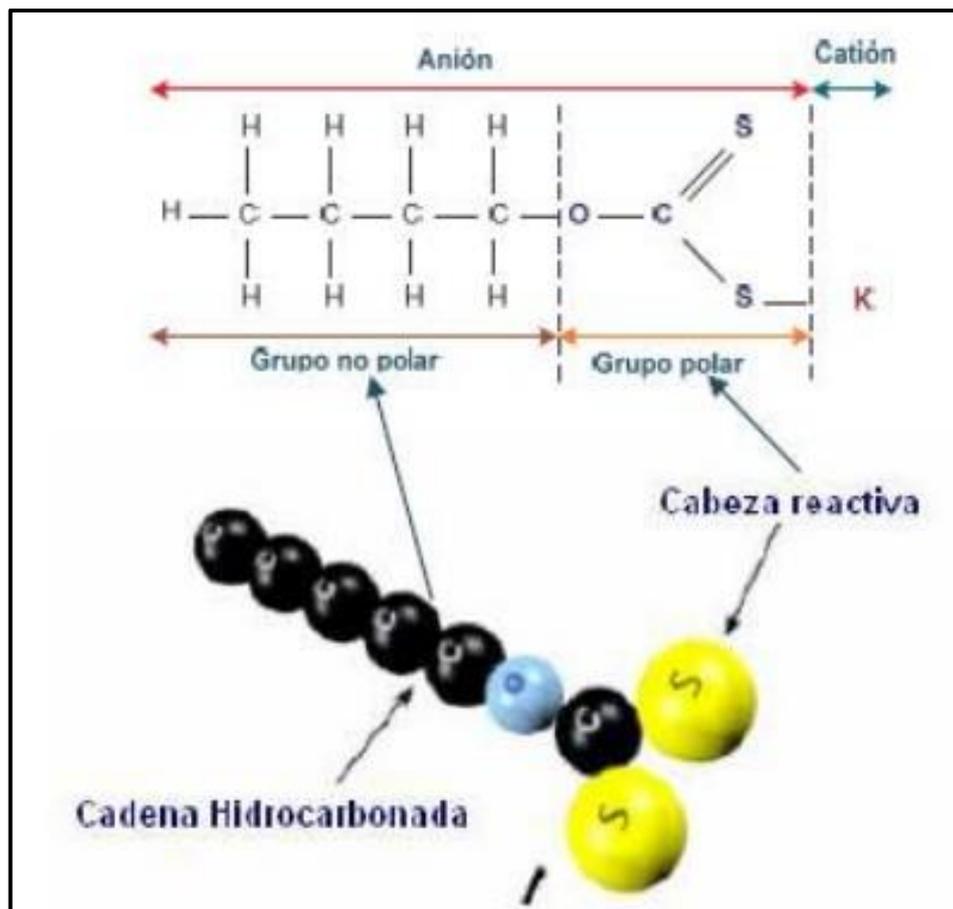


Figura N° 19: Esquema estructural de un colector

Fuente: Nataniel.(2006)



2.19.3. Modificadores

La función específica de los reactivos modificadores es precisamente preparar las superficies de los minerales para la adsorción o desorción de un cierto reactivo sobre ellas y crear en general en la pulpa condiciones propicias para que se pueda efectuar una flotación satisfactoria.

Ósea cambia o modifica la superficie de los sulfuros o de la ganga, para favorecer o impedir que los reactivos colectores actúen sobre ellos, evitando de esta manera que floten, ya hemos visto dos clases de reactivos:

La lista de modificadores o agentes reguladores usados en flotación es variada; y en general, el término regulador, es aplicado a todos aquellos reactivos, los cuales no tienen tareas específicas de colección o espumación. Estos se clasifican por su función como sigue:

Depresores (NaCN, ZnSO₄, NaHSO₃)

Reactivadores o activadores (CuSO₄)

Reguladores de pH (CaO) - Dispersantes - Floculantes - Sulfidizantes (Astucuri, 1999).

A. depresores. La depresión se usa para incrementar la selectividad de la flotación volviendo hidrofílicos (ávidos de agua) a ciertos minerales y evitando así su flotación. Existen muchos tipos de depresores cuyas acciones son complicadas y variadas, y que en la mayoría de los casos se conocen poco, lo que dificulta controlar la depresión más que si se aplicaran otros tipos de reactivos. El recubrimiento de lama es un ejemplo de una forma de depresión que se presenta naturalmente. En una mena triturada y molida las lamas dificultan la flotación, ya que recubren a las partículas del mineral, retardando la adsorción del colector (Wills, 1987).

B. activadores o reactivadores. Estos aumentan la flotabilidad de ciertos minerales, mejorando o ayudando a la adsorción de un colector. Los reactivos reactivadores, restablece la flotabilidad de un mineral oxidado o que ha sido deprimido. La función activante es contraria a la función depresora y los reactivos de este tipo sirven para aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales o para fortalecer el enlace entre la superficie y el colector (Astucuri, 1999).



CAPITULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. ÁMBITO DE ESTUDIO

El estudio se realizó en:

- ✓ Lugar : Laboratorio Químico y Metalúrgico (CIEMSA “U.M. EL COFRE”)
- ✓ Distrito : Paratía
- ✓ Provincia : Lampa.
- ✓ Departamento : Puno.

Su altitud promedio es de 4500 m.s.n.m.

3.2. Ubicación y acceso

La Planta Concentradora de la empresa CIEMSA S.A. U.M. El Cofre, se encuentra ubicado en el departamento de Puno, distrito de Paratía paraje choquesayane. Su acceso de Juliaca a Santa Lucia es por carretera asfaltada (64 Km) en un tiempo de 1 hora, de Santa Lucia a Paratía por carretera asfaltada y afirmada (44 Km) en un tiempo aproximado de 1.5 horas.

3.3. Geografía

3.3.1. Relieve

El lugar constituye una zona de cordilleras (Cordillera Occidental), donde discurre el río Paratía de aguas permanentes y pequeños tributarios ; hacia sus flancos; predomina una topografía escarpada, con altitud que llega hasta los 4700 m.s.n.m. las geoformas mas saltantes lo constituyen: El cerro Amayane, el cerro Yanacaca con altitudes de 4615 m.s.n.m. , 4700 m.s.n.m. respectivamente ; entre otros.



3.3.2. Hidrografía e Hidrología

El valle formado por el río Paratía se inicia en las quebradas altas del cerro Chipcajaca, formando un valle angosto en la parte alta sobre 4650 m.s.n.m. El área donde se ubica el pueblo de Paratía constituye el lecho del valle, formando una pampa de pendiente promedio de 3° a 6° en dirección NO por donde el río discurre lentamente por la disminución de la gradiente, posibilitando la alimentación de la zona freática siguiendo las ondulaciones de la topografía de la zona.

A partir del pueblo, el río Paratía discurre hacia el SO y a medida que este recurso natural avanza, su caudal se va incrementado por los riachuelos que son afluentes de ambas márgenes, finalmente desembocando en el río Verde , cerca del cerro Quimsachata, a 18 Km. De Paratía.

Por la presencia de las lluvias y nevadas en esta región, en los meses de Diciembre a Marzo se forman lagos y otros descargan su curso conjuntamente con otros ríos en el lago Titicaca. Entre los ríos mas importantes tenemos: Pacaje, Jarampana, Chila Paratía y Tutora.

El agua con que se alimenta la Planta Concentradora, entre los meses de Enero a Marzo es captada de los Riachuelos, Manantiales y filtraciones de la parte alta, lado Nor-Este por un canal a una distancia de 1.5 Km.; y en los meses de Abril a Diciembre debido a la época de estiaje el agua es captada del río Huaybillo, el mismo que discurre de Este a Oeste a una distancia de 1.0 Km. De la Planta Concentradora, que es desviado por un canal con una pendiente de 25° el mismo que es depositado en una poza; y por una Bomba Hidrostral 4" X 4" que bombea hasta el tanque de almacenaje de agua ubicado en la parte superior de la Planta Concentradora.

3.3.3. Clima y Vegetación

El clima de la región corresponde al tipo de clima frígido, conocido como el “Clima de Puna”. La temperatura varía de -5 °C a 14 °C de acuerdo a la altitud que se encuentra sobre el nivel del mar. La vegetación propia de la zona se encuentra las



garmineas (ichu), arbustos (chillihua, tola); debido a las temperaturas bajas no hay presencia de cultivos andinos.

3.4. Mineralización

El depósito del Proyecto Minero Metalúrgico Tacaza, es un yacimiento con minerales de sulfuros de cobre (Calcosina, Calcopirita) y óxidos (Brochantita, Chalcantita, crisocola, azurita, malaquita), producto de las soluciones hidrotermales, cuya estructura tipo manto (estratoligado), se encuentra hospedado en lavas andesíticas del grupo Tacaza.

Los minerales valiosos extraídos producto de las actividades de exploración, desarrollo, preparación y explotación a realizarse dentro de las áreas de la concesión mineras San Salvador 27 y minas aledañas particulares, serán procesadas en la planta concentradora de minerales, mediante el proceso de concentración por Flotación, utilizando equipos y maquinarias adecuados y requeridos, para el procesamiento eficiente de los minerales.

La estructura mineralizada del yacimiento Tacaza, es un cuerpo sub horizontal (Manto), estratoligado, hospedado en secuencia volcánica del grupo Tacaza (lavas andesíticas y aglomerados volcánicos), tiene un rumbo N-S y un buzamiento variable de 15 a 20° Oeste, en una longitud de 900 metros, ancho de 250 metros y una potencia que varía de 10 a 25 metros.

El material presenta una mineralización poli metálica, principalmente de cobre (Cu), plomo (Pb), plata (Ag) y zinc (Zn), donde sus leyes promedios acusarán valores de 1.00 – 1.50 % de cobre, 0.50 – 2.5 % de plomo, 0.30 – 0.80 Oz de plata por tonelada y 0.02 – 0.05 % de zinc, a su vez los pesos específicos se estiman en 2.85 para el mineral y 2.70 para el material estéril o ganga (roca encajonante).



3.5. OPERACIONES UNITARIAS EN LA PLANTA CONCENTRADORA

La planta concentradora beneficia minerales unimetálicos de Cobre de su mineral principal Calcosina, por el método de la flotación, con minerales procedentes de la mina Tacaza.

Con una capacidad instalada de 500 TMSD, en la actualidad se viene pasando 450 TMSD.

3.5.1. Recepción

El transporte de los minerales, proveniente de la mina Tacaza, extracción a tajo abierto, hacia la concentradora, se realiza por medio de volquetes de 20 Toneladas de capacidad, durante los dos turnos de trabajo establecido cada uno de 12 horas al día, la distancia de recorrido de la mina “Tacaza” a Planta “La Inmaculada” es de aprox. 32 Km.

3.5.2. Almacenamiento

Previo pesaje en una balanza mecánica de 40 toneladas de capacidad, el mineral se alimenta a la tolva de gruesos, provista de una parrilla de rieles de 90 Lbs. x 7 m. x 7” de abertura, con una capacidad de 80 TMH, o almacenando en la cancha de gruesos (stock pile) de acuerdo a calidades de los minerales, debidamente clasificados.

La alimentación a la tolva de gruesos se efectúa mediante el uso de un cargador frontal CATERPILLAR de 5.00 TMS de capacidad, efectuando un blending o mezcla de acuerdo a las calidades de los minerales.

El circuito de la planta concentradora consta de las siguientes secciones: Chancado, Molienda-Clasificación, Flotación, Filtrado, Despacho de los concentrados y relaves.



3.5.3. Sección Chancado

El mineral que se suministra a la planta concentradora tiene la capacidad de 20.83 TMS/hr y presenta dos principales características que dificultan las operaciones de trituración, ellas son:

Se aprecia la alta dureza del mineral procedente de la mina de los niveles inferiores, razón por la que se observa un mayor tiempo de molienda que otros minerales. La otra característica que dificulta la operación de trituración, es el mineral de una zona de la mina con mayor humedad y material de aspecto arcilloso, cuya característica origina obstrucciones y apelmazamiento de mineral fino sobre las mallas de la zaranda vibratoria, en los chutes y principalmente en el interior de la chancadora secundaria, dificultando el flujo normal del mineral con paradas sucesivas y como consecuencia la disminución de capacidad de trituración.

Debido a estas dificultades el circuito de trituración se trabaja de 20 horas a 22.5 horas por día.

3.5.4. Tolva de Gruesos

La recepción del mineral de mina normalmente se realiza sobre la parrilla de la tolva de gruesos de 80 TMH de capacidad, si la tolva en mención se encuentra llena, el mineral es depositado en la cancha de gruesos y cuando es requerido es trasladado a la tolva de gruesos con el apoyo del cargador u otro equipo similar.

La parrilla de la tolva de gruesos posee aberturas entre rieles de 7" con el fin de clasificar el mineral de mayor tamaño, para que solamente el mineral - 7" pase dentro de tolva.

3.5.5. Gryzzly Vibratorio de 3'x4'

El mineral depositado dentro de la tolva de gruesos se extrae mediante un Shut de descarga alimentando al grizzly vibratorio, el producto fino - 1 ½" de tamaño cae



directamente a la faja transportadora N° 1 y el producto grueso + 1 1/2” de tamaño ingresa a la chancadora primaria de Quijadas 16”x24”.

3.5.6. Chancadora de Quijadas 16”x24”

Este recibe el producto grueso del grizzly vibratorio de + 1 1/2 “, y alimenta a la faja transportadora N°1.

3.5.7. Faja Transportadora N°1 de 22 m x 20”

Se encarga de trasladar el producto triturado y el fino del grizzly hasta la zaranda vibratoria a una velocidad de 1.024 ms/seg..

3.5.8. Zaranda Vibratoria 4´x8´

Se encarga de clasificar finos y gruesos, con una abertura de malla de 1/2” – 11/8” el producto grueso es transportado por la faja transportadora N° 02 y el producto fino cae directamente a la tolva de finos.

3.5.9. Faja Transportadora N°2 de 17 m x 20”

Traslada el producto grueso de la zaranda vibratoria hacia la faja transportadora N°3 a una velocidad de 1.304 ms/seg.

3.5.10. Faja Transportadora N°3 de 10.25 m x 20”

Descarga el mineral a la trituradora de cono giratorio SYMONS de 3´STD a una velocidad de 1.204 ms/seg.

3.5.11. Chancadora Secundaria SYMONS de 3´STD

Tritura el producto grueso de la zaranda vibratoria (80% -1/2”) y descarga en la faja transportadora N°4.



3.5.12. Faja Transportadora N°4 de 9.25 ms x 20”

Esta faja alimenta a su vez a la Faja N° 01 a una velocidad de 1.008 ms/seg cerrando de esta manera el circuito de chancado.

3.5.13. Tolva de Finos

El producto final de trituración queda depositado en una tolva de finos metálico de 80 TMH de capacidad.

3.5.14. SECCION MOLIENDA – CLASIFICACION

La liberación de los elementos valiosos del mineral, se realizan en dos etapas: Molienda primaria y Molienda secundaria o remolienda.

3.5.15. Faja Transportadora N°5 de 36.95 m x 20”

El mineral almacenado en la tolva de finos de 80 TM de capacidad, se extrae mediante un Shut de descarga, con compuerta graduada y la faja transportadora N° 5 se encarga de alimentar al molino primario de barras Comesa de 4`x 8`, a razón de 18.125 TM/hr. el control del tonelaje se realiza mediante cortes de 1ft de longitud lo cual son pesados en una balanza mecánica y de esa manera tenemos el tonelaje aproximado que se está pasando; el tamaño promedio de alimentación a este circuito será de 1/2” (F80 = 19050 – 14288 micrones) y el tamaño promedio del producto será de 105 micrones (60 % malla -200).

3.5.16. Molino Primario de Barras Comesa de 4´x8´

Este se encarga de moler el mineral alimentado por la faja N°5, la descarga del molino primario alimenta a un clasificador helicoidal Comesa. La velocidad de trabajo es de 29 RPM.



3.5.17. Clasificador Helicoidal Comesa de 36"x 22.50'

Este clasifica el producto del molino de barras, el rebose (Finos) con una densidad de pulpa de 1.200 - 1,250 gramos por litro, se envía a un banco de 02 celdas Plusmetal 56"x56" y las arenas (Gruesos), con una densidad de pulpa de 2,000 gramos por litro, se alimenta al Molino Secundario de bolas Comesa de 6'x 6'.

3.5.18. Molino Secundario de Bolas Comesa de 6'x6'

Muele los gruesos del clasificador helicoidal y gruesos de la ZAF, la descarga va hacia el clasificador helicoidal, de esa forma se produce el circuito cerrado de molienda. La velocidad de trabajo es de 22 RPM.

3.5.19. Zaranda de Alta Frecuencia (ZAF)

Recibe la cola de la celda unitaria, que será bombeada por las 02 Bombas Comesa 5"x4" (01 bomba en stand by). La ZAF cuenta con 05 niveles de clasificación, cada nivel trabaja con una malla de 300 micrones. Los finos alimenta al primer banco de 04 celdas 56"x56", los gruesos van al molino HARDINGE N°1

3.5.20. Molino de Bolas Hardinge 5'x36" N°1

Es alimentado por los gruesos de la ZAF y la descarga va hacia el banco de 04 celdas 56"x56". Velocidad de trabajo 26 RPM.

3.5.21. Hidrociclón D-12 N°1

La cola del banco de 4 celdas de 56"x 56" alimenta a una bomba WARMAN 4"x 3" para realizar una tercera clasificación; en el ciclón N° 1 D – 12, los finos representa el producto final de molienda, los gruesos son alimentados al molino HARNDINGE de 5'x 36" N° 2 y al molino Denver 4"x4" de bolas. Cabe señalar que se cuenta con una bomba COMESA 5"x4" y un ciclón D-12 N° 02, esta instalación la tenemos en Stan-By, para casos de emergencia.



3.5.22. Molino de Bolas DENVER 4'x4'

Recibe los gruesos del hidrociclón N°1, y la descarga va hacia el cajón de la bomba WARMAN 4" x 3". Velocidad de trabajo 28 RPM.

3.5.23. Molino de Bolas HARDINGE 5'x36" N°2

Recibe los gruesos del hidrociclón N°1, y la descarga va hacia el cajón de la bomba WARMAN 4" x 3". Velocidad de trabajo 26 RPM.

Por lo tanto las descargas de los molinos HARDINGE 5'x36" N°2 y DENVER 4'x4' llegan a un solo cajón en donde se bombea la carga al ciclón N° 1 D-12 para clasificar, de donde los finos van a la sección en sí de flotación y los gruesos regresan a los molinos vale decir circuito cerrado.

3.5.24. SECCION FLOTACION

Esta sección consta de dos circuitos de flotación:

- ✓ Circuito de flotación Cobre Sulfurado
- ✓ Circuito de flotación Cobre Oxidado

FLOTACION DE COBRE SULFURADO

3.5.25. Banco de 02 celdas Plusmetal 56"x56"

Actúa como celda unitaria (flotación Cobre Sulfurado), recibe como carga los finos del clasificador helicoidal y produce concentrado final.

3.5.26. Banco de 04 celdas 56"x56" Rougher I

Recibe como alimentación los finos de la ZAF y sus espumas de esta celda se van a la bomba ESPIASA 4"x3", que posteriormente se ira al circuito de limpieza, mientras que su relave van al cajón de la bomba WARMAN N° 01 4"x3".



3.5.27. Celda W.S. 8'x8' Rougher II

El 100 % del over flow del ciclón D-12 N° 1, con una densidad de pulpa de 1,250 Grs/ Lt. y una granulometría del orden del 65 % malla - 200, alimenta a la celda W.S. 8'x8', trabaja como celda rougher, produciendo preconcentrado en una sola etapa de flotación.

3.5.28. Celda W.S. 6'x6' Rougher III

Recibe la cola de la celda W.S. 8'x8', esta celda produce preconcentrado en una sola etapa de flotación.

3.5.29. Banco de 04 Celdas 56"x56" Scavenger I

Recibe como carga la cola de la segunda celda circular, y las espumas de esta celda se dirige hacia el banco de 04 celdas DENVER SP-18 Cleaner SCV I

3.5.30. Banco de 02 Celdas 56"x56" Scavenger II

Recibe como carga la cola del Scavenger I, las espumas se dirigen hacia el banco de 04 celdas DENVER SP-18 Cleaner SCV II. La cola de esta celda SCV II representa el relave del circuito Cobre Sulfurado o cabeza de flotación del circuito de Cobre Oxidado.

3.5.31. Circuito de Limpieza Cobre Sulfurado

Este circuito está compuesto por 04 bancos de 04 celdas DENVER c/u SP-18, y 01 banco de 02 celdas DENVER SP-18, dispuestos convenientemente para realizar 4 etapas de limpieza, puesto que las espumas de los bancos Rougher y Scavenger serán alimentados hacia los 2 bancos de 04 celdas SP-18 en diferentes puntos de acuerdo a sus calidades, también este circuito consta de una bomba ESPIASA de 4"x3" que alimenta las espumas (preconcentrados) al acondicionador 4'x4', para la siguiente etapa de limpieza, con el apoyo de 01 bomba WARMAN 4"x 3" evacua a su respectivo filtro



el concentrado final producido por el banco de 02 celdas Plusmetal 56"x56" ubicada en el circuito de molienda y el banco de 04 celdas DENVER SP-18.

FLOTACION DE COBRE OXIDADO

3.5.32. Acondicionador Circular 6'x8'

El relave del circuito de flotación de Cobre Sulfurado, pasa al circuito siguiente de flotación de Cobre Oxidado, en la cual se dispone primeramente de un acondicionador circular 6'x 8', del cual la pulpa pasa a la bomba centrífuga ESPIASA 5"x4" que alimenta a 01 banco de 02 celdas 56"x56" Rougher I la cola pasa a 01 banco de 02 celdas 56"x56" Rougher II.

3.5.33. Banco de 02 celdas 56"x56" Rougher I

Las espumas de esta celda se dirigen hacia el banco de 04 celdas DENVER SP-18 Cleaner y la cola hacia el banco de 02 celdas 56"x56" que vendría a ser la rougher II.

3.5.34. Banco de 02 celdas 56"x56" Rougher II.

Las espumas de esta celda se dirigen hacia la bomba WARMAN 4"x3" N°2 y la cola hacia la celda W.S. 8'x8' que vendría a ser la rougher III.

3.5.35. Celda W.S.8'x8' Rougher III

Las espumas de esta celda se dirigen hacia la bomba WARMAN 4"x3" N°2 y la cola hacia el banco de 04 celdas Comesa 43"x43".

3.5.36. Banco de 04 celdas Comesa 43"x43" Rougher IV

Las espumas de esta celda se dirigen hacia la bomba WARMAN 4"x3" N°2 y la cola hacia el banco de 04 celdas Comesa 43"x43" Scavenger I.



3.5.37. Banco de 04 celdas Comesa 43"x43" Scavenger I

Las espumas se dirigen hacia la bomba Comesa 3"x2" y la cola hacia la Scavenger II.

3.5.38. Banco de 04 celdas Comesa 43"x43" Scavenger II

Las espumas se dirigen hacia el circuito de limpieza y la cola hacia la Scavenger III.

3.5.39. Banco de 04 celdas PLUSMETAL 55"x55" Scavenger III

Las espumas se dirigen hacia la Scavenger I y la cola vendría a ser el relave final.

3.5.40. Circuito de Limpieza Cobre Oxidado

Este circuito está compuesto por 02 banco de 04 celdas DENVER c/u SP-18 y 01 banco de 06 celdas DENVER c/u SP-18, dispuestos convenientemente para realizar 5 etapas de limpieza, puesto que las espumas de los bancos Rougher y Scavenger es alimentados hacia los dos bancos de 04 celdas SP-18 en diferentes puntos de acuerdo a sus calidades, también este circuito consta de una bomba WARMAN de 4"x3" que alimenta las espumas (preconcentrados) a la siguiente etapa de limpieza, con la bomba WARMAN 2 1/2"x 2", se alimenta los medios de Zinc (relave limpieza) a la cabeza de flotación banco de 04 celdas 43"x43" Scavenger I, la bomba centrífuga Comesa 3"x2" traslada las espumas del banco de 04 celdas Scavenger I, hacia el banco de 04 celdas Comesa 43"x43" Rougher IV.

El concentrado final de Cobre Oxidado es evacuado a su respectivo filtro mediante la Bomba WARMAN 3"x2".



3.5.41. SECCION FILTRADO

En esta sección se tiene 2 filtros de discos:

3.5.42. Filtro de discos Door Oliver 6'x6D.

Se encuentra en el circuito de Cobre Oxidado, consta de 06 discos, donde el concentrado de Cobre Oxidado disminuye el porcentaje de humedad. Para trasladar el concentrado de Cobre Oxidado al filtro se usa una bomba WARMAN de 3"x2". El rebose de finos de los filtros por falta de capacidad, son depositados en cochas de recuperación de 4m x 3m x 1.8m, para su sedimentación, ensacado y despacho final hacia el puerto de embarque.

3.5.43. Filtro de discos Ral-dy 6'x4D

Se encuentra en el circuito de Cobre Sulfurado, consta de 04 discos, donde el concentrado de Cobre Sulfurado disminuye su humedad. Para trasladar el concentrado de plomo al filtro se usa una bomba WARMAN de 4"x3". El rebose de finos de los filtros por falta de capacidad, son depositados en cochas de recuperación de 4m x 3m x 1.8m, para su sedimentación, ensacado y despacho final hacia el puerto de embarque.

3.5.44. Seccion despacho de concentrados

Los concentrados filtrados y almacenados en sus respectivos depósitos, son despachados o cargados mediante fajas transportadoras de 18" x 12 m., accionados por motores eléctricos de 4 HP, hacia los camiones metaleros de 30 toneladas de capacidad, La ubicación de las fajas transportadoras, es debajo de un tolvín o depósito de los concentrados.

Los camiones metaleros son pesados vacíos y con carga, en una balanza electrónica de 80 toneladas de capacidad, luego son protegidos con tolderas y se sellan con precintos de seguridad, cuya numeración va anotada en la respectiva guía de remisión, juntamente con la numeración del Lote y demás datos del transportista.



3.5.45. Consumo de agua para el proceso metalúrgico

El caudal total de agua bombeada a los tanques para el proceso metalúrgico es de 12.38 Lt/seg. (2.55 m³/TM), Del cual el consumo de agua fresca fluctúa entre 2.16 l/s y 4.96 l/s y la diferencia es agua recirculada.

3.5.46. Suministro de la energía eléctrica

Es suministrado por la empresa Electro Puno. Esta energía es repartida para las diferentes secciones de planta concentradora con un consumo promedio de 54.40 Kw-Hr/TM.

3.6. MATERIALES Y EQUIPOS DE LABORATORIO

3.6.1. Materiales

- ❖ Sacos de Polietileno
- ❖ Manta de Cuarteo
- ❖ Bolsas de plásticos
- ❖ Baldes de plástico (4)
- ❖ Pala metálica
- ❖ Plumones indelebles, lápices y lapiceros
- ❖ Probeta de 1 litro
- ❖ Pizeta de 500 ml
- ❖ Brocha
- ❖ Periódico
- ❖ Jeringa de 10 ml (10)
- ❖ Baguetas de vidrio (10)
- ❖ Vaso precipitado de 10 ml (10)
- ❖ Papel filtro
- ❖ Pipetas 10 mL
- ❖ Rodillo
- ❖ Bandejas (10)
- ❖ Espátula



- ❖ Luna reloj (vidrio)

3.6.2. Equipos

- ❖ Balanza de Kg
- ❖ Balanza de precisión
- ❖ Potenciometro
- ❖ Mufla
- ❖ Chancadora de quijadas 21/4 x 31/2
- ❖ Mallas Tyler -10
- ❖ Molino de bolas
- ❖ Celda de flotación denver
- ❖ Equipo de Ro-Tap
- ❖ Cronómetro

3.6.3. Reactivos

- ❖ CaO (puro)
- ❖ Xantato Z-6 al 1%
- ❖ M-11 al 1 %
- ❖ Sulfuro de sodio al 10%
- ❖ DP-160 al 10%
- ❖ Discol 200 al 10%
- ❖ Aceite de Pino (puro)
- ❖ Floculante

3.6.4. Equipos de Protección

- ❖ Mameluco
- ❖ Tapón de oídos
- ❖ Mascarilla de silicona
- ❖ Guantes de jebe
- ❖ Gafas de seguridad
- ❖ Calzado de seguridad



3.7. Procedimiento para las pruebas de flotación

La prueba flotación a nivel de laboratorio llevo a cabo empleando muestras de mineral que sean representativas del material de trabajo y/o a tratarse en la planta concentradora: para ello se debe seguir los procedimientos metodológicos adecuados para obtener los resultados que sean razonablemente cercanos al comportamiento metalúrgico de la planta este procedimiento consiste en lo descrito a continuación.

3.7.1. Muestreo en cancha de mineral

Para asegurar la representatividad de la muestra es necesario asegurar que el geólogo o metalurgista tenga una percepción clara de implicancias metalúrgicas de las diferentes características del mineral estas características incluyen, especies minerales y asociaciones, grado de diseminación, grado de empañamiento u oxidación, ley.

El objetivo es obtener una muestra representativa de la mena mediante el muestreo en diferentes puntos para tener una muestra representativa suficiente para realizar las pruebas de flotación de minerales mixtos de cobre y se realizó de la siguiente forma:

- ✓ Trazar en forma cuadrada la superficie de mineral
- ✓ Extraer pequeñas muestras de mineral que fue trazado
- ✓ Una vez extraído la cantidad de muestra deseada, etiquetar y embolsar las muestras en sacos de polietileno

3.7.2. Chancado y Zarandeo

El mineral muestreado en la cancha de mineral es sometida a etapas de chancado y zarandeo usando un tamiz de malla Tyler 10 μ hasta reducir el tamaño hasta 100% - malla 10.

Mediante etapas sucesivas de chancado y zarandeo (clasificación) con un tamiz de llama Tyler 10 (1.68 mm de abertura) se redujo el tamaño del mineral procedente de la mina desde 4" de tamaño hasta 100%.

Se empleó una chancadora: una de quijada con abertura de descarga “set” de $\frac{1}{4}$ ” el producto de la chancadora es sometida a tamizaje con una zaranda de malla 10 Tyler de 30 cm x 30 cm. Los finos de la chancadora de quijada fueron parte del producto final; mientras que los gruesos fueron alimentados a la misma chancadora.

El esquema de preparación de muestras se aprecia en la figura. N°20

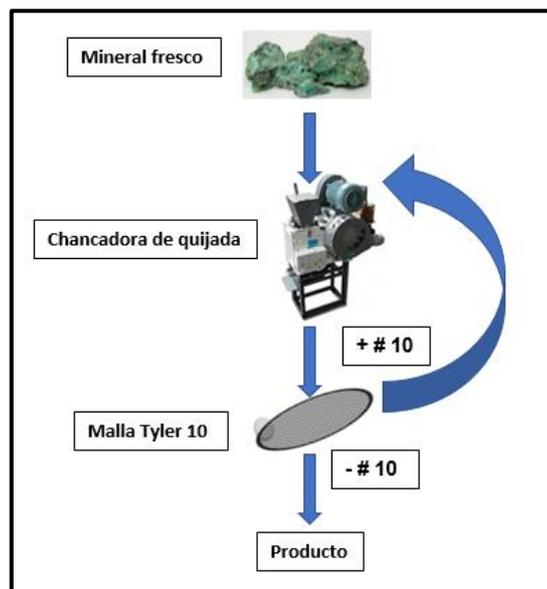


Figura N° 20: Esquema de preparación

Fuente: Elaboración propia

3.8. Homogenización y partición de muestras

Una vez reducida de tamaño, los 70 Kg de la muestra total fueron sometidas a homogenización mediante paleo manual; luego se obtuvo 6 cúmulos de igual volumen en forma radial mediante paleo fraccionado verdadero y posteriormente cada uno de estos cúmulos fueron sometidos a una partición mecánica mediante divisores sectoriales para obtener sub - muestras de 1000 gramos aproximadamente cada una.

3.8.1. Muestreo por paleo fraccionario

Consiste en extraer porciones del total de la muestra mediante una pala y depositar en la parte superior de los cúmulos (ubicados a su alrededor) en el presente trabajo se eligió 6 cúmulos.

Cuando fue distribuido el total de la muestra se obtuvo 6 cúmulos de igual volumen tal como se muestra en la figura N° 21, las fracciones obtenidas por el paleo fraccionado.

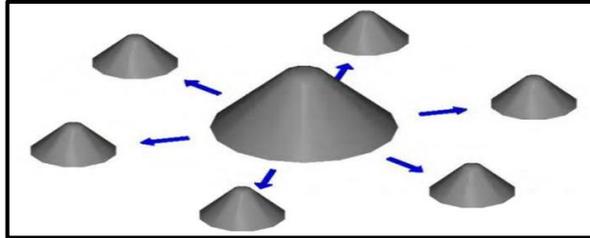


Figura N° 21: Obtención de cúmulos mediante paleo fraccionario

Fuente: Lopez Principe, P. & Ipanaque Nizama, O. S.(2008)

3.9. Determinación de las curvas de cinetica de molienda

Las pruebas de molienda se usaron para la determinación de las curvas de cinetica de moliendabilidad, se realizaron diversas pruebas de molienda.

Mediante la determinación de curvas de molienda se pudo estimar los tiempos a los que deben someterse las particulas dentro del molino para alcanzar la granulometría requerida para la realización de las pruebas se empleó un molino estándar de laboratorio experimental de 22 cm \varnothing x 27 cm

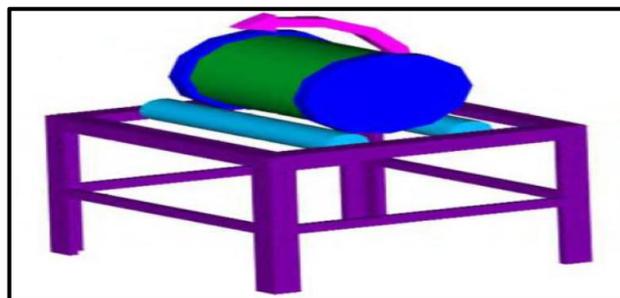


Figura N° 22: Molino de laboratorio experimental

Fuente: Lopez Principe, P. & Ipanaque Nizama, O. S.(2008)



3.10. Carga de bolas y velocidad de operación del molino de laboratorio

Características del molino de bolas

Dimensiones : 0.7 ϕ x 0.9 pies

Diametro = 20 cm = 0.66 pies

Largo = 26 cm = 0.85 pies

3.10.1. Carga de bolas

Calculando la carga de bolas mediante la siguiente expresión matemática, para la distribución de tamaños de bolas usamos el método de Taggart:

$$W = 80 \times D^2 \times L \quad (15)$$

Reemplazando los datos de las dimensiones del molino en la ecuación 15 se obtiene el siguiente resultado:

$$W = 80 \times [0.656168]^2 \times 0.853018$$

$$W = 29.381792 \text{ lbs}$$

$$W = 13.34 \text{ Kg}$$

Diametro de bola (cm)	% Distribución	peso Kg	peso de c/bola	N° de bolas
3.81	49	7	0.316	21
2.54	38	5	0.250	20
1.91	13	2	0.188	9
	100	13		50

3.10.2. Volumen del molino

$$V = \pi \left(\frac{d}{2}\right)^2 \times L \quad (16)$$



Reemplazando los datos en la ecuación 16 se obtiene el siguiente resultado:

$$V = \pi(10)^2 \times 25$$

$$V = 8168.134 \text{ cm}^3$$

3.10.3. Velocidad crítica del molino

$$V_c = \frac{76.8}{\sqrt{D}} \quad (17)$$

Reemplazando los datos en la ecuación 17 se obtiene el siguiente resultado:

$$V_c = \frac{76.8}{\sqrt{20}}$$

$$V_c = 94.81 \text{ RPM}$$

3.10.4. Velocidad de operación del molino

$$V_o = 0.8 * V_c \quad (18)$$

Reemplazando los datos en la ecuación 18 se obtiene el siguiente resultado:

$$V_o = 0.80 \times 94.81$$

$$V_o = 75.85 \text{ RPM}$$

Procedimiento

- Pesar 1 Kg de mineral para cada prueba a realizar, un total de 8 pruebas.
- Vacear el mineral pesado luego vertir 750 ml de agua, adicionar los reactivos necesarios y tapar el molino.

- Realizar la molienda a diferentes tiempos: 6 minutos, 7 minutos, 8 minutos y 10 minutos.
- Pesar 100 gr de mineral molido y tamizar en la malla # - 200 para cada tiempo de molienda.
- Graficar malla # -200 malla versus tiempo de molienda para las 8 pruebas.

Tiempo de Molienda (min)	% Malla - 200 Tyler
6.5	51
7	54
7.5	57
8	60
8.5	63
9	66
9.5	69
10	72

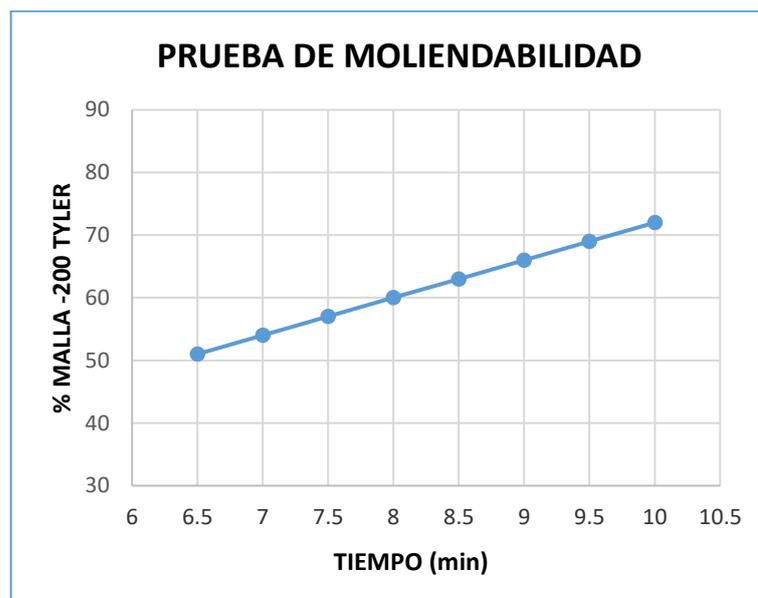


Figura N° 23: % de malla # -200 Vs tiempo

Fuente: elaboración propia

3.11. PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Con el objeto de no incurrir en error de evaluación y dar a todos los reactivos en prueba la misma oportunidad de demostrar sus propiedades, las pruebas tienen que ser efectuadas en condiciones exactamente iguales a la prueba estándar, es decir,



granulometría, dilución, dosificación de reactivos, tiempo de acondicionamiento y flotación, nivel de pulpa, RPM, remoción de espumas etc.

En el momento de la flotación es de suma importancia que la técnica empleada durante la flotación estándar sea la misma para las demás pruebas. Esto es lo referente a: inclinación, profundidad, modalidad y frecuencia de remoción de espumas, frecuencia de lavado etc. tratando de eliminar en lo posible el error experimental, que podría ocasionar conclusiones erróneas.

Un método de conocer el grado de error que uno es capaz de cometer durante una prueba de flotación es realizar la prueba estándar por triplicado. Si la prueba está bien trabajada, los resultados metalúrgicos incluyendo los pesos de los productos deben ser similares entre sí, esto significa que la preparación de la muestra antes y después de las pruebas se ha efectuado cuidadosamente (Vilca, 2019).

Lo primero que se debe hacer es rotular las jeringas, esto para evitar que por error se mezclen los reactivos y se malogre la prueba. Estos se rotulan para que no haya confusión a la hora de la preparación.

Para la preparación de estos reactivos debemos usar los pomos de plásticos, para mezclar echamos los reactivos en un pomo diferente cada uno excepto el complejo. En el caso de los reactivos líquidos lo primero que se debe hacer es hallar el peso de una gota de c/u de ellos calibrándolo con la jeringa a usar. Para los aerofloats se debe usar las jeringas de 1 ml ya que estas son las que nos dan gotas más pequeñas, para el MIBC se usara la jeringa de 5ml. (Luque, 2004)

Procedimiento

- Vacear la pulpa (mineral+agua) a la celda de flotación.
- Enrrazar la cantidad de agua necesaria con una probeta de 1000 cm³ a la celda de flotación.
- Adicionar los reactivos según la dosificación a la celda de flotación.
- Realizar un tiempo de acondicionamiento de 5 minutos para el colector espumante y modificadores.



- Se inyecta aire manual a la celda de flotación parcialmente para oxigenar a pulpa y luego por completo para que se forme burbujas y se procesa la flotación del mineral por un tiempo establecido.
- Las burbujas formadas en la parte superior de la celda son la parte valiosa del mineral que se procede a separar usando una paleta al movimiento de 20 paletas por minuto y disponerlo a una bandeja para luego ser secado tanto el concentrado como el relave, por último pesar ambos productos y mandar al análisis químico.
- Acopiar en bandejas el concentrado y relave, luego secar y pesar para su respectivo balance metalúrgico.

3.12. METODOLOGIA

3.13. Análisis estadístico

El análisis estadístico de las variables del proceso de flotación a utilizar fue el análisis ANOVA en el programa STATGRAPHICS

3.13.1. Diseño factorial 2k

Con el diseño factorial, 2K, se estudia el efecto de tres 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 23 tratamientos; es decir, $2 \times 2 \times 2 = 8$, tratamientos diferentes o punto de diseño $2k = N$, donde:

2 = niveles de pruebas.

K = factores o número de variables (3 variables)

N = número de experimentos. (8 pruebas)

3.13.2. Evaluación de las variables por diseño experimental

Las pruebas experimentales de flotación se programaron en base a un diseño factorial con tres variables $2^3=8$.

Siendo el plan de trabajo, se realizó 8 pruebas de flotación donde las variables se consideran en sus niveles mínimos y máximos siendo los resultados que muestra la tabla N° 3.

3.13.3. Variables del proceso

a) Variable dependiente

- Porcentaje de Recuperación

b) Variable independiente

- Colector M-11 (gr/Ton)
- Granulometria (μm)
- Tiempo de flotación (min)

Tabla N°3 : Variables experimentales

VARIABLES	Niveles	
	(-)	(+)
A = Colector M-11 (g/Tn)	0.030	0.080
B = Granulometria (% -200)	62	72
C = tiempo de flotación (min)	40	60

Fuente: Elaboración Propia

Al trabajar con estos valores en el programa Statgraphics nos da el número de pruebas a ejecutar en este caso 8 y las variables de cada una de las pruebas.

Tabla N°4 : Variables en escala codificada

N° DE PRUEBAS	Combinación	X1	X2	X3	% Recuperacion
1	1	-	-	-	79.87
2	a	+	-	-	80.37
3	b	-	+	-	80.63
4	ab	+	+	-	81.28
5	c	-	-	+	81.93
6	ac	+	-	+	82.96
7	bc	-	+	+	83.81
8	abc	+	+	+	84.82

Fuente: Elaboración Propia



Tabla N°5 : Variables en escala natural

N° DE PRUEBAS	Colector (g/Tn)	Granulometría (% -200)	Tiempo de flotación (min)	% Recuperación
1	0.03	62	40	79.87
2	0.08	62	40	80.37
3	0.03	72	40	80.63
4	0.08	72	40	81.28
5	0.03	62	60	81.93
6	0.08	62	60	82.96
7	0.03	72	60	83.81
8	0.08	72	60	84.82

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN A NIVEL LABORATORIO Y EVALUACIÓN DE LAS VARIABLES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN.

Realizado las distintas pruebas de flotación en el laboratorio Metalúrgico de la empresa minera CIEMSA unidad – El Cofre Paratía – Puno. Se obtuvieron los siguientes resultados descritos en las siguientes pruebas de flotación.

Tabla N° 6: Prueba N° 1 de flotación

FLOTACION EXPERIMENTAL													
PESO DE MUESTRA		1000 gr		FLOTACION: COBRE OXIDADO						REACTIVOS			
PH: FLOTACION Cu		9.80		ACONDIC. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL	CONSUMO
% -200 M		71.90		9 min		t= 5 min		t= 4 min		t= 5 min		g, cc, gotas	Kg/TMS
REACTIVOS	% SOLUCIÓN	9 min	t= 5 min	t= 4 min	t= 5 min	t= 4 min	t= 5 min	t= 4 min	t= 5 min	g, cc, gotas	Kg/TMS		
CaO	Puro	-	9	-	-	-	-	-	-	9 cc	0.009		
Xantato Z-6	1%	-	3	-	2	-	-	2	-	7 cc	0.070		
M-11	1%	2	0.5	-	-	-	0.5	-	-	3 cc	0.030		
Sulfuro de sodio	10%	-	2	-	2	-	-	2	-	6 cc	0.600		
DP-160	10%	-	1	-	-	-	0.5	-	-	2 cc	0.150		
Discol 200	10%	-	-	-	1	-	-	1	-	2 cc	0.200		
Aceite de Pino	Puro	-	1.0	-	1.0	-	-	0.5	-	2.5 gotas	0.08		

BALANCE METALURGICO											
PRODUCTO	PESO gramos	LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION			RADIO
		% CuT	% Cu Ox.	% Cu Sulf.	TM CU	TM CU OX.	TM CU Sulf	CuT	Cu Ox.	Cu Sulf	
CABEZA	1000	1.16	0.27	0.89	11.600	2.700	8.900	100.00	100.00	100.00	36.80
CONC. Cu	27.171	34.10	1.89	32.21	9.265	0.514	8.752	79.87	20.09	96.77	
RELAVE	972.829	0.24	0.21	0.03	2.335	2.043	0.292	20.13	79.91	3.23	
C. Calc.	1000	1.16	0.26	0.90	11.600	2.556	9.044	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 7: Prueba N° 2 de flotación

FLOTACION EXPERIMENTAL													
PESO DE MUESTRA		1000 gr		FLOTACION: COBRE OXIDADO						REACTIVOS			
PH: FLOTACION Cu		9.80		ACONDIC. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL	CONSUMO
% -200 M		71.20		9 min		t= 5 min		t= 4 min		t= 5 min		g, cc, gotas	Kg/TMS
REACTIVOS	% SOLUCIÓN	9 min	t= 5 min	t= 4 min	t= 5 min	t= 4 min	t= 5 min	t= 4 min	t= 5 min	g, cc, gotas	Kg/TMS		
CaO	Puro	-	9	-	-	-	-	-	-	9 cc	0.009		
Xantato Z-6	1%	-	3	-	2	-	-	2	-	7 cc	0.070		
M-11	1%	1	1	-	-	-	1.5	-	-	3.5 cc	0.035		
Sulfuro de sodio	10%	-	2	-	2	-	-	2	-	6 cc	0.600		
DP-160	10%	-	1	-	-	-	0.5	-	-	2 cc	0.150		
Discol 200	10%	-	-	-	1	-	-	1	-	2 cc	0.200		
Aceite de Pino	Puro	-	1.0	-	1.0	-	-	0.5	-	2.5 gotas	0.08		

BALANCE METALURGICO											
PRODUCTO	PESO gramos	LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION			RADIO
		% CuT	% Cu Ox.	% Cu Sulf.	TM CU	TM CU OX.	TM CU Sulf	CuT	Cu Ox.	Cu Sulf	
CABEZA	1000	1.14	0.28	0.86	11.400	2.800	8.600	100.00	100.00	100.00	37.09
CONC. Cu	26.963	33.98	1.86	32.12	9.162	0.502	8.661	80.37	20.49	96.74	
RELAVE	973.037	0.23	0.20	0.03	2.238	1.946	0.292	19.63	79.51	3.26	
C. Calc.	1000	1.14	0.24	0.90	11.400	2.448	8.952	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 8: Prueba N° 3 de flotación

FLOTACION EXPERIMENTAL

PESO DE MUESTRA		1000 gr		FLOTACION: COBRE OXIDADO						REACTIVOS			
PH: FLOTACION Cu		9.80		ACONDIC. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL CONSUMO	
% -200 M		69.83		9 min		t= 5 min		t= 4 min		t= 5 min		g, cc, gotas Kg/TMS	
REACTIVOS	% SOLUCIÓN	MOLIENDA		ACONDIC. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL CONSUMO	
CaO	Puro	-	-	9	-	-	-	-	-	-	-	9 cc	0.009
Xantato Z-6	1%	-	-	3	-	-	-	2	-	-	-	7 cc	0.070
M-11	1%	1.5	-	1	-	-	-	-	2	-	-	5 cc	0.045
Sulfuro de sodio	10%	-	-	2	-	-	-	2	-	-	-	6 cc	0.600
DP-160	10%	-	-	1	-	-	-	-	0.5	-	-	2 cc	0.150
Discol 200	10%	-	-	-	-	1	-	-	1	-	-	2 cc	0.200
Aceite de Pino	Puro	-	-	1.0	-	-	1.0	-	0.5	-	-	2.5 gotas	0.08

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO gramos	LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION			RADIO
		% CuT	% Cu Ox.	% Cu Sulf.	TM CU	TM CU OX.	TM CU Sulf	CuT	Cu Ox.	Cu Sulf	
CABEZA	1000	1.15	0.27	0.88	11.500	2.700	8.800	100.00	100.00	100.00	31.65
CONC. Cu	31.593	29.35	1.85	27.50	9.273	0.584	8.688	80.63	23.18	96.76	
RELAVE	968.407	0.23	0.20	0.03	2.227	1.937	0.291	19.37	76.82	3.24	
C. Calc.	1000	1.15	0.25	0.90	11.500	2.521	8.979	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 9: Prueba N° 4 de flotación

FLOTACION EXPERIMENTAL

PESO DE MUESTRA		1000 gr		FLOTACION: COBRE OXIDADO						REACTIVOS			
PH: FLOTACION Cu		9.80		ACONDIC. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL CONSUMO	
% -200 M		68.79		9 min		t= 5 min		t= 4 min		t= 5 min		g, cc, gotas Kg/TMS	
REACTIVOS	% SOLUCIÓN	MOLIENDA		ACONDIC. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL CONSUMO	
CaO	Puro	-	-	9	-	-	-	-	-	-	-	9 cc	0.009
Xantato Z-6	1%	-	-	3	-	-	-	2	-	-	-	7 cc	0.070
M-11	1%	2	-	0.5	-	-	-	-	1.5	-	-	4.0 cc	0.040
Sulfuro de sodio	10%	-	-	2	-	-	-	2	-	-	-	6 cc	0.600
DP-160	10%	-	-	1	-	-	-	-	0.5	-	-	2 cc	0.150
Discol 200	10%	-	-	-	-	1	-	-	1	-	-	2 cc	0.200
Aceite de Pino	Puro	-	-	1.0	-	-	1.0	-	0.5	-	-	2.5 gotas	0.08

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO gramos	LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION			RADIO
		% CuT	% Cu Ox.	% Cu Sulf.	TM CU	TM CU OX.	TM CU Sulf	CuT	Cu Ox.	Cu Sulf	
CABEZA	1000	1.14	0.27	0.87	11.400	2.700	8.700	100.00	100.00	100.00	33.62
CONC. Cu	29.745	31.15	1.86	29.29	9.265	0.553	8.712	81.28	22.19	97.82	
RELAVE	970.255	0.22	0.20	0.02	2.135	1.941	0.194	18.72	77.81	2.18	
C. Calc.	1000	1.14	0.25	0.89	11.400	2.494	8.906	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 10: Prueba N° 5 de flotación

FLOTACION EXPERIMENTAL

PESO DE MUESTRA		1000 gr		FLOTACION: COBRE OXIDADO						REACTIVOS			
PH: FLOTACION Cu		9.80		ACONDIC. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL CONSUMO	
% -200 M		69.12		9 min		t= 5 min		t= 4 min		t= 5 min		g, cc, gotas Kg/TMS	
REACTIVOS	% SOLUCIÓN	MOLIENDA		ACONDIC. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL CONSUMO	
CaO	Puro	-	-	9	-	-	-	-	-	-	-	9 g	0.009
Xantato Z-6	1%	-	-	3	-	-	-	2	-	-	-	7 cc	0.070
M-11	1%	2.5	-	1	-	-	-	-	1.5	-	-	5 cc	0.050
Sulfuro de sodio	10%	-	-	2	-	-	-	2	-	-	-	6 cc	0.600
DP-160	10%	-	-	1	-	-	-	-	0.5	-	-	2 cc	0.150
Discol 200	10%	-	-	-	-	1	-	-	1	-	-	2 cc	0.200
Aceite de Pino	Puro	-	-	1.0	-	-	1.0	-	0.5	-	-	2.5 gotas	0.08

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO gramos	LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION			RADIO
		% CuT	% Cu Ox.	% Cu Sulf.	TM CU	TM CU OX.	TM CU Sulf	CuT	Cu Ox.	Cu Sulf	
CABEZA	1000	1.13	0.27	0.86	11.300	2.700	8.600	100.00	100.00	100.00	35.82
CONC. Cu	27.921	33.16	1.84	31.32	9.259	0.514	8.745	81.93	21.76	97.83	
RELAVE	972.079	0.21	0.19	0.02	2.041	1.847	0.194	18.07	78.24	2.17	
C. Calc.	1000	1.13	0.24	0.89	11.300	2.361	8.939	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 11: Prueba N° 6 de flotación

FLOTACION EXPERIMENTAL

PESO DE MUESTRA 1000 gr
PH: FLOTACION Cu 9.80
%-200 M 64.80

REACTIVOS	% SOLUCIÓN	MOLIENDA 9 min	FLOTACION: COBRE OXIDADO						REACTIVOS	
			ACONDIC. ROUGHER t= 5 min	FLOTACION ROUGHER t= 4 min	ACONDIC. SCAVENGER t= 5 min	FLOTACION SCAVENGER t= 4 min	ACONDIC. OXIDOS t= 4 min	FLOTACION OXIDOS t= 5 min	TOTAL g, cc, gotas	CONSUMO Kg/TMS
CaO	Puro	-	6	-	-	-	-	-	6 g	0.006
Xantato Z-6	1%	-	3	-	2	-	2	-	7 cc	0.070
M-11	1%	3	0.5	-	-	-	2	-	5.5 cc	0.055
Sulfuro de sodio	10%	-	2	-	2	-	2	-	6 cc	0.600
DP-160	10%	-	1	-	-	-	0.5	-	2 cc	0.150
Discol 200	10%	-	-	-	1	-	1	-	2 cc	0.200
Aceite de Pino	Puro	-	1.0	-	1.0	-	0.5	-	2.5 gotas	0.08

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO gramos	LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION			RADIO
		% CuT	% Cu Ox.	% Cu Sulf.	TM CU	TM CU OX.	TM CU Sulf	CuT	Cu Ox.	Cu Sulf	
CABEZA	1000	1.14	0.26	0.88	11.400	2.600	8.800	100.00	100.00	100.00	34.74
CONC. Cu	28.781	32.86	1.86	31.00	9.458	0.535	8.922	82.96	23.44	97.87	
RELAVE	971.219	0.20	0.18	0.02	1.942	1.748	0.194	17.04	76.56	2.13	
C. Calc.	1000	1.14	0.23	0.91	11.400	2.284	9.116	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 12: Prueba N° 7 de flotación

FLOTACION EXPERIMENTAL

PESO DE MUESTRA 1000 gr
PH: FLOTACION Cu 9.80
%-200 M 65.40

REACTIVOS	% SOLUCIÓN	MOLIENDA 9 min	FLOTACION: COBRE OXIDADO						REACTIVOS	
			ACONDIC. ROUGHER t= 5 min	FLOTACION ROUGHER t= 4 min	ACONDIC. SCAVENGER t= 5 min	FLOTACION SCAVENGER t= 4 min	ACONDIC. OXIDOS t= 4 min	FLOTACION OXIDOS t= 5 min	TOTAL g, cc, gotas	CONSUMO Kg/TMS
CaO	Puro	-	7	-	-	-	-	-	7 g	0.007
Xantato Z-6	1%	-	3	-	2	-	2	-	7 cc	0.070
M-11	1%	3.5	2	-	-	-	2	-	8 cc	0.075
Sulfuro de sodio	10%	-	2	-	2	-	2	-	6 cc	0.600
DP-160	10%	-	1	-	-	-	0.5	-	2 cc	0.150
Discol 200	10%	-	-	-	1	-	1	-	2 cc	0.200
Aceite de Pino	Puro	-	1.0	-	1.0	-	0.5	-	2.5 gotas	0.08

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO gramos	LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION			RADIO
		% CuT	% Cu Ox.	% Cu Sulf.	TM CU	TM CU OX.	TM CU Sulf	CuT	Cu Ox.	Cu Sulf	
CABEZA	1000	1.14	0.26	0.88	11.400	2.600	8.800	100.00	100.00	100.00	34.83
CONC. Cu	28.710	33.28	1.85	31.43	9.555	0.531	9.023	83.81	24.34	97.89	
RELAVE	971.290	0.19	0.17	0.02	1.845	1.651	0.194	16.19	75.66	2.11	
C. Calc.	1000	1.14	0.22	0.92	11.400	2.182	9.218	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración Propia

Tabla N° 13: Prueba N° 8 de flotación

FLOTACION EXPERIMENTAL

PESO DE MUESTRA 1000 gr
PH: FLOTACION Cu 9.80
%-200 M 66.20

REACTIVOS	% SOLUCIÓN	MOLIENDA 9 min	FLOTACION: COBRE OXIDADO						REACTIVOS	
			ACONDIC. ROUGHER t= 5 min	FLOTACION ROUGHER t= 4 min	ACONDIC. SCAVENGER t= 5 min	FLOTACION SCAVENGER t= 4 min	ACONDIC. OXIDOS t= 4 min	FLOTACION OXIDOS t= 5 min	TOTAL g, cc, gotas	CONSUMO Kg/TMS
CaO	Puro	-	9	-	-	-	-	-	9 g	0.009
Xantato Z-6	1%	-	3	-	2	-	2	-	7 cc	0.070
M-11	1%	4	2	-	-	-	2	-	8 cc	0.080
Sulfuro de sodio	10%	-	2	-	2	-	2	-	6 cc	0.600
DP-160	10%	-	1	-	-	-	0.5	-	2 cc	0.150
Discol 200	10%	-	-	-	1	-	1	-	2 cc	0.200
Aceite de Pino	Puro	-	1.0	-	1.0	-	0.5	-	2.5 gotas	0.08

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO gramos	LEYES			CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION			RADIO
		% CuT	% Cu Ox.	% Cu Sulf.	TM CU	TM CU OX.	TM CU Sulf	CuT	Cu Ox.	Cu Sulf	
CABEZA	1000	1.14	0.26	0.88	11.440	2.600	8.840	100.00	100.00	100.00	33.49
CONC. Cu	29.857	32.50	1.70	30.80	9.703	0.508	9.196	84.82	23.53	99.06	
RELAVE	970.143	0.18	0.17	0.01	1.737	1.649	0.087	15.18	76.47	0.94	
C. Calc.	1000	1.14	0.22	0.93	11.440	2.157	9.283	100.00	100.00	100.00	

Fuente: Elaboración Propia

4.2. RESULTADOS ESTADÍSTICO DE LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Según el diseño experimental, se trabajo con 8 pruebas de flotación considerando como variable independiente al colector M-11, % de granulometría, tiempo de flotación y variable dependiente al % de recuperación.

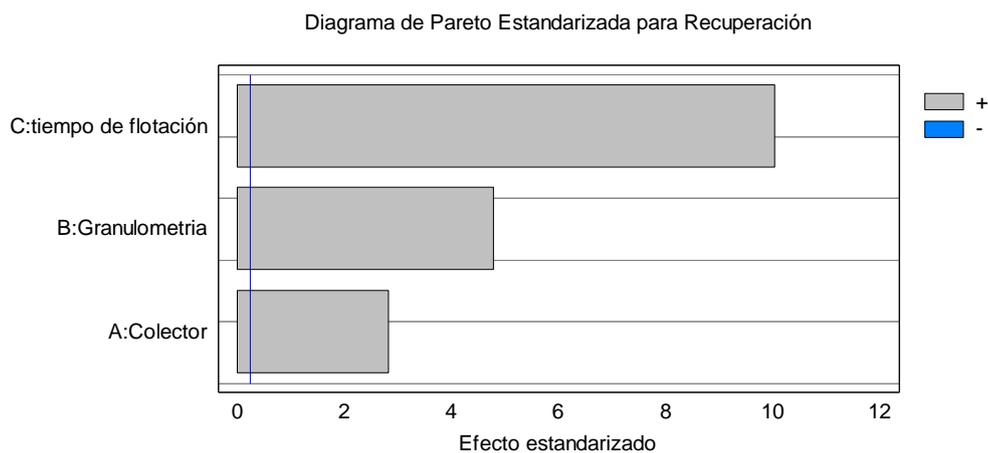
4.2.1. Efectos estimados para el porcentaje de recuperación

Tabla N° 14: Efecto estimado

<i>Efecto</i>	<i>Estimado</i>	<i>Error Estd.</i>	<i>V.I.F.</i>
promedio	81.9587	0.14146	
A:Colector	0.7975	0.28292	1.0
B:Granulometria	1.3525	0.28292	1.0
C:tiempo de flotación	2.8425	0.28292	1.0

Fuente: Elaboración propia

Esta tabla muestra las estimaciones para cada uno de los efectos estimados y las interacciones. También muestra el error estándar de cada uno de estos efectos, el cual mide su error de muestreo. Note también que el factor de inflación de varianza (V.I.F.) más grande, es igual a 1.0.



Fuente: Elaboración propia

De acuerdo al diagrama de Pareto se puede concluir que las variables más significativas son el tiempo de flotación, la granulometría y el colector M-11, siendo el tiempo de flotación la variable que más influye en la recuperación del proceso.

4.2.2. Análisis de varianza para porcentaje de recuperación

Tabla N° 15: Análisis de varianza

<i>Fuente</i>	<i>Suma de Cuadrados</i>	<i>Gl</i>	<i>Cuadrado Medio</i>	<i>Razón-F</i>	<i>Valor-P</i>
A:Colector	1.27201	1	1.27201	7.95	0.0479
B:Granulometria	3.65851	1	3.65851	22.85	0.0088
C:tiempo de flotación	16.1596	1	16.1596	100.94	0.0006
Error total	0.64035	4	0.160088		
Total (corr.)	21.7305	7			

Fuente: Elaboración propia

R-cuadrada = 97.0532 por ciento

R-cuadrada (ajustada por g.l.) = 94.8431 por ciento

Error estándar del est. = 0.400109

Error absoluto medio = 0.25875

Estadístico Durbin-Watson = 0.601751 (P=0.0025)

Autocorrelación residual de Lag 1 = 0.465439

La tabla ANOVA particiona la variabilidad de Recuperación en piezas separadas para cada uno de los efectos. Entonces prueba la significancia estadística de cada efecto comparando su cuadrado medio contra un estimado del error experimental. En este caso, 2 efectos tienen un valor-P menor que 0,05, indicando que son significativamente diferentes de cero con un nivel de confianza del 95,0%.

El cuadro estadístico R-Cuadrada indica que el modelo, así ajustado, explica 97,0532% de la variabilidad en Recuperación. El cuadro estadístico R-cuadrada ajustada, que es más adecuado para comparar modelos con diferente número de variables independientes, es 94,8431%. El error estándar del estimado muestra que la desviación estándar de los residuos es 0,400109. El error medio absoluto (MAE) de 0,25875 es el valor promedio de los residuos. El estadístico de Durbin-Watson (DW)

prueba los residuos para determinar si haya alguna correlación significativa basada en el orden en que se presentan los datos en el archivo. Puesto que el valor-P es mayor que 5,0%, no hay indicación de auto correlación serial en los residuos con un nivel de significancia del 5,0%.

4.2.3. Coeficiente de regresión para porcentaje de recuperación

Tabla N° 16: Coeficiente de regresión

<i>Coeficiente</i>	<i>Estimado</i>
constante	64.9135
A:Colector	15.95
B:Granulometria	0.13525
C:tiempo de flotación	0.142125

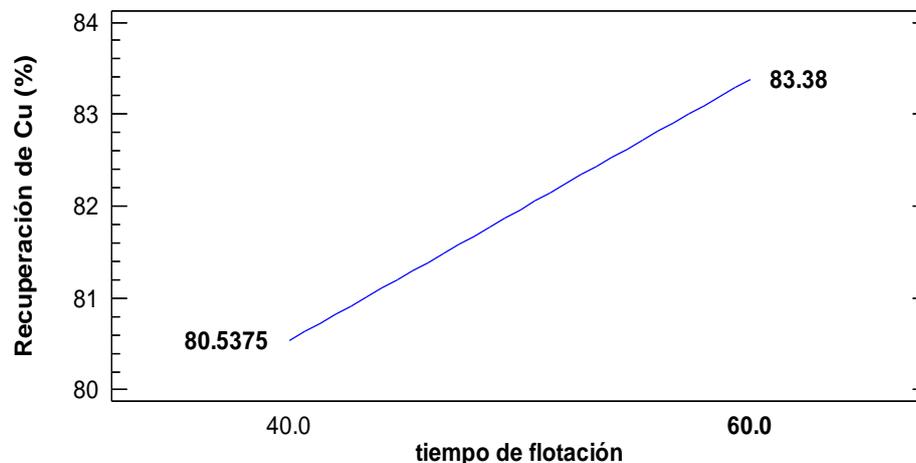
Fuente: Elaboración propia

Esta ventana despliega la ecuación de regresión que se ha ajustado a los datos. La ecuación del modelo ajustado es:

$$\text{Recuperación} = 64.9135 + 15.95 * \text{Colector} + 0.13525 * \text{Granulometria} + 0.142125 * \text{tiempo de flotación}$$

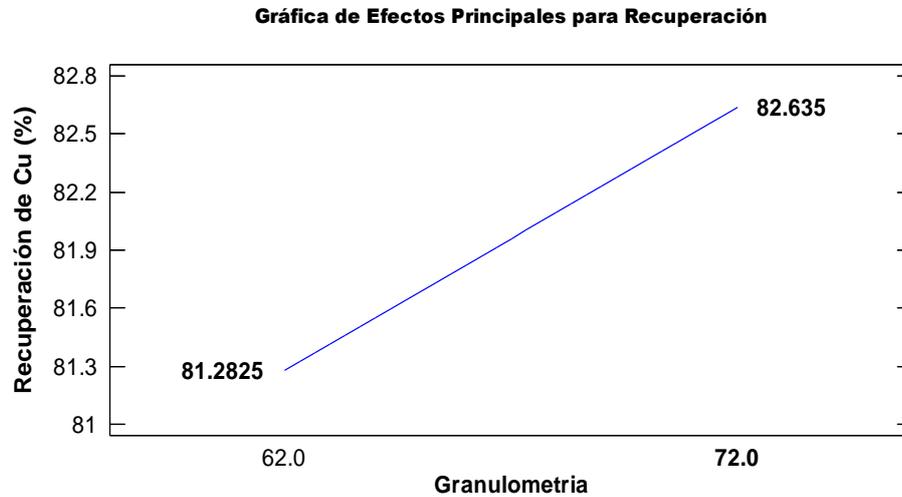
en donde los valores de las variables están especificados en sus unidades originales.

Gráfica de Efectos Principales para Recuperación



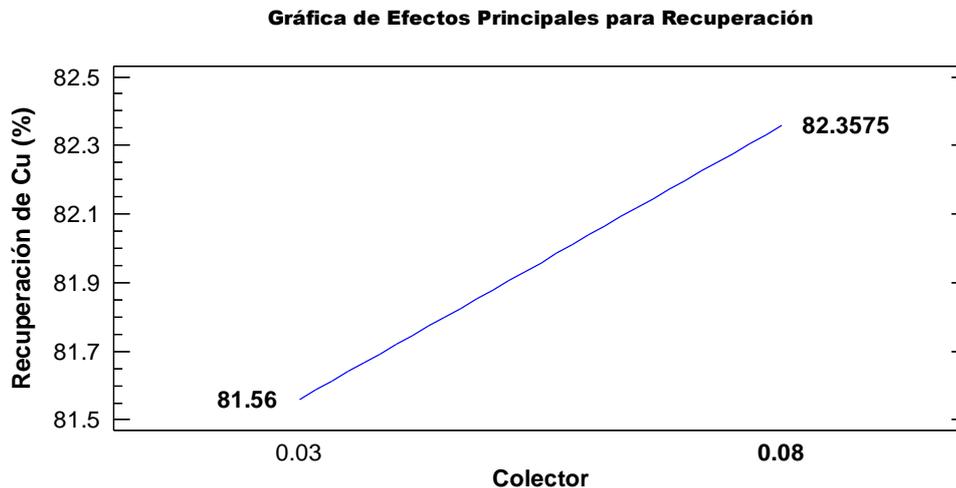
Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a la gráfica de la Recuperación de Cu Vs. Tiempo de flotación, se puede concluir que al aumentar el tiempo de flotación del proceso aumenta de igual manera la recuperación del Cu, siendo esta la variable más importante.



Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a la gráfica de la Recuperación de Cu Vs. La granulometria, se puede concluir que al aumentar el % de granulometría incrementa levemente la recuperación del Cu. Siendo la molienda adecuada en 69 % -200



Fuente: Elaboración propia

De acuerdo a la gráfica la Recuperación de Cu Vs. Colector, se puede concluir que al aumentar el consumo del colector M-11 aumenta de igual manera la recuperación.

4.2.4. Grado de confianza

Tabla N° 17: Grado de confianza

<i>Fuente</i>	<i>Suma de Cuadrados</i>	<i>Gl</i>	<i>Cuadrado Medio</i>	<i>Valor-P</i>	<i>Razón-F</i>	<i>Distribución F(95%,1,4)</i>	<i>Significativo</i>
A:Colector	1.27201	1	1.27201	0.0339	352.11	7.71	SI
B:Granulometria	3.65851	1	3.65851	0.0200	1012.74	7.71	SI
C:tiempo de flotación	16.1596	1	16.1596	0.0095	4473.25	7.71	SI
AB	0.0021125	1	0.0021125	0.5844	0.58	7.71	NO
AC	0.0990125	1	0.0990125	0.1202	27.41	7.71	SI
BC	0.535612	1	0.535612	0.0522	148.27	7.71	SI
ABC	0.0036125	1	0.0036125	0.00	0.9661	7.71	NO
Error total	0.0036125	1	0.0036125				
Total (corr.)	21.7305	7					

Fuente: Elaboración propia

Un nivel de confianza de 95% por lo general es adecuado. Esto indica que 6 de 8 muestras (95%) de la misma población generarán intervalos de confianza que contendrán el parámetro de población. Los valores que se suelen utilizar para el nivel de confianza son el 95%, 99% y 99,9%.

Para este proyecto se trabajó con un grado de confianza del 95%.

4.2.5. Matriz de correlación para los efectos estimados

Tabla N° 18: Correlación de efectos

		(1)	(2)	(3)	(4)
(1)	promedio	1.0000	0.0000	0.0000	0.0000
(2)	A:Colector	0.0000	1.0000	0.0000	0.0000
(3)	B:Granulometria	0.0000	0.0000	1.0000	0.0000
(4)	C:tiempo de flotación	0.0000	0.0000	0.0000	1.0000

Fuente: Elaboración propia

La matriz de correlación muestra el grado de confusión entre los efectos. Un diseño perfectamente ortogonal mostrará una matriz diagonal con 1's en la diagonal y 0's fuera de ella. Cualquier término distinto de cero implica que los estimados de los efectos correspondientes a esa fila y columna estarán correlacionados. En este caso, no hay correlación entre ninguno de los efectos. Esto significa que se obtendrán estimados 'limpios' para todos esos efectos.

4.2.6. Resultados estimados para porcentaje de recuperación

Tabla N° 19: Resultados usando el modelo matematico

	<i>Observados</i>	<i>Ajustados</i>	<i>Inferior 95.0%</i>	<i>Superior 95.0%</i>
<i>Fila</i>	<i>Valores</i>	<i>Valores</i>	<i>para Media</i>	<i>para Media</i>
1	79.87	79.4625	78.677	80.248
2	80.37	80.26	79.4745	81.0455
3	80.63	80.815	80.0295	81.6005
4	81.28	81.6125	80.827	82.398
5	81.93	82.305	81.5195	83.0905
6	82.96	83.1025	82.317	83.888
7	83.81	83.6575	82.872	84.443
8	84.82	84.455	83.6695	85.2405

Fuente: Elaboración propia

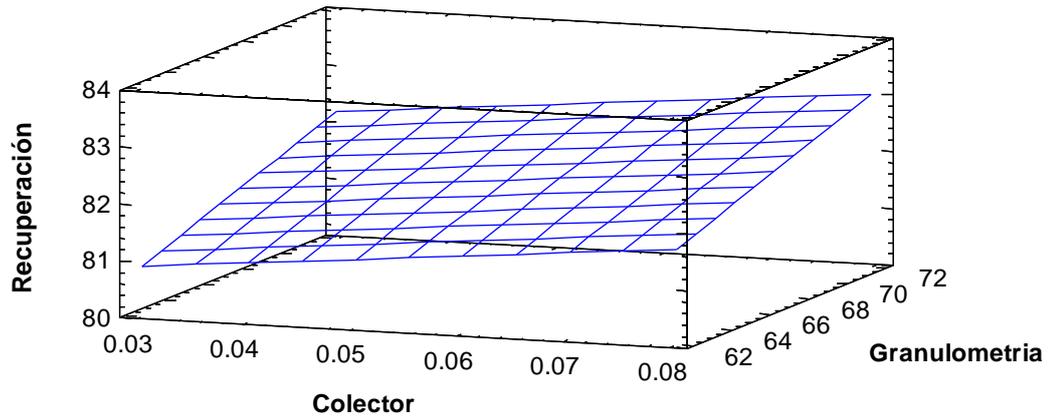
Esta tabla contiene información acerca de los valores de Recuperación generados usando el modelo ajustado. La tabla incluye:

- (1) los valores observados de Recuperación (si alguno)
- (2) el valor predicho de Recuperación usando el modelo ajustado
- (3) intervalos de confianza del 95.0% para la respuesta media

Cada item corresponde a los valores de los factores experimentales en una fila especifica de su archivo de datos. Para generar pronósticos para las combinaciones adiciones de los factores, agregue filas al final su archivo de datos. En cada nueva fila, introduzca valores para los factores experimentales pero deje vacía la celda para la respuesta. Cuando regrese a esta ventana, se habrán agregado pronósticos a la tabla para las nuevas filas pero el modelo no se verá afectado.

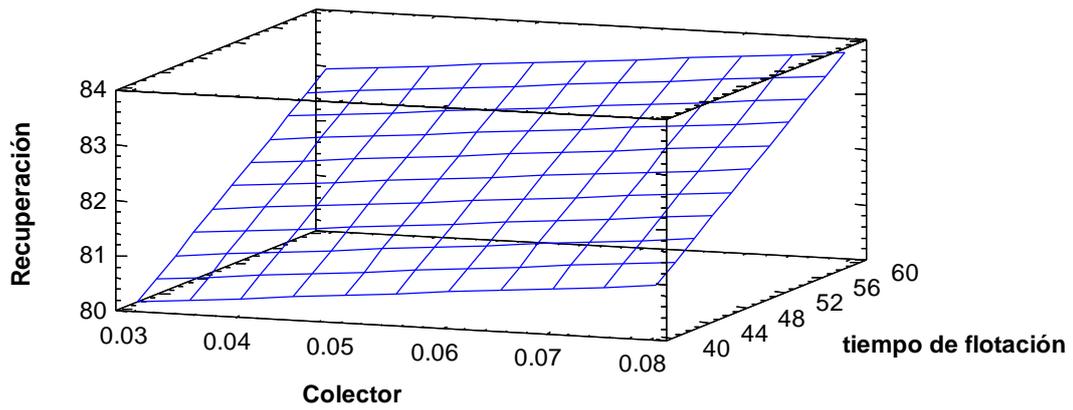


Superficie de Respuesta Estimada
tiempo de flotación=50.0



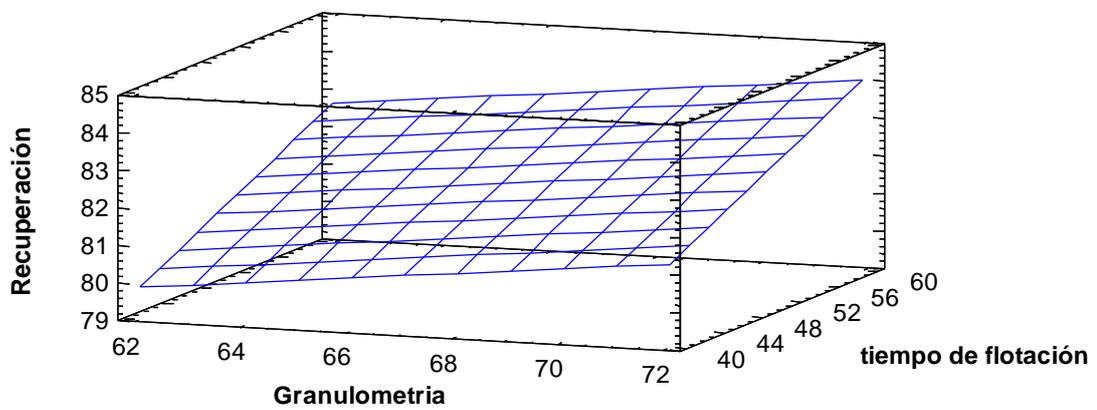
Fuente: Elaboración propia

Superficie de Respuesta Estimada
Granulometria=67.0



Fuente: Elaboración propia

Superficie de Respuesta Estimada
Colector=0.055



Fuente: Elaboración propia

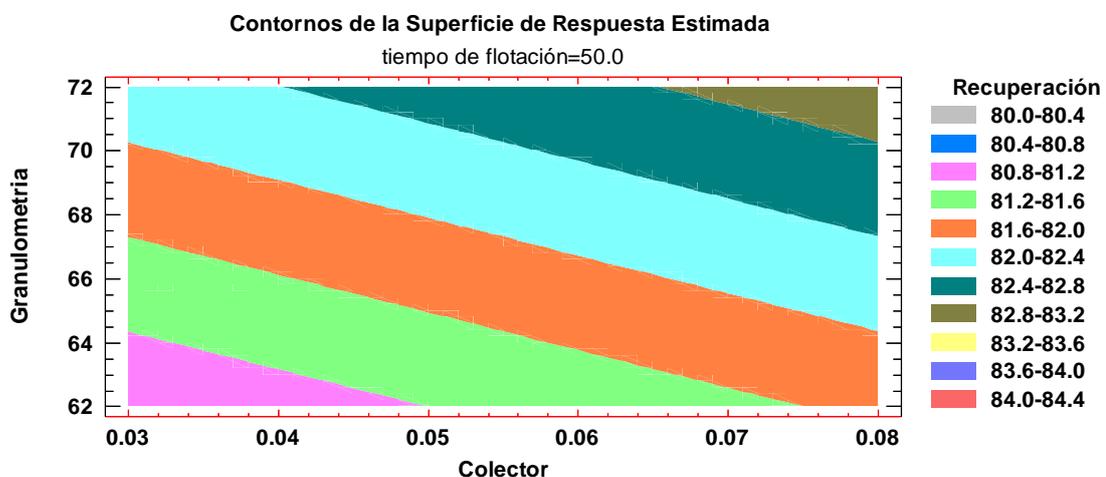
4.2.7. Camino de máximo ascenso para porcentaje de recuperación

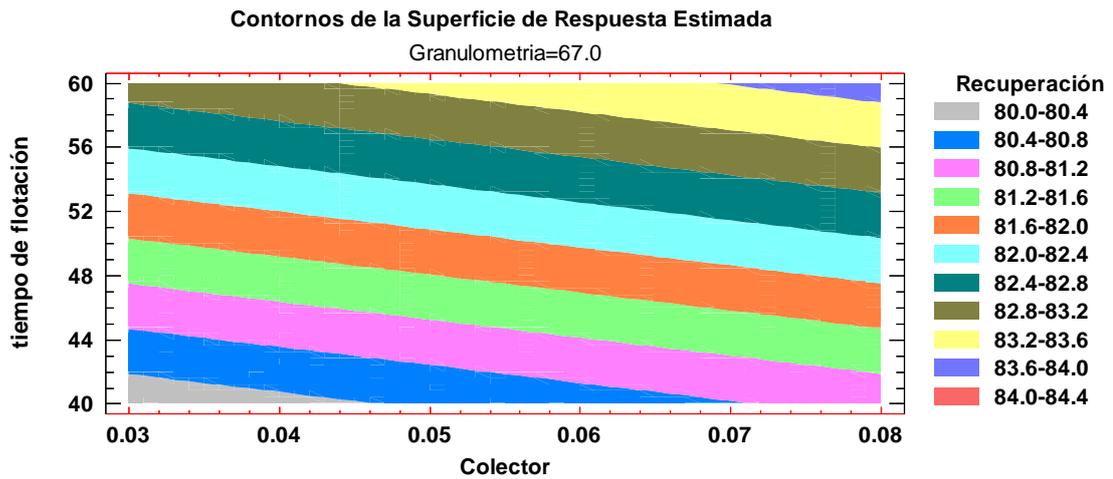
Tabla N° 20: Máximo ascenso

<i>Colector</i>	<i>Granulometria</i>	<i>tiempo de flotación</i>	<i>Predicción para Recuperación</i>
(g/Tn)	(%)	(min)	(%)
0.055	67.0	50.0	81.9587
0.058	68.0176	54.2771	82.7521
0.061	69.0351	58.5542	83.5455
0.064	70.0527	62.8313	84.3388
0.067	71.0702	67.1085	85.1322
0.07	72.0878	71.3856	85.9255

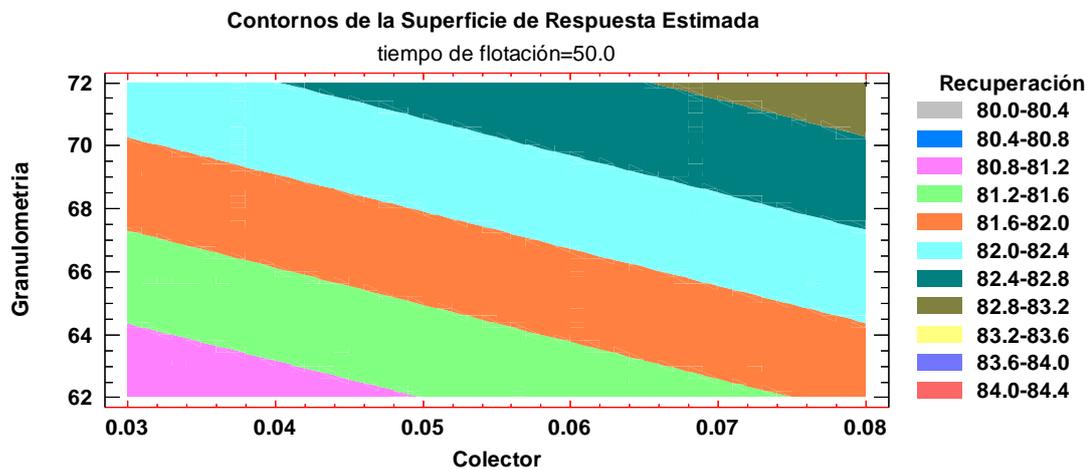
Fuente: Elaboración propia

Esta ventana despliega el trayecto de máximo ascenso (o descenso). Este es el trayecto, desde el centro de la región experimental actual, a través del cual la respuesta estimada cambia más rápidamente con un cambio menor en los factores experimentales. Indica buenas locaciones para correr experimentos adicionales si el objetivo es incrementar o decrementar Recuperación. Actualmente, 6 puntos se han generado cambiando Colector en incrementos de 0.003 g/Tn. Puede especificarse la cantidad de cambio en cualquiera de los factores presionando el botón secundario del ratón y seleccionado Opciones de Ventana. STATGRAPHICS determinará entonces cuanto tendrán que cambiar los otros factores para mantenerse en el trayecto del máximo ascenso. El programa también calcula la Recuperación estimada en cada uno de los puntos del trayecto, con los cuales pueden compararse los resultados si es que se corren esos ensayos.





Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

4.2.8. Optimizar respuesta

Meta: maximizar Recuperación

Valor óptimo = 83.81

Tabla N° 21: Rango de Valores

<i>Factor</i>	<i>Bajo</i>	<i>Alto</i>	<i>Óptimo</i>
Colector	0.03	0.08	0.062
Granulometría	62.0	72.0	69.38
tiempo de flotación	40.0	60.0	60.0

Fuente: Elaboración propia



Esta tabla muestra la combinación de los niveles de los factores, la cual maximiza Recuperación sobre la región indicada. Use el cuadro de diálogo de Opciones de Ventana para indicar la región sobre la cual se llevará a cabo la optimización. Puede establecer el valor de uno o más factores a una constante, estableciendo los límites alto y bajo en ese valor.



V. CONCLUSIONES

- Determinamos que el colector M-11 es un activador de óxidos de Cobre llegando a mayor recuperación con una dosificación de 0.062 gr/ton para lograr una recuperación de 83.81%.
- Determinamos que en el proceso de flotación de minerales mixtos de Cobre es muy importante que la granulometría este en 69% # -200 para lograr una recuperación de 83.81 %.
- Establecemos que el tiempo flotación de los circuitos Raugher, Scavengher y cleaner sea 60 minutos para lograr una recuperación de 83.81 %.



VI. RECOMENDACIONES

- Se recomienda que la alimentación al molino primario debe ser en forma precisa de 5.000 kg/pie, con lo que se obtendrá el tamaño óptimo para realizar una buena flotación.
- Se recomienda que el Over del Hidrociclón D-12 que alimenta a la celda de flotación este en el rango de 1200 -1240 gr/lit de pulpa.
- Se recomienda realizar pruebas preliminares antes de entrar a una etapa industrial en Planta Concentradora, para tener en cuenta el comportamiento del mineral durante todo el proceso de flotación con la finalidad de llegar a buenos resultados.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Linares Gutierrez N. (2001). *“procesamiento de minerales ” Tacna Perú.*
- Linares Gutierrez N. (2016), *Procesamiento de Minerales – Mineralurgia II,*
- Astocuri, V. (1947). *Introducción a la flotación de Minerales.* Moscú: Noriega.
- Alcala Cruz, E., Flores Corrales, A., & Beltran, A. (2009). *Manual de Entrenamiento en Concentración de Minerales.* Sección IV. Lima: SERGEOTECMIN .
- Manzaneda Cábala, J. (2010). *Procesamiento de minerales – metalurgia aplicada.* Lima.
- Sutulov, A. (1985). *Flotación de minerales.* Santiago – Chile: Universidad Concepción de Chile.
- Sutulov, A. (1963). *Flotación de minerales.* Chile: Universidad Concepción de Chile.
- Ortiz Azañero, A. (2009). *Concentración y flotación de Minerales.* Lima – Perú: Universidad Mayor de San Marcos.
- Paredes Espinal, E. J. (2011). *Optimización de la evacuación de espumas en la flotación de cobre, en celdas mecánicas.*
- Errol G., K. (1990). *Introducción al Procesamiento de Minerales.* Argentina: Noriega.
- Galvez, A., & Bravo, C. (2004). *Informe Manual de Referencia en Flotación de Minerales.* Casapalca.
- Lopez Principe, P., & Ipanaque Nizama, O. S. (2008). *tesis Caracterización y Optimización de Flotación del Mineral Cobre.* Lima - Perú: UNMSM.
- XSTRATA COPPER 2007 *“Flotación De Minerales – Manual De Procedimientos”*
División Xstrata – Tegnology.



- Castro, S., García, J.A. (2003) *“Fundamentos y Aplicaciones de la flotación”*, Universidad de Concepción.
- Srdjan M. Bulatovic. (2007), *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice*, Canada, Elsevier Science & Technology Books.
- Abarca Rodríguez J.J. (2011) *“flotación de minerales”, Capítulo: Reactivos de Flotación*, Lima.
- Chía, J. (2012). *Influencia de molienda y clasificación en la flotación de minerales sulfurados*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Chía J. (1989). *Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales*. Lima.
- Venancio A. (1999). *Introducción a la Flotación de Minerales*. Lima.
- Vilca Casazuela, H. H. (2019). Evaluación de la flotación de óxidos de cobre mediante pruebas de reactivos en laboratorio.
- Núñez Condori, C. (2016). optimización de la flotación del cobre - oro utilizando el colector MBT en la planta de tratamiento de minerales corporación Agrominero San Hilarion Sac. - Nazca.
- Ayllón Meresi, D. E. (2013). Optimización del proceso de flotación Bulk Plomo-Plata.



ANEXOS

ANEXO A: Evaluación económica

ANEXO B: Hoja informativa del Colector M-11

ANEXO B: Determinación del tiempo de flotación



ANEXO A

Evaluación económica

BALANCE METALURGICO TEORICO VALORIZADO: CONCENTRADORA EL COFRE

PRODUCTO	PESO		LEY		CONTENIDO METALICO			DISTRIBUCION			RADIO
	TMS	% CuT	% CuOx	Cu T	Cu Ox	Cu Sulf	Cu Total	Cu Ox	Cu Sulf		
CABEZA ANALISADA	450.000	1.04	0.28	4.680	1.260	3.384	100.00	100.00	100.00	39.162	
CONCENTRADO CU	11.491	34.05	1.86	3.913	0.214	3.623	83.60	23.35	98.06		
RELAVE	438.509	0.18	0.16	0.767	0.702	0.072	16.40	76.65	1.94		
CABEZA CALCULADA	450	0.81	0.18	4.680	0.915	3.695	100.00	100.00	100.00		

COTIZACION BRUTA US \$ POR TM C	5750.5
% RECONOCIMIENTO	99.5

VALORIZACION DEL CONCENTRADO DE COBRE US\$ DÓLAR	
DEDUCCIONES	217.82
COBRE: (Ley-1)*Cotización-Deducciones *Reconocimiento/100/100	\$1,819.41
VALOR: TMS DE CONCENTRADO DE COBRE	\$1,819.41
VALOR TOTAL DEL CONCENTRADO DE COBRE	\$20,906.421

VALOR BRUTO DEL MINERAL DE CABEZA US\$ Dólar	
COBRE: Ley*Cotización/100	57.54

ANEXO B

Hoja informativa del colector M-11



ROYAL CHEMICAL del Perú s.a.c.

PRODUCTOS QUIMICOS PARA MINERIA E INDUSTRIA
www.royalchemical.com.pe

FICHA DE DATOS DE SEGURIDAD DE MATERIALES

M – 11

1. Producto químico

Nombre del producto: Colector M – 11

2. Composición, información sobre los ingredientes

N° CAS.: No disponible

Pureza: 60,0% min

Índice	Especificaciones
Pureza	60.0
Los ácidos grasos libres % ≤	18.0
Humedad % ≤	15.0
Hierro % ≤	0.2
El periodo de validez	12
Envase	Cilindros por 220 kg

3. Identificación de peligros

Visión general de emergencia: ¡Advertencia!

Nocivo si se ingiere.

Podría causar reacción alérgica en la piel.

Puede causar efectos del sistema nervioso central

Efectos potenciales de salud

Efectos sobre la salud - N / AV

4. Primeros auxilios

Ojos: Enjuagar los ojos con abundante agua durante al menos 15 minutos, levantando ocasionalmente los párpados superior e inferior. Obtenga ayuda médica.

Piel: Enjuague la piel con abundante agua durante al menos 15 minutos mientras se quita la ropa contaminada y los zapatos. Obtenga ayuda médica.



Ingestión: Inducir el vómito inmediatamente según las indicaciones del personal médico. Llame al Centro de Control de Envenenamientos. **NUNCA DAR NADA POR BOCA A UNA PERSONA INCONSCIENTE.**

Inhalación: Eliminar de la exposición y trasladarse al aire libre inmediatamente. Si no respira, administre respiración artificial. Si la respiración es difícil, proporcione oxígeno. Obtenga ayuda médica.

5. Medidas de lucha contra incendios

Punto de inflamación y método: N / AV

Límites de inflamabilidad (% por vol. En aire): N / AV Menor: N / AV Superior: N AV

Medios de extinción de incendios: Arena seca o espuma Procedimientos de lucha contra incendios: Evacue el área de todo el personal necesario. Utilice un equipo de respiración autónomo aprobado por NIOSH / MSHA y otros equipos y / o prendas de protección descritos en la Sección C si las condiciones lo justifican. Apague la fuente de ignición, si es posible.

Gases tóxicos Producto: N / AV

6. Medidas en caso de vertido accidental

En caso de derrame o fuga contenga el derrame. Pare la fuga en la fuente si esto se puede hacer con seguridad. Ventilar el área. El personal no esencial debe abandonar el área hasta que finalice la limpieza. Bombee líquidos en bidones aprobados por DOT para su eliminación. Absorba el líquido restante sobre un absorbente inerte y colóquelo en bidones aprobados por DOT para su eliminación. Lave el área con agua. Mantenga concentrado y agua de lavado de entrar en alcantarillas o cursos de agua. Consulte a un especialista en reglamentación para determinar los requisitos de notificación estatales o locales apropiados, para asistencia en la caracterización de desechos y / o eliminación de desechos peligrosos y otros requisitos enumerados en los permisos ambientales pertinentes.



7. Manipulación y almacenamiento

Manejo:

No pruebe ni trague. Evitar el contacto prolongado o repetido con la piel. Mantenga el contenedor cerrado. Usar solo con ventilación adecuada. El recipiente vaciado retiene el vapor y los residuos del producto. Observe todas las protecciones etiquetadas hasta que el contenedor se limpie, reacondicione o destruya.

Almacenamiento:

Mantenga el contenedor cerrado. Almacenar en un lugar fresco, seco y bien ventilado. Mantener alejado de alimentos y bebidas. Aislar de materiales incompatibles (ver Sección 10).

8. Controles de exposición / protección personal

Sistema de Ventilación: Se recomienda un sistema de escape local y / o general para mantener la exposición de los empleados por debajo de los Límites de Exposición Aerotransportados. Generalmente se prefiere la ventilación por extracción local porque puede controlar las emisiones del contaminante en su fuente, evitando su dispersión en el área de trabajo general. Consulte el documento de ACGIH, Ventilación industrial, un manual de prácticas recomendadas, edición más reciente, para más detalles.

Protección respiratoria: Para concentraciones que excedan el nivel recomendado de exposición, use un respirador purificador de aire aprobado por NIOSH / MSHA (1). En caso de derrame o fuga que resulte en concentraciones desconocidas, use un respirador de aire suministrado aprobado por NIOSH / MSHA (1).

Cuando entre o salga de concentraciones de exposición desconocida, use NIOSH / MSHA (1) equipo de respiración autónomo aprobado (SCBA).

Protección de ojos / rostro: Use gafas de protección química. Para protección contra salpicaduras, use un protector facial con gafas químicas.

Protección de la piel: Use prendas protectoras para evitar un contacto excesivo con la piel. Utilice guantes impermeables, como nitrilo o neopreno.

Otra protección: Protección necesaria para el trabajo en equipos contaminados. Utilice equipo de protección y / o prendas de vestir si las condiciones de exposición lo requieren. Póngase en contacto con el supervisor inmediato para obtener instrucciones específicas antes de iniciar el trabajo.



9. Propiedades físicas y químicas

Estado físico: Líquido

Color: Rojo oscuro

Gravedad Específica: 0.985

Punto de Ebullición (Deg C): N / AV

PH: N / AV

Densidad de Vapor (Aire = 1): N / AV

Tasa de evaporación: <1

Porcentaje volátil por volumen (%): <1

Presión de vapor (mm Hg / 70 F): N / AV

Viscosidad: N / AV

Solubilidad en Agua (% WW): Ligeramente soluble en agua, soluble en solución alcalina

Punto de inflamación y método: N / AV

10. Estabilidad y Reactividad

Estabilidad: Estable.

Condiciones a Evitar: N / AV

Incompatibilidad (Materiales a evitar): N / AV.

Productos peligrosos de la descomposición: N / AV

Datos de reactividad: N / AV

Polimerización Peligrosa: No ocurrirá.

11. Información Toxicológica

No sustancias tóxicas

12. Información ecológica

Destino ambiental: No se encontró información.

Toxicidad Ambiental: No se encontró información.

13. Consideraciones sobre eliminación

Método de eliminación de residuos:

Las adiciones químicas, procesar o de otra manera alterar este material pueden hacer que la información de manejo de desechos presentada en esta MSDS sea incompleta, inexacta o inadecuada. Tenga en cuenta que los requisitos estatales y locales para la eliminación de desechos pueden ser más restrictivos o diferentes de las leyes y reglamentos federales.



Consulte las regulaciones estatales y locales sobre la eliminación adecuada de este material.

Manipulación y eliminación de contenedores:

Cualquier contenedor o equipo utilizado debe ser descontaminado inmediatamente después del uso.

14. Información sobre el transporte

IMDG: No regulado.

Canadá TDG: No regulado.

15. Información Regulatoria

Estado del inventario DSL de Canadá: N / AV

Canadá WHMIS: N / AV

16. Información adicional

Se cree que la información anterior es exacta y representa la mejor información actualmente disponible para nosotros. Sin embargo, no hacemos ninguna garantía de comerciabilidad o cualquier otra garantía, expresa o implícita, con respecto a dicha información, y no asumimos ninguna responsabilidad derivada de su uso. Los usuarios deben hacer sus propias investigaciones para determinar la idoneidad de la información para sus propósitos particulares. De ninguna manera la compañía será responsable por cualquier reclamo, pérdida o

daño de terceros o por lucro cesante o cualquier daño especial, indirecto, incidental, consecuencial o ejemplar, cualquiera que sea el origen, incluso si la compañía ha sido informada de la posibilidad de dichos daños.

