

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA E INGENIERIA METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



**“OPTIMIZACION DE LA FLOTACION DEL COBRE - ORO UTILIZANDO EL
COLECTOR MBT EN LA PLANTA DE TRATAMIENTO DE MINERALES
CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC. - NAZCA”**

TESIS

PRESENTADO POR:

Bach. CELESTINO NUÑEZ CONDORI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PROMOCION 2011

PUNO - PERU

2018

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGIA E INGENIERIA METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA METALURGICA.

**“OPTIMIZACION DE LA FLOTACION DEL COBRE - ORO UTILIZANDO EL
 COLECTOR MBT EN LA PLANTA DE TRATAMIENTO DE MINERALES
 CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.-NAZCA”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. CELESTINO NUÑEZ CONDORI

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALÚRGICA



APROBADA POR:

PRESIDENTE

 Dr. Dante Atilio Salas Ávila

PRIMER MIEMBRO

 M.Sc. Fernando Bernedo Colca

SEGUNDO MIEMBRO

 M.Sc. Darssy Carpio Ramos

DIRECTOR TESIS

 M.Sc. Esteban Rey Chávez Gutiérrez

ASESOR DE TESIS

 Ing. Oswaldo Luzver Maynas Condori

Área : Metalurgia Extractiva

Tema : Optimización De La Flotación Del Cobre- Oro Con El Colector Mbt

FECHA DE SUSTENTACIÓN 10-08-2016

DEDICATORIA

“Con mucho cariño y amor dedico esta tesis a DIOS. Quien me dio la vida, salud y haberme regalado una hermosa y maravillosa familia. A mis queridos padres: Natalio y Nicolaza; quienes me Incentivaron y apoyaron en mi Formación profesional y creer en mí, porque con sus esfuerzos denodados Soy la persona de ahora, mi amor y Gratitud eterna para ellos”

“A Martha CC. Carbajal por ser una persona muy especial para mí, desde que nos conocimos me ha brindado su apoyo incondicional y aconsejándome en los malos momentos y tristes de mi vida”

“A mis queridos hermanos: Leandro, pedro, Erasmo, Petrona, Eduardina, Antonio, Anselmo, quienes hemos pasado momentos muy difíciles y tristes, pero siempre hemos estado apoyándonos en todo momento, el uno al otro para salir adelante y demostrar que con esfuerzo y dedicación se puede logra todo. También A mi tío Emilio que en paz descansé quien en todo momento me dio el apoyo incondicional”

No puedo terminar sin antes expresar, que sin ustedes a lado mío, no hubiera logrado conseguir esta tan anhelada meta, tantas desveladas y esfuerzos sirvieron y este es el fruto conseguido les agradezco a todos ustedes con todo mi corazón por haber cumplido juntos el objetivo trazado.

AGRADECIMIENTO

Agradezco infinitamente en primer lugar a la Universidad Nacional del Altiplano, facultad de ingeniería Geológica y Metalúrgica en especial a nuestra escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica por haberme brindado la oportunidad de culminar y hacer realidad mi profesión, a los docentes de la carrera profesional ingeniería metalúrgica quienes me brindaron sus sabios enseñanzas, conocimientos y experiencias en mi formación profesional, que se desarrollaron en forma eficiente gracias a su capacidad y esmero que pusieron cada uno de ellos todos sin excepción alguna.

En segundo lugar quiero agradecer en forma especial al ingeniero Fidel Huaynapata Luque quien me asesoro externamente y me apoyo incondicionalmente en la presente tesis, sin su aporte hubiese sido más difícil su culminación, gracias a su colaboración oportuna.

Finalmente quiero agradecer también en forma muy especial a los señores superintendentes, ingenieros, encargados de la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.-NAZCA. Por apoyarme y darme la oportunidad de realizar mi tesis y a todas las personas involucradas en la presente tesis por su colaboración desinteresada y las facilidades brindadas para la culminación exitosa de dicho tesis

Celestino Núñez Condori

INDICE

DEDICATORIA.....	iii
AGRADECIMIENTO	iv
INDICE	v
INDICE DE CUADROS	ix
INDICE DE FIGURAS	x
INDICE DE ANEXOS	x
LISTA DE ABREVIATURAS	xi
RESUMEN	xii
ABSTRACT	xiii
INTRODUCCION	xiv

CAPITULO I**PROBLEMA DE LA INVESTIGACION**

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.2 FORMULACION DEL PROBLEMA.....	1
1.2.1 Problema General	1
1.2.2 Problemas Específicos	1
1.3 JUSTIFICACION.....	2
1.4 ANTECEDENTES DEL PROBLEMA	2
1.5 HIPOTESIS.....	2
1.5.1 Hipótesis Generales	2
1.5.2 Hipótesis Específico	3
1.6 OBJETIVOS.....	3
1.6.1 Objetivo General.....	3
1.6.2 Objetivos Específicos	3

CAPITULO II**MARCO TEORICO**

2.1 MARCO LEGAL	5
2.1.1 Normatividad General.....	5
2.1.2 Legislación Aplicable a Las Actividades Minero-Metalúrgicas.....	6

2.1.3	Estándares de Calidad Ambiental y Límites Máximos Permisibles.....	7
2.2	MARCO CONCEPTUAL	7
2.2.1	Flotación	7
2.3	TIPOS DE FLOTACION	9
2.3.1	Flotación de Espuma.....	9
2.3.2	Flotación no Selectiva de Aceite (Bulk Oil Flotation)	9
2.3.3	Flotación de Película (Film or Skin Flotation)	10
2.4	TIPO DE FLOTACION EN LA ESPUMA.....	10
2.4.1	Flotación Directa.....	10
2.4.2	Flotación Inversa	10
2.4.3	Flotación Colectiva (Bulk flotation)	10
2.4.4	Flotación Selectiva o Diferencial.....	10
2.5	CELDAS DE FLOTACION	11
2.6	PRINCIPALES CELDAS DE FLOTACION.....	12
2.6.1	Celdas Denver.....	12
2.6.2	Celdas Serranas.....	14
2.6.3	Celdas Columna.....	14
2.7	VARIABLES EN EL PROCESO DE OPERACIÓN	15
2.7.1	Diagrama de Variables de Flotación.....	16
2.7.2	Factor Granulometría.	17
2.7.3	Factor Tiempo de Residencia.....	18
2.7.4	Dosis de Reactivos.....	21
2.8	TIPOS DE REACTIVOS EN LA FLOTACION	21
2.8.1	Colectores	22
2.8.2	Modificadores	22
2.8.3	Espumantes.....	22
2.9	FUNDAMENTO TERMODINAMICO Y CINETICO DEL PROCESO DE FLOTACION	22
2.9.1	Adsorción Física y Adsorción Química	23
2.9.2	Adsorción Específica y Adsorción no Específica	23
2.9.3	Teoría de la Doble Capa Eléctrica en la Flotación.....	24
2.9.4	Efectos de la Doble Capa Eléctrica en el Proceso de Flotación .	25
2.9.5	Flotación de Sulfuros.....	26

2.9.6 Flotación de no Sulfuros	26
2.9.7 Teoría de la Adsorción Iónica o de la Formación de Hemi- micelas.....	26

CAPITULO III

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

3.1 DISEÑO DE INVESTIGACION	27
3.2 MUESTRA Y RECOLECCION DE DATOS.....	27
3.3 OPERACIONALIZACION DE VARIABLES.....	28
3.3.1 Variables Independientes	28
3.3.2 Variable Dependiente	28
3.4 INSUMOS QUIMICOS	28
3.4.1 Equipos e Instrumentos	29
3.4.2 Equipos de Protección.....	29
3.5 PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL	29
3.5.1 Preparación de Muestras.	30
3.5.2 Chancado y Zarandeo.	30
3.5.3 Homogenización y Particular de Muestras.	30
3.6 DETERMINACION DE LAS CURVAS DE CINETICA DE MOLIENDA.....	31
3.7 CALCULO DEL WORK INDEX	33

CAPITULO IV

CARACTERIZACION DEL AREA DE INVESTIGACION

4.1 UBICACIÓN	38
4.2 VIAS DE ACCESO.....	39
4.3 CLIMA Y TEMPERATURA.....	39
4.4 FLORA Y FAUNA	39
4.5 ECONOMIA LOCAL.....	40
4.6 GEOLOGIA.....	40
4.7 HIDROLOGIA.	40
4.8 GEOMORFOLOGIA.....	41
4.9 PROCEDENCIA DEL MINERAL.....	41
4.10 CLASIFICACION DEL MINERAL ACOPIADO	41

4.11	FLOW SHEET DE LA PLANTA	42
4.12	OPERACIONES UNITARIAS.....	42
4.12.1	Recepción de Mineral.....	42
4.12.2	Sección Chancado.	42
4.12.3	Sección Molienda	43
4.12.4	Secado del Concentrado	45
4.12.5	Relave	45

CAPITULO V

DISCUSION DE RESULTADOS

5.1	RESULTADOS OBTENIDOS.....	46
5.2	BALANCE METALURGICO	54
5.2.1	Radio de Concentración	54
5.2.2	Recuperación	54
5.3	FORMULACIÓN DEL DISEÑO EXPERIMENTAL	55
5.3.1	Análisis Estadístico de Las Pruebas.....	56
5.4	EFFECTO DE LAS TRES VARIABLES EXPERIMENTALES	59
5.4.1	Efecto Del Colector en la Flotación	61
5.4.2	Efecto de la Granulometría en la Flotación	61
5.4.3	Efecto Del Tiempo en la Flotación.....	61
	CONCLUSIONES	62
	RECOMENDACIONES	63
	BIBLIOGRAFÍA	64
	ANEXOS	65

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro N°01: Tiempo de flotación propuesta por mular	19
Cuadro N°02: Características de la adsorción química y física.....	23
Cuadro N°03: Distribución de tamaño de bolas en la carga del molino experimental.....	32
Cuadro N°04: Porcentaje pasante acumulado para las pruebas de molienda	33
Cuadro N°05: Carga de bolas para el molino.....	34
Cuadro N°06: Porcentaje en peso hallado de la muestra (análisis granulométrico)	34
Cuadro N°07: Ciclo de análisis granulométrico	36
Cuadro N°08: Análisis granulométrico del último ciclo (8).....	36
Cuadro N°09: Vías de acceso.....	39
Cuadro N°10: Prueba N°01 de la flotación.....	46
Cuadro N°11: Balance metalúrgico de la prueba N°01	46
Cuadro N°12: Prueba N°02 de la flotación.....	47
Cuadro N°13: Balance metalúrgico de la flotación N°02	47
Cuadro N°14: Prueba N°03 de la flotación.....	48
Cuadro N°15: Balance metalúrgico de la prueba N°03	48
Cuadro N°16: Prueba N°04 de la flotación.....	49
Cuadro N°17: Balance metalúrgico de la prueba N°04	49
Cuadro N°18: Prueba N°05 de la flotación.....	50
Cuadro N°19: Balance metalúrgico de la prueba N°05	50
Cuadro N°20: Prueba N°06 de la flotación.....	51
Cuadro N°21: Balance metalúrgico de la prueba N°06	51
Cuadro N°22: Prueba N°07 de la flotación.....	52
Cuadro N°23: Balance metalúrgico de la prueba N°07	52
Cuadro N°24: Prueba N°08 de la flotación.....	53
Cuadro N°25: Balance metalúrgico de la Prueba N°08.....	53
Cuadro N°26: Balance metalúrgico	54
Cuadro N°27: Nivel de varianza	56
Cuadro N°28: Combinación experimental del diseño 2^3	56
Cuadro N°29: Diseño factorial de tres variables (algoritmo de yates)	56
Cuadro N°30: Tabla comparativa del modelo matemático	59
Cuadro N°31: Análisis de varianza de efectos (ANAVA).....	59
Cuadro N°32: Análisis de varianza de interacciones (ANAVA)	59

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N°01: Propiedades hidrofobicas e hidrofílicas de los minerales.....	8
Figura N°02: Detalle de la máquina de flotación Denver sub -A	13
Figura N°03: Celdas cilíndricas "tipo serrana".....	14
Figura N°04: Celda columna	15
Figura N°05: Recuperación de minerales en función de su tamaño granular .	18
Figura N°06: Flotación de los minerales de cobre según el tamaño granulométrico de las partículas	20
Figura N°07: Flotación de minerales de cobre el concentrado primario de acuerdo	20
Figura N°08: Influencia de la oxidación sobre la flotabilidad de sulfuros de cobre	21
Figura N°09: Esquema idealizado de la capa eléctrica doble	24
Figura N°10: Doble capa eléctrica en una superficie mineral en agua.....	25
Figura N°11: Esquema de preparación de muestras	30
Figura N°12: Obtención de cúmulos mediante paleo fraccionario.....	31
Figura N°13: Molino de laboratorio experimental	31
Figura N°14: Curvas de cinética de molienda	33
Figura N°15: Ubicación de planta de minerales san Hilarión	38
Figura N°16: Efectos principales de flotación.....	57

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo N° 01	66
Anexo N° 02	68
Anexo N° 03	71
Anexo N° 04	78
Anexo N° 05	80
Anexo N° 06	85

ÍNDICE DE ABREVIATURAS

-	MBT	:	Mercapto benzotiazol sódico.
-	g/Tn	:	Gramo por tonelada
-	Onz/Tn	:	Onza por tonelada
-	TM	:	Toneladas métricas
-	TMDP	:	Tonelada métrica por día.
-	μ	:	Micrones
-	g/TM	:	Gramo por tonelada métrica
-	TMH/día	:	Tonelada métrica por día
-	g/l	:	Gramo por litro
-	mm	:	Milímetro
-	ml	:	Mililitro
-	SC	:	Suma de cuadrados
-	TMH	:	Tonelada métrica seca
-	min	:	Minuto
-	m^3	:	Metro cúbico
-	(+)	:	Máximo
-	(-)	:	Mínimo
-	pH	:	Potencial de hidrogeno
-	hr/día	:	Hora por día
-	Tn	:	Tonelada
-	%	:	Porcentaje
-	g/cm^3	:	Gramo por centímetro cúbico
-	T	:	Tiempo
-	CC	:	Centímetro cubico
-	l/s	:	Litro por segundo.
-	cm/ \varnothing	:	Centímetro por diámetro
-	$m^3/viaje$:	Metro cúbico por viaje
-	TMS	:	Tonelada métrica seca

RESUMEN

El presente trabajo de investigación se ha realizado durante los meses de Setiembre, Octubre y Noviembre del año 2015. En la planta de tratamiento de minerales corporación agrominero san hilarión SAC. -Nazca, el cual tiene por objetivo optimizar el proceso de flotación de Cobre – Oro determinando la dosificación del colector Mercapto Benzotiazol Sódico (MBT) estipulando la granulometría y estableciendo el tiempo de flotación más óptimo para recuperar los minerales oxidados de cobre de tal manera que floten junto con los sulfuros y así poder aumentar el % de recuperación y minimizar los contenidos de Cobre-Oro que se van al relave. Para tal efecto se trabajó con el método de investigación experimental para evaluar y optimizar las variables que influyen en el proceso de flotación. Los datos que se aplicaron fue el diseño factorial de tres variables (algoritmo de yates) para determinar las variables que intervienen en la flotación del Cobre-Oro (Colector MBT, Granulometría y Tiempo de Flotación) 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%. Con este resultado se concluye que se ha optimizado y mejorado el mayor % de recuperación de Cobre-Oro e incremento económico para el beneficio social y ampliación de la Planta de tratamiento de minerales.

PALABRAS CLAVE: optimización, flotación, colector y tratamiento de minerales.

ABSTRACT

The present research work has been carried out during the months of September, October and November of the year 2015. In the processing plant of minerals corporation agrominero san Hilarión sac. -Nazca, which aims to optimize the Copper - Gold flotation process by determining the dosage of the Mercapto Benzothiazole Sodium (MBT) collector stipulating the granulometry and establishing the most optimal flotation time to recover the oxidized copper minerals in such a way that they float together with the sulfides and thus be able to increase the% recovery and minimize the copper-gold contents that go to the tailings For this purpose, the experimental research method was used to evaluate and optimize the variables that influence the flotation process The data that was applied was the factorial design of three variables (yacht algorithm) to determine the variables involved in the copper-gold flotation (MBT collector, granulometry and flotation time), which determined the behavior and effect of the (collector MBT) is (0.22 g / Tn) with a granulometry (74% mesh -200) and an approximate time to the maximum level that is 43 minutes in its different stages obtaining 94% of Cu - Au in the Rougher stage and at concentrator plant level a better quality concentrate was obtained whose law is 96%. With this result it is concluded that the greater% recovery of Copper-Gold and economic increase for the social benefit and expansion of the Mineral Treatment Plant has been optimized and improved.

KEYWORDS: optimization, flotation, collector and mineral treatment.

INTRODUCCION

El proceso de optimización de flotación de Cobre en metalurgia extractiva no ha sido suficientemente investigado de acuerdo a las modernas técnicas de investigación y experimentación; en la ciencia metalúrgica esto se debe a la complejidad heterogénea de los minerales, donde es necesario las investigaciones para lograr optimizar sus parámetros de trabajo que se reflejan en un mayor rendimiento técnico y económico del tratamiento.

Cuando en metalurgia extractiva estudiamos el comportamiento de un mineral frente a procesos tales como la flotación, apropiados al tipo de mineral u otros procesos, nuestro propósito es determinar las condiciones de operación que hacen factible un alto grado de extracción y una óptima recuperación de finos de Cobre, Oro, Plata, Plomo u otros metales.

El presente trabajo de investigación se centra en determinar la recuperación óptima en el proceso de la flotación de la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.-NAZCA. En el Departamento de Ica, Distrito de Nazca, en el paraje denominado Pajonal bajo para este trabajo experimental se determina los parámetros y variables para su optimización. Es por ello el trabajo de investigación, hace un aporte de tipo experimental optimizando el % de recuperación del concentrado Bulk (Cu-Au) e incremento económico para el beneficio social y ampliación de la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.-NAZCA.

Existen varios métodos de optimización descritos en la literatura, y uno, que cada tiene más aceptación en la mayoría de las ramas de la ciencia e ingeniería, es el experimentación de la superficie respuesta, desarrollado inicialmente por Box y Wilson y posteriormente por Hunter y otros.

CAPITULO I

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Las dificultades del proceso de flotación se presentan principalmente en minerales polimetálicos en donde los sulfuros presentan diversas características de mineralización.

Los problemas que presenta la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.-NAZCA. Son: Bajas recuperaciones de concentrado de Cu-Au en Bulk (87% - 89%), Alto contenido de Cobre en los relaves (0.2% - 0.45%); Las posibles causas podrían ser, el tipo de mineral, problemas operacionales y dosificación de reactivos.

1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema General

¿Cómo optimizaremos la flotación del Cobre – Oro utilizando el colector MBT en la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.-NAZCA?

1.2.2. Problemas Específicos

¿Cómo se determinara la dosificación del colector MBT, en la flotación para aumentar el % de recuperación de Cobre-Oro, en la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.-NAZCA?

¿Cómo va convenir la granulometría más óptima para un mayor % de recuperación en la flotación del Cobre – Oro. Utilizando el colector MBT en la

planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.- NAZCA?

¿Cómo estableceremos el Tiempo adecuado para la flotación, más óptima en la recuperación del Cobre – Oro. Utilizando el colector MBT en la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.- NAZCA?

1.3. JUSTIFICACION

Se prueba con este trabajo la optimización de la flotación del Cobre-Oro, que tiene una ley de cabeza entre 2.5 % - 5.8% de Cobre y 0.050 – 0.072 Onz/Tn de Oro. Utilizando el colector MBT (g/Tn), para incrementar un mayor % de recuperación del Cu-Au, e incremento económico para el beneficio social y ampliación de la Planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC. – NAZCA.

Actualmente la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC. – NAZCA. Procesa minerales de Cobre – Oro con un promedio de 200 TMPD. Que tienen una ley de cabeza entre 2.5 % - 5.8 % de Cobre y 0.072 Onz/Tn de Oro

1.4. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

Actualmente en algunas oportunidades se procesa minerales con leyes de cabeza > a 2.5% Cobre; y es donde la recuperación llega al (87% - 89%) de ahí viene el interés de mejorar el % de recuperación del concentrado bulk (Cu-Au). Para ello el estudio de las pruebas de flotación que se realizan es de gran importancia, para maximizar un mayor concentrado.

1.5. HIPOTESIS

1.5.1. Hipótesis Generales

Si optimizamos las variables influyentes en el proceso de flotación del Cobre – Oro. Utilizando el colector MBT en la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.- NAZCA. Mejoramos el porcentaje de recuperación.

1.5.2. Hipótesis Específico

- ✓ Si establecemos la dosificación del colector MBT, en la flotación del Cobre-Oro, entonces se lograra aumentar el porcentaje de recuperación mejorando la calidad del concentrado.
- ✓ Si estipulamos al trabajar la granulometría más óptima, directamente relacionándolo con la viscosidad de la pulpa entonces impedirá la dispersión del aire para que haya una buena formación de burbujas y de esa manera aumentara las burbujas y por lo tanto será mayor él % de recuperación en la flotación.
- ✓ Si determinamos el tiempo de flotación más óptimo al trabajar en la flotación del Cobre – Oro con el colector MBT, será mayor él % de recuperación e influirá positivamente en la planta de planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMIMERO SAN HILARION SAC.-NAZCA.

1.6. OBJETIVOS

1.6.1. Objetivo General

Optimizar el proceso de flotación del Cobre – Oro utilizando el colector MBT en la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.-NAZCA, y por ende mejorar la recuperación.

1.6.2. Objetivos Específicos

- ✓ Determinar la dosificación del colector MBT, en la flotación para aumentar el % de recuperación de Cobre-Oro, en la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.-NAZCA.
- ✓ Estipular la granulometría más óptima para un mayor % de recuperación en la flotación del Cobre – Oro. Utilizando el colector MBT en la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.-NAZCA.

- ✓ Establecer el Tiempo de flotación, más óptimo en la recuperación del Cobre – Oro. Utilizando el colector MBT en la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.- NAZCA.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. MARCO LEGAL

En el Perú se rige con diversas normas minero - metalúrgicas y ambientales; para los diferentes sectores del estado; para desarrollar toda actividad que pudiera contaminar al medio ambiente; específicamente el sector minero metalúrgico cuenta con normas legales generales, específicas y otras que están de alguna forma relacionadas; con el único objetivo de cuidar la calidad ambiental del área de un proyecto y sus alrededores; generalmente las empresas mineras en todas sus dimensiones y actividades; forman un comité de medio ambiente integrados por las poblaciones involucradas en forma directa e indirecta, junto a sus autoridades y los representantes de la empresa minera; cuya función principal es monitorear, los principales componentes del medio ambiente (agua, aire, suelos y social).

A continuación se presenta de manera resumida el marco legal:

2.1.1. Normatividad General

- Constitución Política Del Perú de 1993
- Ley Marco para el Crecimiento de la Inversión Privada –Decreto Legislativo N° 757.
- Ley General Del Ambiente (Ley 28611)
- Ley General de Salud– Ley N° 26842
- Ley General de Residuos Sólidos – Ley N° 27314.
- Ley Forestal y de Fauna Silvestre - Ley N° 27308.
- Ley General del Patrimonio Cultural de La Nación, Ley N° 28296
- Decreto Legislativo N° 1065 que Modifica la Ley N° 27314 Ley General de Residuos Sólidos.

- Reglamento de Ley General de Residuos Sólidos – Decreto Supremo N° 057-2004-PCM. y que Regula el Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos – Ley N° 28256.
- Reglamento Nacional de Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos–Decreto Supremo N° 021-2008-MTC.

2.1.2. Legislación Aplicable a Las Actividades Minero-Metalúrgicas

- Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería (TUO), D.S. N° 014-92-EM y sus modificatorias.
- Reglamento de Protección Ambiental en las Actividades Minero Metalúrgicas – Decreto Supremo N° 016-93-EM.
- Ley N° 27651: Para la Formalización y Promoción de la Pequeña Minería y la Minería Artesanal.
- D.S. N° 013-2002-EM: Reglamento de la Ley de Formalización y Promoción de la Pequeña Minería y la Minería Artesanal.
- Ley N° 28090. Que Regula el Cierre de Minas y su Reglamento Para el Cierre de Minas D.S. N° 033-2005-EM, Modificado Por El D.S. N° 045-2006-EM.
- Lineamientos para la elaboración de planes de contingencia a emplearse en actividades minero metalúrgicas relacionadas con la manipulación de cianuro y otras sustancias tóxicas o peligrosas–Resolución Directoral N° 134-2000-EM/DGM.
- Reglamento de Participación Ciudadana en el Subsector Minero Decreto Supremo N° 028-2008-EM–Decreto Supremo N° 028-2008-EM.
- Resolución Ministerial N° 304-2008-MEM-DM que Regula el Proceso de Participación Ciudadana en el Sub Sector Minero.
- Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional– Decreto Supremo N° 024-2016-EM.

2.1.3. Estándares de Calidad Ambiental y Límites Máximos Permisibles

- Reglamento de Estándares Nacionales de Calidad Ambiental del Aire– Decreto Supremo N° 074-2001-PCM.
- R.M. N° 315-96-EM/VMM. NMP De Elementos y Compuestos Presentes en Emisiones Gaseosas Provenientes de Las Unidades Minero – Metalúrgicas.
- Límites Máximos Permisibles de Emisión de Efluentes Líquidos– Decreto Supremo N° 010-2010-MINAM. del 20 agosto de 2010.
- Estándares de Calidad Ambiental para el Ruido– Decreto Supremo N° 085-2003-PCM.
- Estándares Nacionales de Calidad de Agua – Decreto Supremo N° 002-2008-MINAM.
- Estándares de Calidad Ambiental para Aire – Decreto Supremo N° 003-2008-MINAM.
- Disposición para implementación de los ECA para agua –Decreto Supremo N° 023-2009-MINAM.

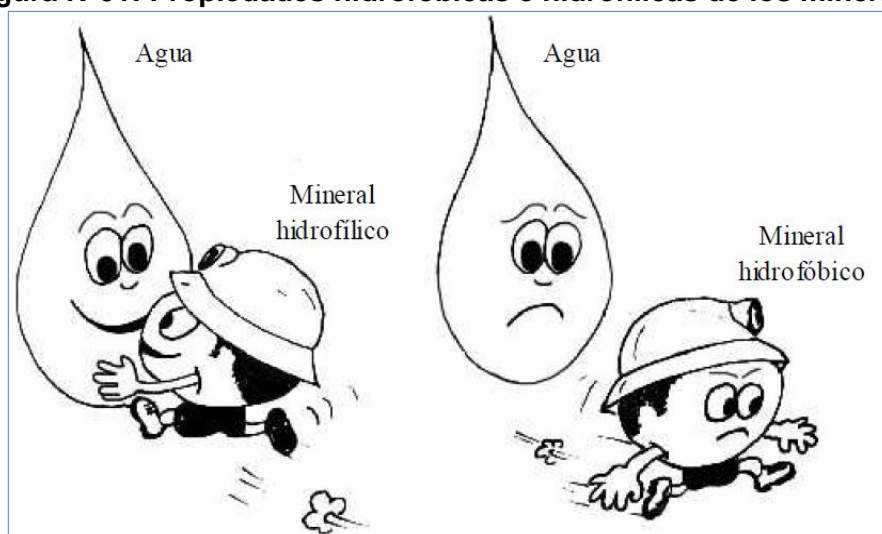
2.2. MARCO CONCEPTUAL

2.2.1. Flotación

La flotación es un proceso físico-químico de separación de minerales finamente molidos, basados en las propiedades superficiales de los minerales (mojabilidad) las propiedades superficiales pueden ser modificadas con ayuda de reactivos.

El proceso de flotación se basa en las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los minerales, se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de sólido frente al agua. Ver figura N°01

Figura N°01: Propiedades hidrofobicas e hidrofílicas de los minerales



Fuente: Alcalá(2009).

Cuando una partícula de mineral se adhiere a una burbuja de aire se forman 2 áreas que son el área de contacto circular y el área aparente. Alcalá(2009).

El área de contacto circular siempre tiene esa forma en cualquier tipo de partículas (rectangulares, cúbicas, cilíndricas) y se usa para calcular la fuerza de atracción con la burbuja, el área aparente se utiliza para calcular el número de partículas adheridas a la burbuja. Una partícula de mineral necesita cierta cantidad de aire para que sea levantada; para hallar esta cantidad de aire se usa el principio clásico de Arquímedes:

Dónde:

$$\text{Vol. Aire} = \text{Vol. Partícula} \times \left(\frac{\text{G.E.} - \rho}{\rho} \right)$$

G.E. = Gravedad Específica del Mineral.

ρ = Densidad del Fluido (agua, pulpa).

En base a este principio tenemos:

$$F_{att} = (\pi \times d) \times \gamma \times \text{Sen } \theta$$

$$F_{lev} = \text{Vol. Aire} \times g \times (\rho - \rho_{min})$$

Dónde:

F_{att} = Fuerza de Atracción Burbuja-Partícula (dinas).

F_{lev} = Fuerza de Levantamiento de la Burbuja (dinas).

d = Diámetro del Área de Contacto Circular (cm).

γ = Tensión Superficial Agua-Aire (72 dinas/cm).

$\text{Sen}\theta$ = Ángulo de Contacto (60° - 66°).

ρ = Densidad del Fluido (agua, pulpa).

ρ_{aire} = Densidad del Aire (≈ 0.001 g/ml).

G = Aceleración de la Gravedad (980 cm/s²).

Una partícula de mineral flota cuando $F_{att} > F_{lev}$. Si la tensión superficial Agua-Aire baja entonces la fuerza de atracción disminuye y la partícula puede desprenderse de la burbuja antes de llegar a la superficie.

La función principal de un espumante es reducir la tensión superficial del agua por lo tanto el mejor espumante es el que reduce más la tensión superficial del agua.

2.3. TIPOS DE FLOTACION

Los tipos de flotación son:

2.3.1. Flotación de Espuma

Con la flotación de espuma la separación se la realiza gracias a la adhesión selectiva de partícula hidrófobas a pequeñas burbujas de gas (aire) que son inyectadas al interior de la pulpa. El conjunto de partícula – burbuja asciende a la superficie formando una espuma mineralizada, la cual es removida por medio de paletas giratorias o simplemente por rebalse.

Las propiedades superficiales de las partículas y las características del medio pueden ser reguladas con ayuda de reactivos. Galvez, A., & Bravo, C. (2004).

2.3.2. Flotación no Selectiva de Aceite (Bulk Oil Flotation)

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. Alcalá Cruz, E., Flores Corrales, A., & Beltrán, A. (2009).

2.3.3. Flotación de Película (Film or Skin Flotation)

En esta técnica, el mineral finamente molido 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.

2.4. TIPO DE FLOTACION EN LA ESPUMA

2.4.1. 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. Alcalá(2009).

2.4.2. Flotación Inversa

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

2.4.3. Flotación Colectiva (Bulk flotation)

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. Alcalá(2009).

2.4.4. Flotación Selectiva o Diferencial

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. Alcalá(2009).

2.5. CELDAS DE FLOTACION

Es típico considerar que el volumen útil de una celda de flotación es el 85% de su volumen total (nominal); el resto del volumen es ocupado por el impulsor, difusor y las burbujas de aire que se forman en la celda de flotación. El porcentaje indicado anteriormente incluye el factor de seguridad de 15% propuesto por Sutulov.

Para cualquier tipo de celdas:

$$\# \text{Celdas} = \frac{F \times t \times [G.E. - (G.E. \times \% w/w) + \% w/w]}{45 \times V_{\text{util}} \times (G.E. \times \% w/w)}$$

Para celdas Denver:

$$\# \text{Celdas} = \frac{F \times t}{\text{Factor Celda}}$$

Dónde:

F = Tonelaje de Mineral a Tratar (TCS/día).

t = Tiempo de Flotación (min).

G.E. = Gravedad Específica del Mineral.

% w/w = Porcentaje de Sólidos en Peso.

V_{util} = Volumen Útil de la Celda (pie³).

El “Factor Celda” se encuentra en las tablas de celdas Denver Sub-A mostradas más abajo; los bancos de flotación están formados por 2 celdas, 4 celdas, 6 celdas, etc. porque es típico instalar un solo motor por cada 2 celdas de flotación.

2.6. PRINCIPALES CELDAS DE FLOTACION

2.6.1. Celdas Denver

Las maquinas Denver sub – A consisten en celdas cuadradas hechas, de acero cada uno con su propio agitador, solas o reunidos en grupos o baterías de 2, 4, 6, 8 o más celdas según las necesidades.

Se alimentan mediante un tubo lateral y descargan el relave por otro situado en un nivel más bajo, de modo, que el movimiento de la pulpa dentro de la maquina se efectúa por gravitación. El concentrado se retira de la parte superior de las celdas a una canaleta por medio de paletas giratorias o bien por lavado con agua.

La alimentación se introduce por un tubo lateral inclinado que descarga la pulpa directamente sobre un agitador que es un disco de seis o más paletas, orientadas hacia arriba. Se encuentra situado debajo de un difusor estacionario con orificios que sirven para la mejor dispersión de las burbujas de aire, y con paletas orientadas hacia abajo para la mejor dispersión de la pulpa.

El agitador se hace funcionar por un motor que transmite su movimiento rotatorio mediante un eje central que se encuentra en un tubo que sirve para hacer llegar el aire exterior hasta la pulpa. Al hacer funcionar el agitador con una velocidad periférica que puede variar entre 500 y 600 m/min, empieza a succionar el aire por un orificio situado en la parte superior del tubo.

El aire toma contacto con la pulpa en la zona del agitador que lanza lateralmente la mezcla, que se dispersa con la ayuda del difusor. Ver figura N°02

Las burbujas mineralizadas suben a la superficie y los relaves junto con las partículas no recuperadas siguen su camino por gravedad bajo la presión de la pulpa nueva que llega a la celda a través de una compuerta ajustable para entrar por un tubo inclinado a la próxima celda.

Para los minerales de una molienda gruesa o para los que flotan con gran velocidad y donde no es necesario o contraproducente una agitación

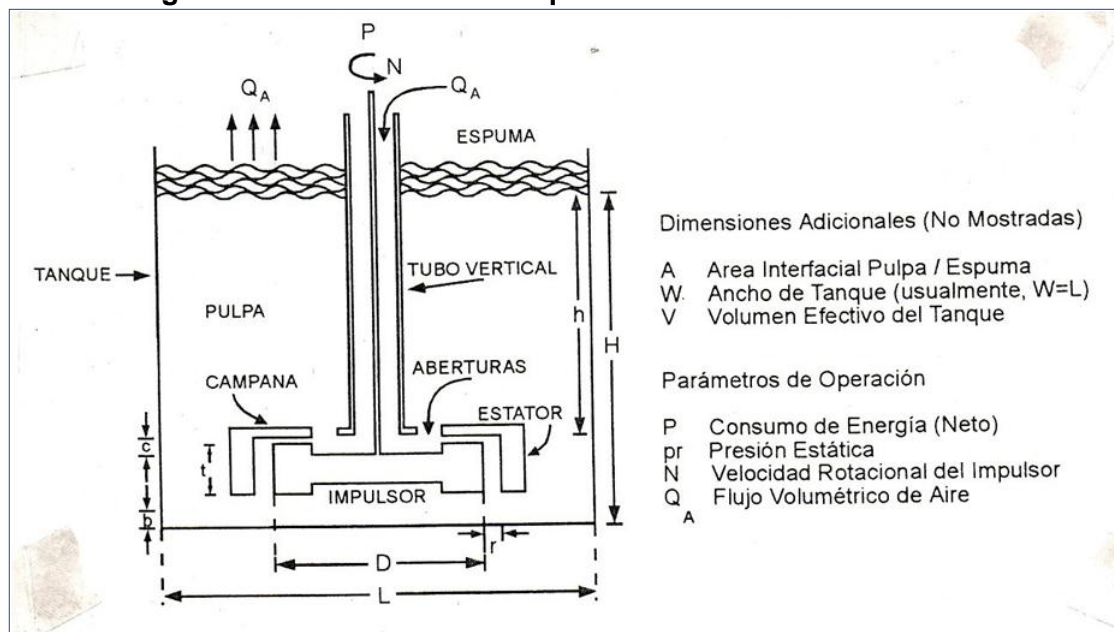
intensa, se usan maquinas con difusores planos, esto disminuye la fricción en la pulpa, el consumo de energía eléctrica. Para los minerales poco flotables o con los cuales se necesita una mayor cantidad de aire, este último se puede agregar bajo pequeña presión. Finalmente, si se necesita mayor agitación de la pulpa, este se puede obtener al remplazar el agitador de seis paletas por una de doce.

Estas celdas tienen una pieza metálica fija situada sobre el agitador, que lo protege de la sedimentación de las arenas en el caso que se detenga su funcionamiento y que permite su posterior puesta en marcha sin necesidad de vaciarlas y limpiarlas.

Normalmente están revestidas con goma en sus partes vitales para disminuir su desgaste. Esto se refiere a la inferior de las celdas. El agitador, las paletas, el difusor y sus revestimientos protectores se hacen de hierro fundido.

Las celdas Denver Sub-A son ideales para operar circuitos de flotación Cleaneer y re - Cleaneer, donde la selectividad del producto es indispensable con estas celdas se obtiene buenas leyes de concentrados manteniendo recuperaciones también interesantes. Sutulov, A. (1963), Manzaneda Cabala, J. (2010).

Figura N°02: Detalle de la máquina de flotación Denver sub -A



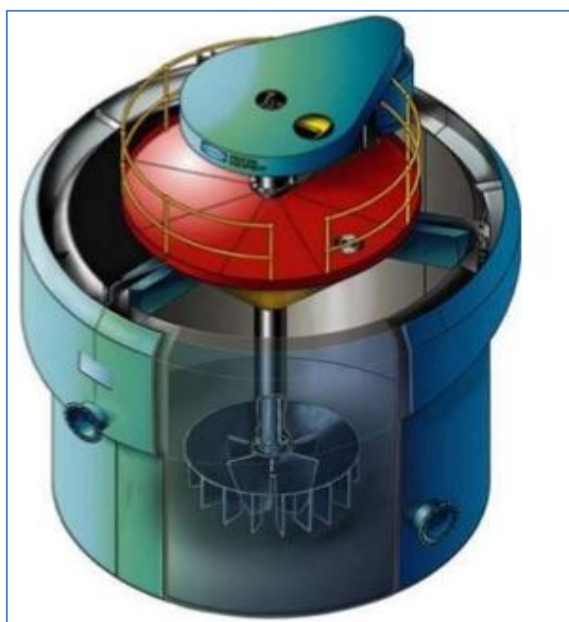
Fuente: Sutulov, A. (1963)

2.6.2. Celdas Serranas

Las celdas de flotación cilíndricas (tipo serrano); ver figura N°03, han sido diseñadas para ayudar en la optimización de los procesos metalúrgicos mediante las siguientes funciones:

Mantener en suspensión las partículas de la pulpa, evitando la segregación de los sólidos por el tamaño o la densidad. Formar y diseminar pequeñas burbujas de aire. Promover los choques entre las partículas minerales y las burbujas de aire para que el conjunto mineral – burbuja tenga una baja densidad y pueda elevarse desde la pulpa a una zona de espumas las cuales serán removidas por rebose contenido el concentrado. Astucori, V. (1947).

Figura N°03: Celdas cilíndricas "tipo serrana"



Fuente: elaboracion propia

2.6.3. Celdas Columna

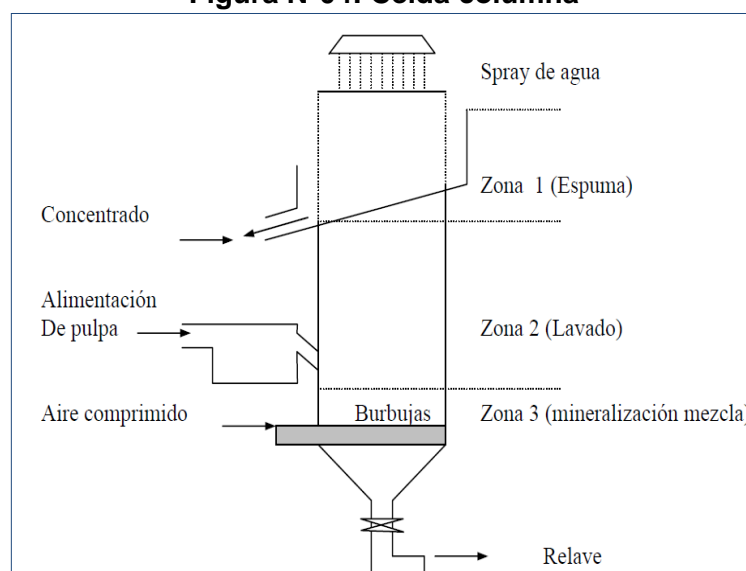
Las celdas de columna se pueden considerar íntegramente de la familia de reactores químicos denominados de burbuja.

En la celda columna se pueden distinguir dos zonas o secciones que presentan diferentes condiciones de proceso y flujos internos. La primera ocurre inmediatamente debajo del nivel de alimentación de la pulpa y se conoce con el nombre de sección de recuperación. Los eventos básicos de la

flotación, colisión, adhesión y levitación entre el sistema de partículas y el sistema de burbujas tienen lugar en esta zona. Ver figura N°04.

La segunda zona de la columna, ubicada por sobre el nivel de alimentación de la pulpa y hasta el nivel de rebalse de concentrados ubicados en la parte superior de la columna, se denomina sección de lavado. La misión de este flujo consiste en des adherir de las burbujas aquellas partículas no suficientemente hidrofobicas y que eventualmente contaminarían el concentrado. En el Perú las celdas de columnas se estén usando en los circuitos Cleaneer de flotación de esfalerita y de molibdeno. Galvez, A., & Bravo, C. (2004).

Figura N°04: Celda columna



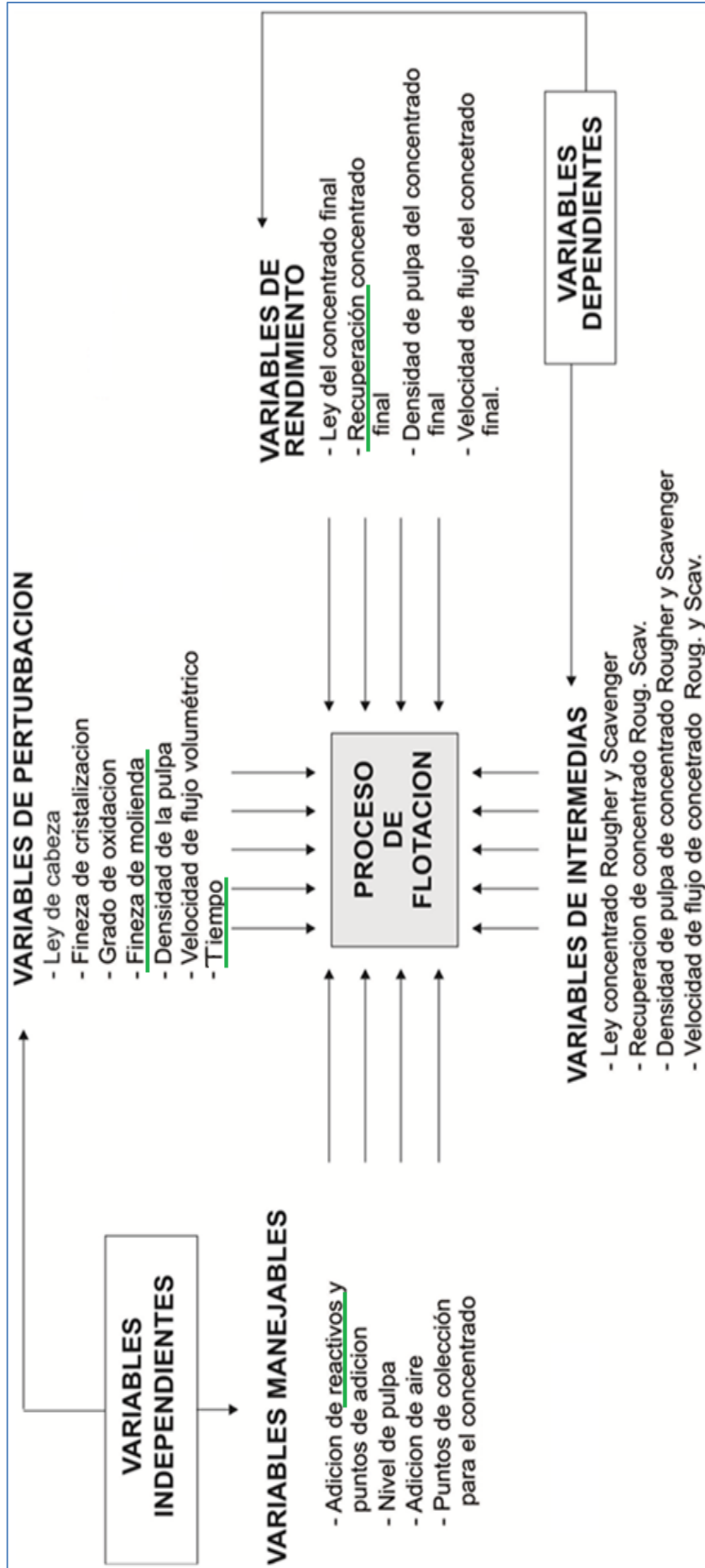
Fuente: Galvez, A., & Bravo, C. (2004).

2.7. VARIABLES EN EL PROCESO DE OPERACIÓN

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).

2.7.1. Diagrama de Variables de Flotación



Fuente: Sutulov, A. (1963)

2.7.2. 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 despegarse cuando está atravesando la pulpa adherida a una burbuja para llegar a la superficie.

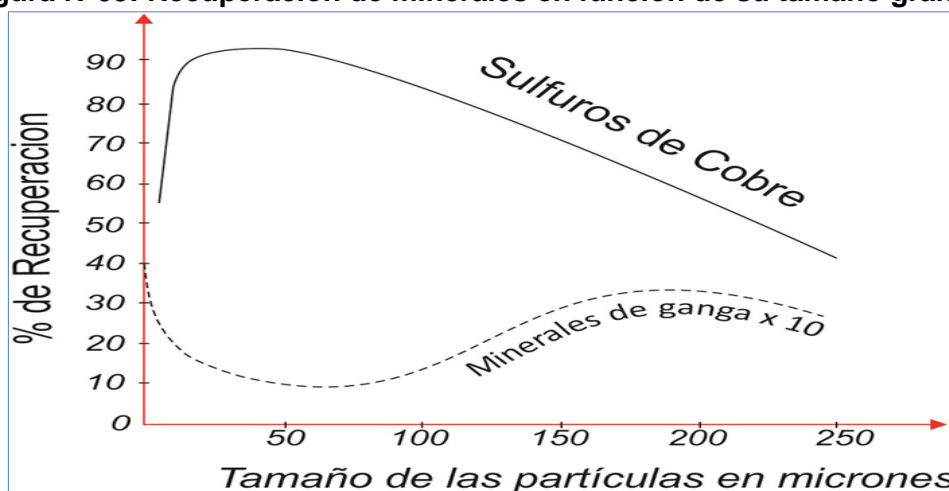
El problema de la liberación de las partículas minerales para su flotación satisfactoriamente crea otro problema serio que es la de sobre molienda. Las especies mineralógicas dentro de una mena no son de la misma dureza. Esto significa que en el proceso de reducción de tamaño, las especies más blandas 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°05; 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. Las recuperación de partículas de tamaño 250 micrones es de solo 40% pues un 80 – 90% de su volumen es ganga.

Figura N°05: Recuperación de minerales en función de su tamaño granular



Fuente: Sutulov, A. (1963)

2.7.3. 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 hidrofobicas 2) mejor liberadas y 3) de un tamaño adecuado. Una vez que estas flotan, empiezan a flotar las menos hidrofobicas, menos liberadas y de mayor tamaño.

En la figura N°6. 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°7. 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.

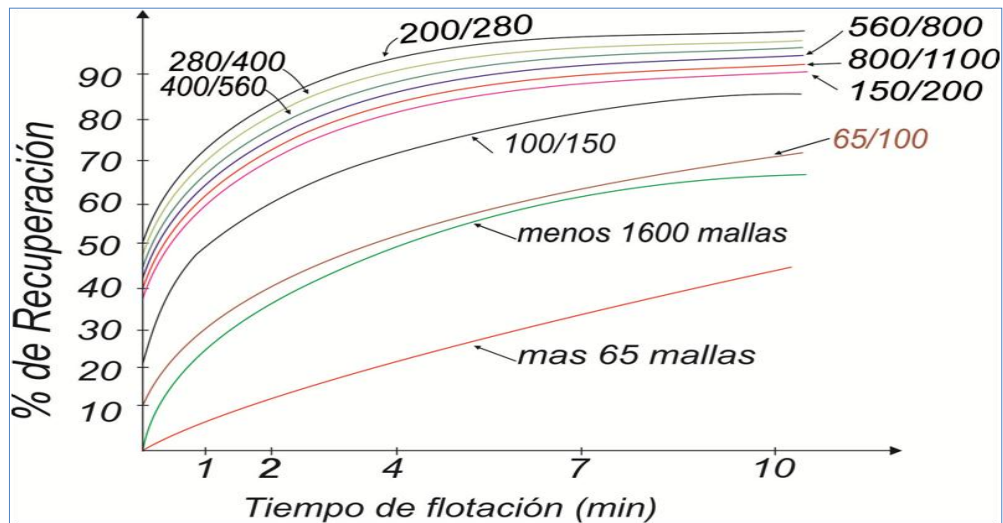
Flotación de minerales de cobre según el tamaño granulométrico de las partículas según Mular (ver cuadro N°01), el factor de seguridad, para el tiempo de flotación, es por lo menos 2 para minerales polimetálicos y hasta 5 para minerales de Oro-plata. En el siguiente cuadro se muestran otras alternativas de tiempo de flotación propuestos por Mular.

Cuadro N°01: Tiempo de flotación 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°06: Flotación de los minerales de cobre según el tamaño granulométrico de las partículas



Fuente: Sutulov, A. (1963)

Figura N°07: 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.

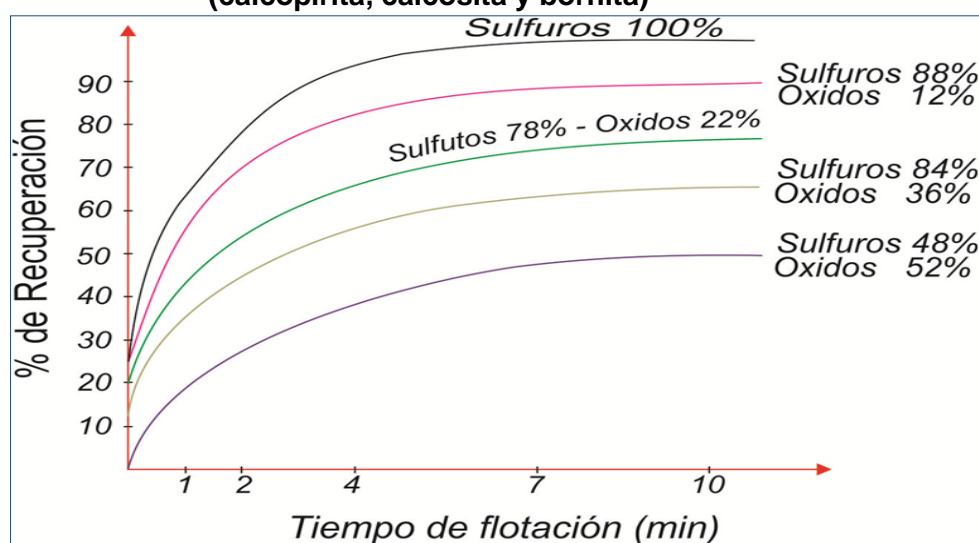
Por eso los relaves contienen mayormente productos no liberados y lamosos.

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°8 muestra como disminuye la flotabilidad de un mineral de cobre en relación con su oxidación progresiva.

Figura N°08: Influencia de la oxidación sobre la flotabilidad de sulfuros de cobre (calcopirita, calcosita y bornita)



Fuente: Sutulov, A. (1963)

2.7.4. Dosis de Reactivos

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

2.8. TIPOS DE REACTIVOS EN LA FLOTACION

Los reactivos de la flotación (colectores, depresores, activadores, dispersantes, etc.) se mezclan con agua para ser usados en la planta concentradora. Las soluciones preparadas son empíricas; por ejemplo, para preparar 10 litros de Z-6 al 5 % se toma 0.5 g de Z-6 y se agrega agua hasta completar el volumen de 10 litros.

Las soluciones más concentradas de reactivos tienen < 1.08 g/ml de densidad.

2.8.1. Colectores

Es un reactivo químico orgánico del tipo surfactante, que tiene la propiedad de adsorberse selectivamente en la superficie de un mineral y lo transforma en hidrofobicas.

Ejemplos: xantatos en la flotación de sulfuros; ácidos grasos en la flotación de oxi – minerales.

Los surfactantes son moléculas de carácter de carácter doble, que presentan un grupo polar y un grupo no polar. Los surfactantes cumplen dos papeles fundamentales en flotación:

Se adsorben en la interface solido/líquido y actúan como colectores tornando hidrofobia a la superficie de ciertos minerales.

Influye en la cinética de la adhesión partícula/burbuja, actuando como espumantes. Errol G., K. (1990)

2.8.2. Modificadores

Estos reactivos pueden ser de tres tipos: modificadores de pH, activadores y depresores.

2.8.3. Espumantes

Es un reactivo químico orgánico del tipo surfactante, que se adiciona a la pulpa con el objetivo de estabilizar la espuma en la cual se encuentra el mineral de interés. Ejemplo: metillsobutil carbinol (MIBC), aceite de pino, etc.

2.9. FUNDAMENTO TERMODINAMICO Y CINETICO DEL PROCESO DE FLOTACION

La flotación es un proceso que involucra el estudio de las propiedades de las interfaces. Una de las formas de caracterizar una inter fase es por la medida de la adsorción.

La adsorción puede definirse como la concentración de una entidad química (iones y moléculas) en una interface.

La adsorción generalmente se expresa en moles o moléculas de adsorbido por área de interface.

Es un fenómeno espontaneo y exotérmico es común la clasificación de la adsorción, con base en la naturaleza de la interacción adsorbido/adsorbente en adsorción física (fisisorción) y adsorción química (quimisorción).

2.9.1. Adsorción Física y Adsorción Química

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 cuadro N°02

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 cuadro N°02

Cuadro N°02: 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; Alquilsulfonato ($R - SO_3^-$), alquilamina ($R - NH_3$).	Thiolicos o sulfhídricos (alquil xantatos), sobre minerales sulfurados.
Espumantes	Si	No

Fuente: Gutierrez, M. I. (17 de Agosto de 2010).

2.9.2. Adsorción Específica y Adsorción no Específica

Adsorción no específica:

Ocurre como respuesta a la atracción puramente electrostática es rápidamente reversible no pudiendo revertir el signo de la carga original del adsorbente.

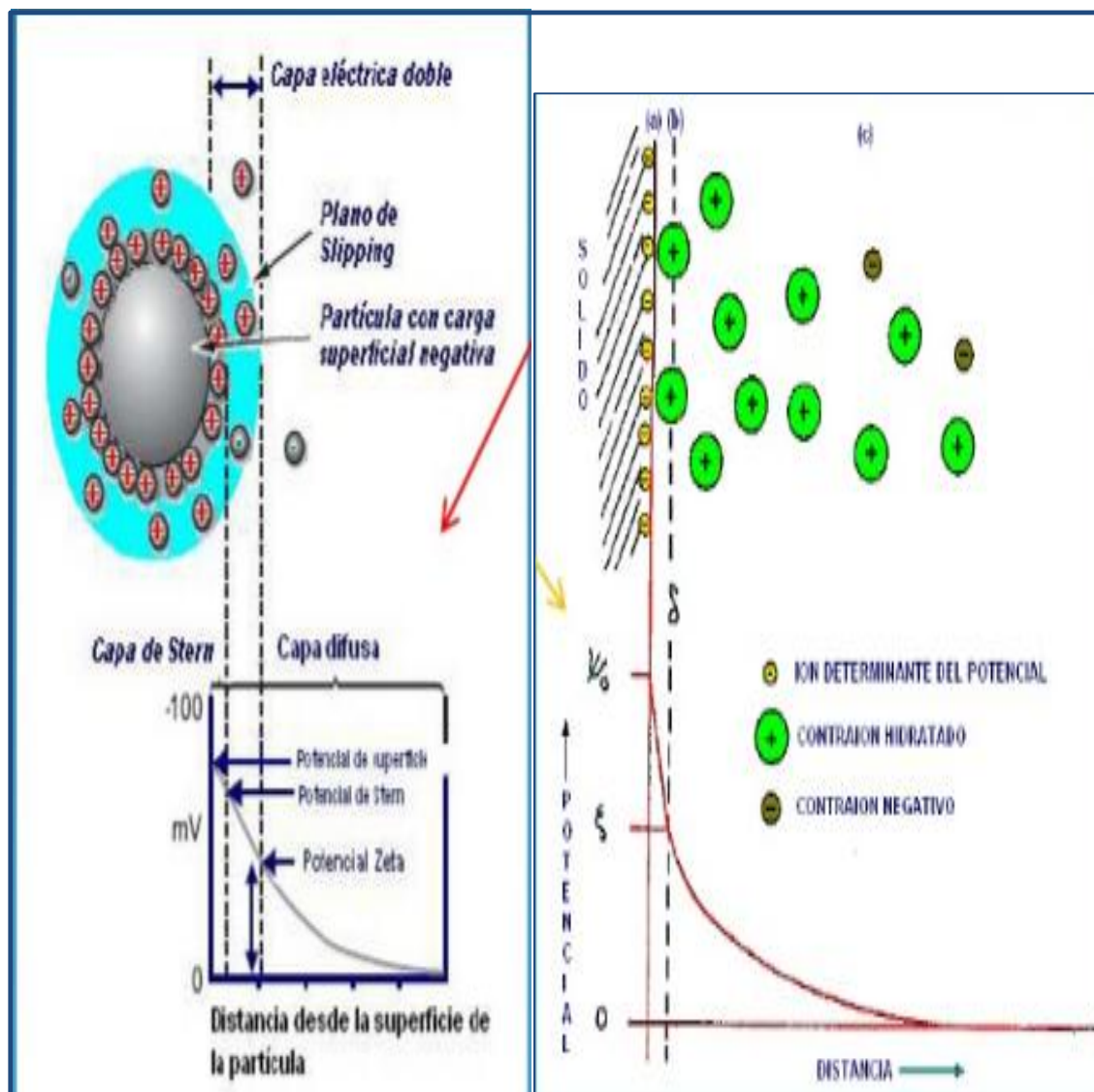
Adsorción específica:

La contribución electrostática puede ser irrelevante y especies adsorbidas específicamente pueden aumentar, reducir, anular o revertir la carga original del adsorbente es relativamente lenta e irreversible.

2.9.3. Teoría de la Doble Capa Eléctrica en la Flotación

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

Figura N°09: Esquema idealizado de la capa eléctrica doble



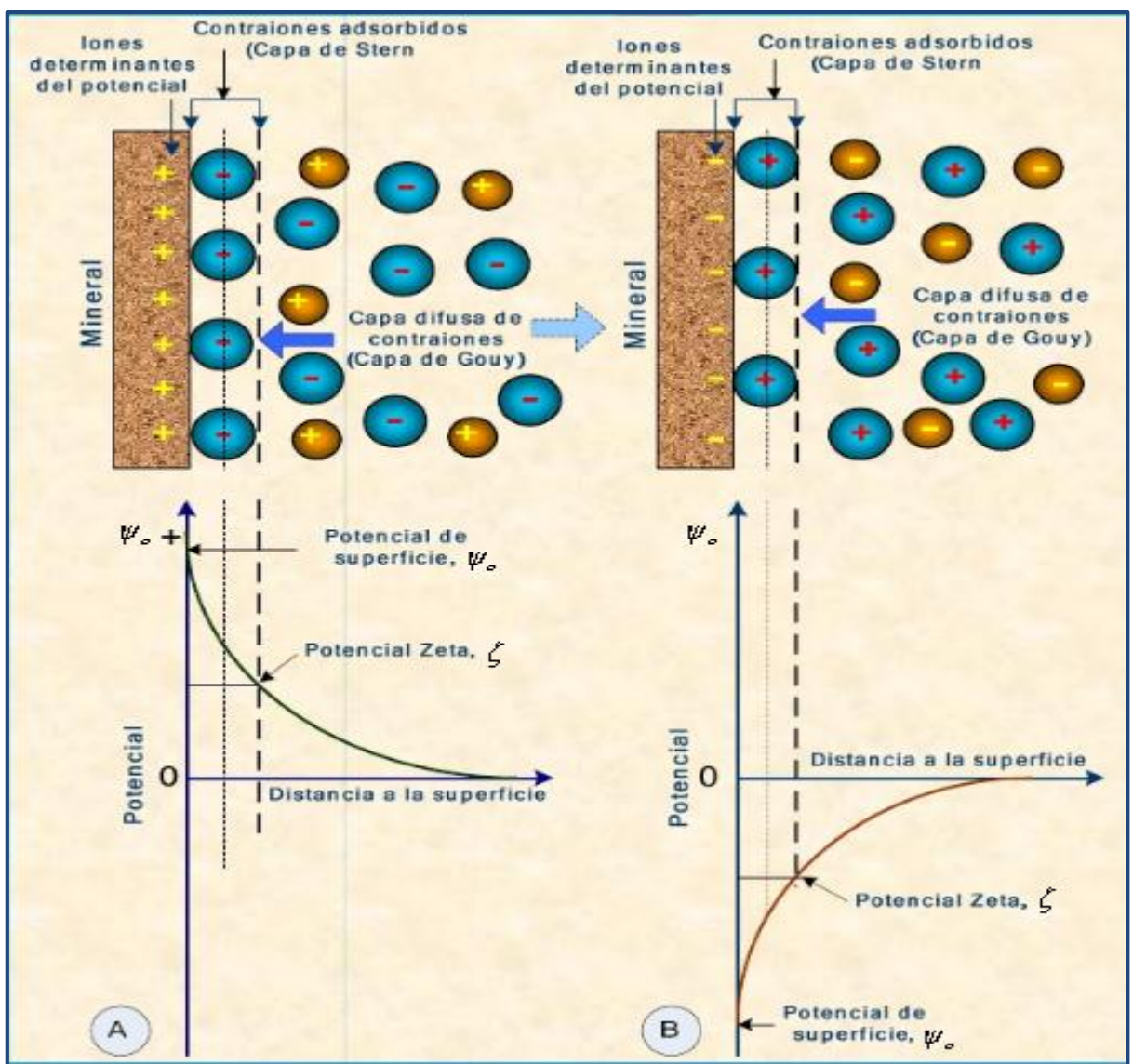
Fuente: Gutierrez, M. I. (17 de Agosto de 2010).

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°09) 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.

2.9.4. Efectos de la Doble Capa Eléctrica en el Proceso de Flotación

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



Fuente: Gutierrez, M. I. (17 de Agosto de 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 lamitas "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.

2.9.5. Flotación de Sulfuros

La diferencia de la composición química, estructura cristalológica y solubilidad en agua, están entre los aspectos con mayor grado de diversidad entre los minerales oxidados. También la gran variedad de colectores aniónicos y catiónicos, usados en la flotación de estos minerales, con grandes diferencias de propiedades químicas presenta complejidad bastante mayor que la de los tiosulfuros usados en la flotación de sulfuros.

2.9.6. Flotación de no Sulfuros

Sean propuestas algunas teorías para explicar los mecanismos de adsorción de colectores (catiónicos o aniónicos) en superficies de minerales no-sulfuros (óxidos, silicatos, carbonatos, fosfatos, nitratos, sulfatos y otros.)

De entre estas teorías se destacan:

- ✓ Teoría de la adsorción iónica o de la formación de hemi-micelas.
- ✓ Teoría de la solubilidad.
- ✓ Teoría de la formación de complejos ióno moleculares

2.9.7. Teoría de la Adsorción Iónica o de la Formación de Hemi-micelas.

Esta teoría se debe a Gaudiny Fuerstenauey en ella se admite que los colectores son adsorbidos de acuerdo con dos mecanismos principales:

1. Interacción electrostática de iones colectores y la superficie del mineral de acuerdo con la teoría de la doble capa eléctrica.
2. Asociación de las cadenas hidrocarbonadas de los iones colectores por fuerzas laterales de Van de Waals, formando hemi-micelas.

CAPITULO III

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

3.1. DISEÑO DE INVESTIGACION

El diseño de investigación que se aplicó para el trabajo es de tipo experimental aplicada mediante la correlación de datos y muestras representativas extraídos durante el trabajo, la información recopilada sirvió para reconocer las variables e indicadores más importantes para el tipo de trabajo que se fue experimental aplicativo a nivel industrial.

Usando el diseño factorial de tres variables (algoritmo de yates) con ello determinamos el comportamiento y efectos de cada variable permitiendo la elaboración de las conclusiones de la optimización de la flotación del concentrado Bulk (Cu-Au).

3.2. MUESTRA Y RECOLECCION DE DATOS

La muestra es materia de estudio, es concentrado del proceso de flotación, del procesamiento diario de la CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.-NAZCA. Para la obtención de datos importantes y representativos, emplearemos procedimiento de toma de datos y muestras; durante el trabajo, con el fin de obtener un composito mensual de la muestra representativa.

Para evaluar las variables de influencia en la etapa de flotación, los datos se aplicaron con un diseño factorial de tres variables (algoritmos de yates) para determinar los variables que intervienen en la flotación del cobre - oro según a la necesidad en cuya tabla se registraran los análisis granulométricos, densidad

de pulpa, consumos de reactivos, objetos de estudio y la variable dependiente obtenidas.

3.3. OPERACIONALIZACION DE VARIABLES

Para el procedimiento de los datos se aplicara el método diseño estadístico factorial de tres variables; para identificar la influencia de las variables, en la flotación del Cobre – Oro.

3.3.1. Variables Independientes

X1 = Colector MBT (g/Tn).

X2 = Granulometría (μm).

X3 = Tiempo de flotación (min).

3.3.2. Variable Dependiente

Y1 = % de recuperación.

3.4. INSUMOS QUIMICOS

Colectores:

- * Mercapto Benzotiazol sódico (MBT)

Activadores de óxido de Cobre:

- AEROFLOAT:..A – 404

Promotores:

- ✓ Promotor AEROFLOAT: A – 208
- ✓ Aerophine: A – 3418

Modificadores:

- Cal viva

Espumante:

- Dowfroth: D – 250
- Xantato amílico de potasio (z - 6)

3.4.1. Equipos e Instrumentos

- Sacos de polietileno
- Chancadora de quijadas 21/4 x 31/2
- Baldes plásticas.
- Mallas Tyler
- Participación mecánicas 10 recipientes giratorias
- Plumón indeleble
- Molino de bolas de mesa de rodillos
- Cronometro
- Probeta de 1 l.
- Pizeta
- Cocina eléctrico
- Periódico
- Brocha
- Balanza de 250 g.
- Celda de flotación Denver de 1.5 g. de capacidad.
- Embuto de pírrex (10 cm de φ)
- Vasos de pidos de 500 ml.(3)
- Matraz enlenmeyer 500 ml (3)
- Pipetas de 10 ml (2)
- Baguetas de vidrio (3)
- Densímetros (1)
- Papel filtro n° 10

3.4.2. Equipos de Protección

- Mameluco.
- Tapón de oídos
- Mascara de silicona / contra gases y polvo.
- Guantes de jebe.
- Gafas de seguridad.
- Botas o calzados de seguridad

3.5. PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

3.5.1. Preparación de Muestras.

La preparación de muestras consta de dos bloques, el primero de chancado y zarandeo y el segundo de homogenización y partición de muestras.

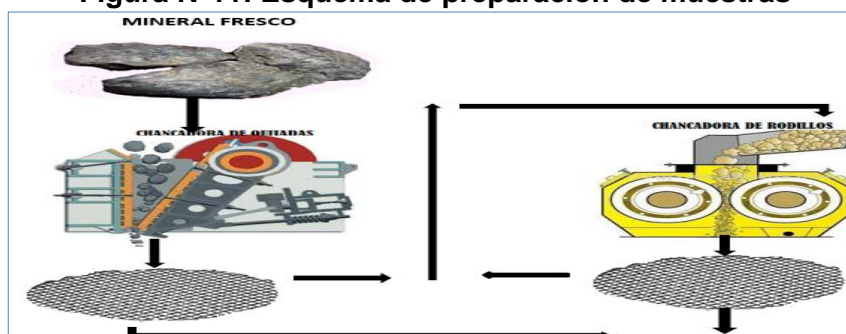
3.5.2. Chancado y Zarandeo.

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 dos chancadoras: una de quijada (primaria) con abertura de descarga "set" de $\frac{1}{2}$ y otra de cónica (secundaria) con abertura de descarga de 1.5 mm el producto de cada chancadora fue 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 chancadora de rodillos.

El bajo tamaño de la malla del producto de la segunda chancadora conjuntamente con los finos de la chancadora de quijada fueron unidos para conformar el producto final, mientras que los gruesos se juntaron con los gruesos de la chancadora de quijada para que nuevamente sean alimentados a la segunda chancadora. El esquema de preparación de muestras se aprecia en la figura.N°11

Figura N°11: Esquema de preparación de muestras



Fuente: Elaboración propia

3.5.3. Homogenización y Particular de Muestras.

Una vez reducida de tamaño, los 70 g 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

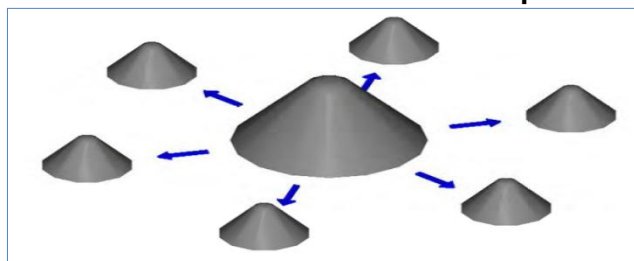
verdadero y posteriormente cada uno de estos cúmulos fueron sometidos a una partición mecánica mediante divisores sectoriales para obtener sub - muestras de 1000 g. aproximadamente cada una.

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° 12, las fracciones obtenidas por el paleo fraccionado.

Figura N°12: Obtención de cúmulos mediante paleo fraccionario



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

3.6. DETERMINACION DE LAS CURVAS DE CINETICA DE MOLIENDA

Se realizó diversas pruebas de molienda para determinar las curvas de cinética de molienda.

Estas curvas permiten estimar los tiempos a los que deben estar sometidas las partículas dentro del molino para alcanzar una granulometría requerida.

Figura N°13: Molino de laboratorio experimental



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

Se empleó un molino de 5 200 cm³ (18.0 cm ϕ , 22, 5 cm) ver figura N°13, estándar para el laboratorio experimental. Cuya carga de bolas fue determinada mediante la siguiente fórmula de masa de bolas:

$$M_{bolas} = J \times V_{molino} \times (1 - \varepsilon) \times \delta_b \quad (1)$$

Dónde:

M_{bolas} = Masa de bolas

J = fracción de llenado del molino

V_{molino} = volumen del molino

ε = porosidad del lecho

δ_b = densidad de bola.

$$J = 0.4$$

$$V_{molino} = 5\,200 \text{ cm}^3$$

$$\varepsilon = 0.4$$

$$\delta_b = 7.85 \text{ gr/ cm}^3$$

Luego reemplazando en la ecuación (1)

La masa de las bolas (M_{bolas}) resulta en 9796.8 gramos (peso teórico). Ver cuadro N°03. Distribución de tamaño de bolas en la carga del molino experimental. Las muestras provenientes del paleo fraccionado 1000 g aprox. serán diluidas hasta 65% de sólidos para moler a 70 rpm (70% velocidad crítica). Los tiempos de molienda empleados para la serie de pruebas fueron 4, 8, 12, 16, 20, 24, 28, 32 y 36 minutos.

Cuadro N°03: Distribución de tamaño de bolas en la carga del molino experimental

N° DE BOLAS	DIAMETRO (pulgadas)	PESO TOTAL (gramos)	% DE BOLAS
8	1 ½"	1 966.10	20
69	1"	4 937.70	50
69	¾"	2 984.93	30
TOTAL: 146		9 888.73	100

Fuente: elaboración propia

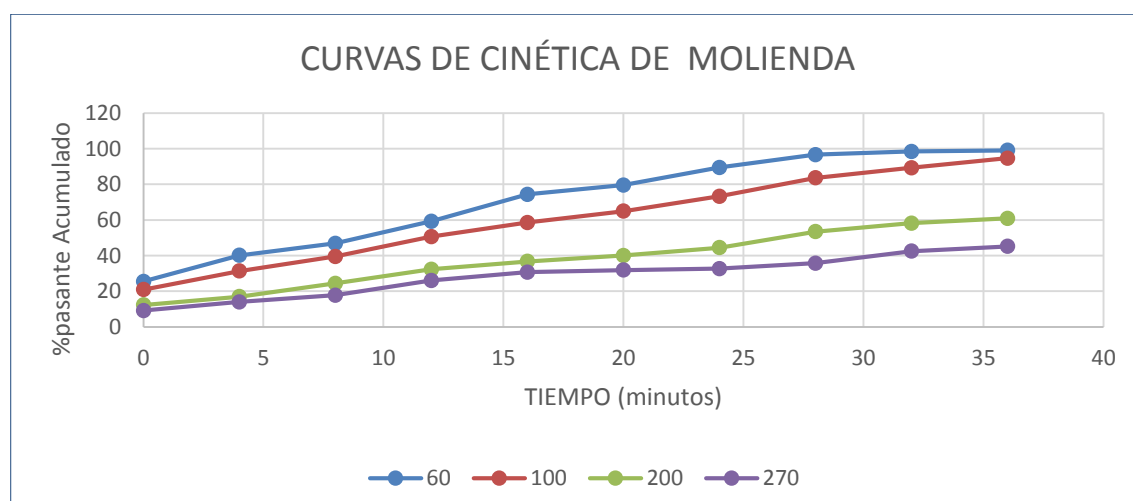
Se ensayó el análisis granulométrico, empleando mallas Tyler 60, 100, 200 y 270. Con los productos de molienda y la muestra inicial, se determinó el porcentaje pasante acumulado que se muestra en el cuadro N°04 y las curvas de cinética de molienda.

Cuadro N°04: Porcentaje pasante acumulado para las pruebas de molienda

	MALLA TAYLER	60	100	200	270
TIEMPO (minutos)	0	25.51	20.87	12.25	9.16
	4	40.12	31.35	16.98	13.97
	8	46.85	39.52	24.39	17.74
	12	59.28	50.66	32.33	25.98
	16	74.33	58.52	36.67	30.68
	20	79.59	64.93	40.05	31.85
	24	89.48	73.32	44.46	32.62
	28	96.65	83.59	53.46	35.71
	32	98.42	89.27	58.14	42.44
	36	99.07	94.69	60.85	45.16

Fuente: elaboración propia

Figura N°14: Curvas de cinética de molienda



Fuente: elaboración propia

3.7. CALCULO DEL WORK INDEX

Las pruebas se realizaron en el laboratorio de la empresa CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.- NAZCA, el método utilizado para el cálculo de Work index es el método Standard propuesto por Bond, consiste en operar un circuito de molienda discontinuo (molino de laboratorio) y un tamiz, hará las veces de un clasificador.

Cuando trabaja un molino en continuo; el molino utilizado tiene como medidas 12"x12" con ángulos interiores redondeados para facilitar la descarga

del mineral molido, gira a 70 RPM; la carga de bolas es la siguiente ver cuadro N°05.

Cuadro N°05: Carga de bolas para el molino

N° DE BOLAS	TAMANO	% EN PESO
45	1.47"	43.7
66	1.15"	35.8
15	1.00"	3.3
70	0.85"	10.0
89	0.61"	7.2

Fuente: elaboración propia

En la distribución de bolas tiene un peso aproximado de 9 888.73 Kg y se aproxima a una distribución dada por la ecuación:

$$y = \left(\frac{d}{B}\right)^{3.81}$$

Donde

Y = porcentaje de distribución

d = diámetro de la bola para cada calculo

B = mayor tamaño de reemplazo = 1.65"

Se prepara la muestra, pasante a la malla -10 el 100% se realiza el análisis granulométrico, ver cuadro N°06.

Cuadro N°06: Porcentaje en peso hallado de la muestra (análisis granulométrico)

MALLA TAYLER	Abertura MICRONES	f(x) % peso retenido	G(x) %peso Acumulado(+)	F(x) %peso Acumulado(-)
12	1397	8.81	8.81	91.19
14	1168	8.93	17.74	82.26
20	833	10.36	28.10	71.90
28	589	7.20	35.30	64.70
35	417	6.10	41.40	58.60
48	295	5.80	47.20	52.80
65	208	5.60	52.80	47.20
100	147	4.90	57.70	42.30
150	104	11.20	68.90	31.10
200	74	12.80	81.70	18.30
270	53	9.70	91.40	8.60
-270		8.60	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Con los datos de la tabla se calcula el F80:

Calculo del F80:

$$F80 = (1168 - 833) (80 - 71.9) + 833 (82.26 - 71.9)$$

$$F80 = 1094.93 = 1095$$

La carga circulante es 250 % el porcentaje de material pasante la malla 100 es 42,3%.

La gravedad específica es 2.68

El peso de 700 cm³ de mineral es 1876 g

El undirze del tamiz es $F = 1876 / 3.5 = 536$ g

Primer ciclo:

Se carga al molino 1876g de mineral (700 m3) y se deja correr 100 revoluciones, luego se para y se tamiza el producto con la malla 100, obteniéndose que pasa 872.358 g

Inicialmente había $1876 \times 0.423 = 793.548$ g de -100 mallas

Cantidad de material -100 mallas producido en este ciclo = $872.358 - 793.548 = 78.81$ g

Producto por revolución = $78.81/100 = 0.7881$ g - 100 malla/revolución

El undersize del tamiz es 536 g pero se obtuvieron 872.358 g por lo que se debe hacer otro ciclo para corregirlo.

Para ello se alimenta mineral fresco al molino en un peso igual a 872.358 g de este material $872.358 \times 0.423 = 369$ g será -100 mallas; como se requiere llegar a 536 g de -100 mallas y se conoce que el molino produce 0.7881 g - 200 mallas/revolución, serán necesarios :

$$(536 - 369)/0.7881 = 211.9 \cong 212 \text{ revoluciones}$$

Los siguientes ciclos de análisis granulométrico se pueden apreciar en el cuadro N°07.

Cuadro N°07: Ciclo de análisis granulométrico

ciclo	Revoluciones	Alimento fresco			Producto		Molienda		Calculo de N° de revoluciones
N°	N°	Peso total	peso+ 100M	peso- 100M	peso+ 100M	Peso- 100M	Total- 100M	Por revol.	
1	100	1876.000	1082.42	793.58	1003.642	872.358	78.81	0.7881	212
2	212	872.358	503.358	369.00	1334.460	537.54	168.54	0.795	388
3	388	535.540	310.140	227.40	1363.420	512.58	285.18	0.735	434
4	434	512.580	295.760	216.82	1345.010	530.99	314.17	0.7239	430
5	430	530.990	306.39	224.60	1341.80	534.20	309.60	0.7200	431
6	431	534.20	308.30	225.90	1338.06	537.94	312.04	0.724	426
7	426	537.94	310.44	227.50	1340.12	535.88	308.38	0.7239	427
8	427	535.80	309.10	226.70	1340.36	535.64	308.93	0.7235	

Fuente: Elaboración propia

Se realiza el análisis granulométrico del último ciclo (8) y se tiene en el cuadro N°08.

Cuadro N°08: Análisis granulométrico del último ciclo (8)

MALLA TAYLER	abertura	F(x)	G(x)	F(x)
65	208	2.50	2.50	97.5
100	147	6.61	9.11	90.89
150	104	8.30	17.41	82.59
200	74	4.09	21.50	78.50
270	53	45.30	66.80	33.20
-270		33.20	100.00	

Fuente: Elaboración propia

Se tiene:

$$P80 = (104 - 74)(80 - 78.4) + 74(82.58 - 78.5)$$

$$P80 = 85 \text{ micrones}$$

Para hallar el Word index se usa:

$$w_i = \frac{44.5(10-10)}{P^{0.23} GB^{0.82} \sqrt{P80} \sqrt{F80}} \tag{2}$$

Donde:

W_i = Word index

P = abertura en micrones de la malla para cerrar el ciclo de remolienda = 174μ (malla 100).

GB = número de gramos molido por revolución, promedio de los tres últimos ciclos:

$$= (0.724 + 0.7239 + 0.7235)/3 = 0.7238 \text{ g/Rev.}$$

P_{80} = Producto - 100 mallas del último ciclo = 85 μ

F_{80} = Mineral triturado a -10 mallas = 1095 μ

Reemplazando en (2)

$$Wi = \frac{44.5}{(147)^{0.23}(0.7238)^{0.82}} \frac{(10 - 10)}{\sqrt{85} \sqrt{1095}}$$

$$Wi = 14.402 \text{ kw} - h.$$

CAPITULO IV

CARACTERIZACION DEL AREA DE INVESTIGACION

4.1. UBICACIÓN

La planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMIMERO SAN HILARION SAC.-NAZCA, se encuentra ubicada en el distrito de Nazca, provincia de Nazca, departamento de Ica, en el paraje denominado Pajonal bajo, a 463.1 km, al sur de Lima, a 700 metros de la panamericana sur, hacia el oeste, es una empresa privada formalizada, con una capacidad promedio de 200TMH/Día.

Figura N°15: Ubicación de planta de minerales san Hilarión



Fuente: Elaboración Propia

4.2. VIAS DE ACCESO

Para acceder a la planta desde la región de Puno se usa la carretera asfaltada vía Puno – Juliaca – Arequipa – Nazca. Usando la carretera panamericana sur.

Cuadro N°09: Vías de acceso

localidad	Distancia (Km)	Tiempo de viaje(hr)	Tipo de ruta
Puno - Juliaca	45	0.45	Asfaltada
Juliaca - Arequipa	220	5	Asfaltada
Arequipa - Nazca	470	9	Asfaltada
Nazca – San Hilarión	13.7	0.15	Asfaltado

Fuente: Elaboración Propia

4.3. CLIMA Y TEMPERATURA

Presenta un clima semi-cálido, seco y árido con presencia de vientos constantes por estar ubicado en la zona costera y formando parte de un desierto pre montano.

La temperatura en el área corresponde al clima semi – cálido, registrada en la estación meteorológica de la SENAMHI (545 msnm, latitud de 32.32°C para febrero y una temperatura mínima media mensual de 7.9° registrada en agosto).

4.4. FLORA Y FAUNA

Debido a la ubicación de los componentes del proyecto, cercanos a la quebrada, y como las actividades propias de esta etapa no afectan a la flora de alguna manera si a la fauna silvestre que es más sensible al ruido y las actividades humanas.

- Se iniciará la plantación de cercos vivos perimetrales con la finalidad de prevención del ingreso de fauna terrestre al área del Proyecto San Hilarión.
- Se concientizará a la población y a los trabajadores sobre la preservación y cuidado de la especie “Casi Amenazada” (NT) “perdiz”, lagartija.

Sin embargo el incremento del área verde en el proyecto a consecuencia de la aplicación a este respecto, fomentará esta flora y fauna. Por lo tanto, se ha calificado estos impactos a la vegetación y fauna silvestre como menor.

4.5. ECONOMIA LOCAL

El proyecto impactará positivamente en las actividades económicas especialmente en el centro poblado San Luis del Pajonal con el requerimiento de mano de obra y de servicios.

De igual manera este impacto se hará extensivo a las áreas de influencia indirecta, por los servicios que las operaciones demandaran, en vista de que cuando una parte de la población local incrementa su economía, incrementa el movimiento económico de la zona. Por ende este impacto se considera positivo.

- Las áreas de trabajo contarán con carteles de señalización.
- Los trabajadores deberán contar con equipo de protección personal.
- Se establecerán programas de instrucción y capacitación en seguridad minera a todos los trabajadores.
- Regular la presencia de los trabajadores limitando su permanencia solo en el área donde realicen su trabajo.

4.6. GEOLOGIA

El terreno del Proyecto se encuentra sobre depósitos eólicos y aluviales, con materiales fluviales, aluvionales o la combinación de estos, constituyendo una serie de terrazas levantadas del actual cauce de ríos y quebradas.

Con sedimentos arenosos, limosos a gravosos sub angulosos a sub redondeados, su matriz arenosa-limosa es suelta de origen glacial, intercalan lentes recientes originadas por las avenidas de flujo aluvionales de lodos de la cuenca alta que las pampas áridas ocurridas históricamente.

4.7. HIDROLOGIA.

El agua es muy importante, el agua superficial dentro de la zona de influencia de la planta no existe, el agua del río las trancas es muy temporal

solo en los meses de Enero y Febrero de cada año debido a las precipitaciones fluviales que ocurren en la zona de Uchuytambo, caso contrario no hay flujo de agua.

Por lo tanto se tiene que usar agua subterránea, la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMIMERO SAN HILARION SAC.-NAZCA. Posee un pozo tubular de 80 m. aproximadamente de profundidad para suministro de agua para las actividades propiamente dichas de la Planta, para riego de la zona de desplazamiento de los vehículos y actividades domésticas.

4.8. GEOMORFOLOGIA

El escenario geomorfológico presenta un relieve suave por formar parte de una zona de terraza que anteriormente fue un fondo marino, la altura en la que se emplaza es de 518 msnm y a medida que se avanza al este empiezan los cerros alcanzando alturas de hasta 1000 msnm.

4.9. PROCEDENCIA DEL MINERAL

Los minerales llegan a la planta, mediante camiones y volquetes de capacidades de 18 a 22 m³. Provenientes de centro de acopios y proveniente de las diferentes labores de la mina Chavincha (70%), y las del distrito de Acarí (La verde, Huarato y Machaynilloc) y otras de propiedad de la empresa Antacolqui (Amalia).

4.10. CLASIFICACION DEL MINERAL ACOPIADO

Entre los diversos minerales que llegan a la planta los principales son:

Parte Valiosa

Sulfuros

- ✓ Chalcopirita: CuFeS_2
- ✓ Calcosina: Cu_2S
- ✓ Bornita: Cu_5FeS_4
- ✓ Covelina: CuS .

Óxidos

- ✓ Cuprita: Cu_2O

- ✓ Tenorita: (CuO)
- ✓ Malaquita: $\text{Cu}_2 \text{CO}_3 (\text{OH})_2$
- ✓ Calcantita: $\text{CuSO}_4 \cdot 5(\text{H}_2\text{O})$
- ✓ Crisocola: $(\text{Cu Al})_2 \text{H}_2\text{Si}_2\text{O}_5 (\text{OH})_4 \cdot n(\text{H}_2\text{O})$

Parte no valiosa

- Sulfuros de Hierro: Pirita (FeS_2)
- Oxido de Sílice: Cuarzo (SiO_2)
- Óxidos de Hierro: Hematitas, Limonitas
- Calizas: Calcita: CaCO_3

4.11. FLOW SHEET DE LA PLANTA

Adjunto en anexos.

4.12. OPERACIONES UNITARIAS

4.12.1. Recepción de Mineral

Los minerales provenientes de las diferentes labores mineras llegan hacia la planta de tratamiento de minerales CORPORACION AGROMIMERO SAN HILARION SAC.-NAZCA. Por medio de volquetes entre de 18 a 22m³/viaje, durante las 24 horas del día, obedeciendo los tres turnos de trabajo establecido. Luego de un previo pesaje en una balanza digital, marca PESAMATIC de 100 TM de capacidad Y 22 m. de largo. (Ver foto N°01 anexos N°05)

El almacenamiento de los minerales en la cancha de gruesos será temporal, debidamente clasificados por su calidad y características de los minerales. Puesto que el tratamiento de los minerales será continuo conforme se van recepcionando.

4.12.2. Sección Chancado.

En esta sección se opera entre 16 a 17 horas/día. El mineral de la cancha se alimenta a través de un mini-cargador frontal BOBCAT. Y un cargador frontal 950, a la tolva de gruesos efectúa un mezclado adecuado de

los minerales de acuerdo a su característica y calidad. (Ver foto N°02 anexos N°05)

La recepción del sección chancado tiene una parrilla de rieles que impiden el paso de minerales grandes a la tolva cuya abertura de separación entre riel y riel es de 8" por donde ingresa el mineral de un tamaño <8". De la tolva de gruesos el mineral pasa a una chancadora primaria de quijada 16"x24" (ver foto N°03 anexos N°05).

El mineral producto de esta operación sale con un tamaño <3"Ø que a la vez es transportado por una faja transportadora (1) de 10 m., hacia una zaranda vibratoria 3"x6" que tiene una malla metálica de ¾" x ¾" de abertura obteniéndose dos productos un mineral de 100 % - ¾" que va directamente a las tolva de finos y el producto + ¾" es transportado por una faja transportadora (2) de 15 m., de longitud hacia una chancadora cónica symos Cuyo set es ¾" (ver foto N°04 anexos N°05) el mineral resultado de esta operación es un mineral de un tamaño promedio < ¾" que a su vez es trasladado por una faja transportadora (3) de 15 m., de longitud nuevamente a la faja (1) que lleva el mineral a la zaranda vibratoria formando así un circuito cerrado.

El producto de la sección de chancado alimenta a la tolva de finos que vendrían a ser el depósito de mineral fino para abastecer a los molinos. (Ver foto N°05 anexos N°05)

4.12.3. Sección Molienda

La liberación de los elementos valiosos del mineral, se realizarán en dos etapas:

molienda primaria y secundaria: El mineral almacenado en la tolva de finos de 140 TM de capacidad, se extraerá mediante un Chut de descarga, con compuerta graduada y una faja transportadora (4) de 20"x10"m., y se alimentará al molino primario de bolas de 6`x 6`, (ver foto N°06 anexos N°05) el control del tonelaje se realizará mediante una balanza electrónica-digital de faja; el tamaño promedio de alimentación a este circuito será de ¾" – 1/2" (F80 = 1095µ) y el tamaño promedio del producto será de 120µ (74 % malla -200), la descarga del

molino primario se alimentará a una bomba WARMAN 4"x3", que impulsará la pulpa a un Hidrociclón Krebs D-10B.

Esta a su vez clasificará dos productos , el rebose (Finos) con una densidad de pulpa de 1200 g/l, se enviará a un banco de dos celdas de 24 pies³ cada uno (DENVER 32'x32'), que actuará como celda unitaria (flotación Bulk), extrayendo concentrado final, y las arenas (Gruesos), con una densidad de pulpa de 2,000 g/l, se alimentará al Molino Secundario de bolas de 5`x 5`, (ver foto N°07 anexo N°05).

Para la realización de una molienda secundaria y cuya descarga será alimentado al cajón de la bomba WARMAN 4"x3", trabajando de esta manera en circuito cerrado de remolienda.

Esta sección constará de dos circuitos de flotación, cuyas características permitirán efectuar solamente una sola flotación del tipo Bulk, (ver foto N°8 anexo N°05) además contará con un circuito flexible de celdas horizontales 38'x38' para la separación de Concentrados, orientados a producir.

El 100 % de las colas de la celda unitaria Dúplex 32'x32', se descarga en la primera celda circular W. Serrano 6´x 7´, cuyas espumas van a las cochas de concentrado final y la cola descarga en la 2ª celda circular 6´x 7´ (1er Rougher), las colas de ésta descarga a la 3ª celda circular 6´x7´(2º Rougher) y las espumas descargan a la celda DENVER 32'x32', de limpieza, cuyas espumas se juntan a las espumas de la 2ª celda circular y mediante una bomba Warman de 3"x2" descargan en las cochas de almacenamiento de concentrados.

Las espumas de la 3ª celda circular se unen a las espumas de la limpieza y retornan a la 2ª celda circular, (ver foto N°9 anexo N°05) las colas de la 3ª celda circular descargan al primer banco de 04 celdas horizontales 38"x38"(primer Scavenger) y las espumas de ésta descargan a la 2ª celda circular, mediante una bomba Warman 3"x2", las colas del primer Scavenger descargan al 2º banco de 04 celdas horizontales (2º Scavenger), (ver foto N°10 anexo N°05) cuyas espumas retornan al primer banco Scavenger, y las colas

descargan al cajón de la bomba 5"x4", para ser trasladados mediante una tubería de 4" a la cancha de relaves.

4.12.4. Secado del Concentrado

La planta de tratamiento de minerales cuenta con 4 cochas de sedimentación con una capacidad promedio de 25 a 30 TMH de concentrado seco. Normalmente las cochas se desaguan por 3 días; se adiciona un floculante para acelerar la sedimentación del concentrado; transcurriendo este tiempo es vaciado sobre la losa adjunta a estas cochas que es del tamaño de una cancha de futbol (300 m x 100 m). (Ver foto N°11 y 12 anexo N°05).

4.12.5. Relave

El material, denominado relave, será enviados mediante una bomba de pulpa horizontal de 5"x4"y tuberías de polietileno de 4"Ø, hasta la cancha de deposición de relaves. (Ver foto N°13 anexos N°05).

La deposición de relaves será efectuada mediante el método de Segregación Idealizada de Tamaño de partículas y de descarga paralela en dos puntos en forma manual, aguas abajo, la descarga se realizará por medio de hidrociclones D10 – B, los mismos que irán cambiando de ubicación a lo largo del dique o muro de arranque, el Overflow (Finos) ingresarán a la cancha de relaves y el underflow (Gruesos), pasarán a conformar el muro de contención con un talud apropiada y natural. La decantación del agua se realizará en forma natural y será en la parte frontal de la descarga que serán evacuados por medio del sistema de quenas, hasta las pozas de sedimentación y recirculados (4.84 L/s). (Ver foto N°14 anexos N° 05) hacia los tanques rectangulares de 50m³ de capacidad de agua de la concentradora, mediante 3 Bombas Hidrostral de 3"x3", en serie, accionados por motores de 30 HP c/u, evitando de esta manera algún afluyente aguas abajo y volver a utilizarla en la planta.(ver foto N°15 anexo N°05).

CAPITULO V DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1. RESULTADOS OBTENIDOS

Prueba N°: 01

Peso de muestra : 1 Kilogramo

Grado de Molienda: 74 % Malla -200

PH Natural : 7.0

PH Flotación Cu : 11.0

Cuadro N°10: Prueba N°01 de la flotación

REACTIVOS	% SOLUCION	MOLIENDA t= 15.00 min	FLOTACION: COBRE- ORO				REACTIVOS	
			ACONDICION. ROUGHER t= 8.00 min	FLOTACION ROUGHER t= 5.00 min	ACONDIC. SCAVENGER t= 8.00 min	FLOTACION SCAVENGER t= 5.00 min	TOTAL	CONSUMO
Cal	Puro	6 g	-	-	-	-	6 g	6.00
Xantato Z-6	1 %	-	15 cc	10 cc	-	25 cc	25 cc	0.25
404	1 %	-	-	1 cc	-	1 cc	1 cc	0.010
3418	1 %	1 cc	-	-	-	1 cc	1 cc	0.010
MBT	1 %	4 cc	4 cc	-	-	8 cc	8 cc	0.080
A - 208	1 %	1 cc	-	1 cc	-	2 cc	2 cc	0.020
D -250	Puro	-	2 gotas	2 gota	-	4 gotas	4 gotas	0.080

Fuente: Elaboración propia

Cuadro N°11: Balance metalúrgico de la prueba N°01

PRODUCTO	GRAMOS	LEYES		% DE RECUPERACION			CONTENIDO METALICO		
		%Cu	%Cu OX	Cu Tot	CuOX	Au	Cu	Cu Ox	Au
CABEZA	1000.00	3.20	1.00	100	100	100	32.000	10.000	4.500
CONCENTRADO	93.24	26.54	6.35	77.33	59.20	91.41	24.746	5.921	9.650
RELAVE	906.76	0.80	0.45	22.67	40.80	8.59	7.254	4.080	0.907
CAB CAL	1000.00	3.20	1.00	100	100	100	32.000	10.001	10.557

Fuente: Elaboración propia

Prueba N° 02
 Peso de muestra : 1 Kilogramo
 Grado de Molienda : 74 % Malla -200
 PH Natural : 7.0
 PH Flotación Cu : 11.0

Cuadro N°12: Prueba N°02 de la flotación

REACTIVOS	SOLUCION %	MOLIENDA	FLOTACION: COBRE- ORO						REACTIVOS			
			ACONDICION. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL	CONSUMO
			t= 8.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	CC-	/TM	
Cal	Puro	6 g	-	-	-	-	-	-	-	6 g	6.00	
Xantato Z-6 404	1 %	-	15 cc	-	-	15 cc	-	15 cc	-	30 cc	0.30	
3418	1 %	-	-	-	-	-	-	1 cc	-	1 cc	0.010	
MBT	1 %	1 cc	-	-	-	-	-	-	-	1 cc	0.010	
A - 208	1 %	4 cc	4 cc	-	-	-	-	2 cc	-	10 cc	0.100	
D -250	Puro	1 cc	-	-	-	-	-	1 cc	-	2 cc	0.020	
		-	2 gotas	-	-	-	-	3 gotas	-	5 gotas	0.100	

Fuente: elaboración propia

Cuadro N°13: Balance metalúrgico de la flotación N°02

PRODUCTO	GRAMOS	LEYES		% DE RECUPERACION			CONTENIDO METALICO		
		%Cu	%Cu OX	Cu Tot	CuOX	Au	Cu	Cu Ox	Au
CABEZA	1000.00	3.20	1.00	100	100	100	32.000	10.000	4.500
CONCENTRADO	94.18	27.15	8.36	79.90	71.88	93.14	25.569	7.873	9.841
RELAVE	905.82	0.71	0.34	20.10	28.12	6.86	6.431	3.080	0.725
CAB CAL	1000.00	3.20	1.10	100	100	100	32.000	10.953	10.566

Fuente: elaboración propia

Prueba N° 03

Peso de muestra : 1 Kilogramo
 Grado de Molienda: 74 % Malla -200
 PH Natural : 7.0
 PH Flotación Cu : 11.0

Cuadro N°14: Prueba N°03 de la flotación

REACTIVOS	% SOLUCION	MOLIENDA	FLOTACION: COBRE- ORO						REACTIVOS			
			ACONDICION. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL	CONSUMO
			t= 8.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	t= 5.00 min	t= 8.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	t= 5.00 min	CC-	G/TM
Cal	Puro	t= 15.00 min	-	-	-	-	-	-	-	6 g	6.00	
Xantato Z-6	1 %	-	-	15 cc	-	-	-	15 cc	-	30 cc	0.30	
404	1 %	-	-	-	-	-	-	1 cc	-	1 cc	0.010	
3418	1 %	1 cc	-	-	-	-	-	-	-	1 cc	0.010	
MBT	1 %	4 cc	-	6 cc	-	-	-	2cc	-	12 cc	0.120	
A - 208	1 %	1 cc	-	-	-	-	-	1 cc	-	2 cc	0.020	
D -250	Puro	-	-	2 gotas	-	-	-	4 gotas	-	6 gotas	0.120	

Fuente: elaboración propia

Cuadro N°15: Balance metalúrgico de la prueba N°03

PRODUCTO	GRAMOS	LEYES		% DE RECUPERACION				CONTENIDO METALICO		
		%Cu	%Cu OX	Cu Tot	CuOX	Au	Cu	Cu Ox	Au	
CABEZA	1000.00	3.20	1.00	100	100	100	100	32.000	10.000	4.500
CONCENTRADO	101.99	26.62	8.54	84.85	75.19	94.44	27.151	8.710	10.669	
RELAVE	898.01	0.54	0.32	15.15	24.81	5.56	4.849	2.874	0.629	
CAB CAL	1000.00	3.20	1.16	100	100	100	32.000	11.584	11.297	

Fuente: elaboración propia

Prueba N° 04

Peso de muestra : 1 Kilogramo
 Grado de Molienda: 74 % Malla -200
 PH Natural : 7.0
 PH Flotación Cu : 11.0

Cuadro N°16: Prueba N°04 de la flotación

REACTIVOS	% SOLUCION	MOLIENDA t= 15.00 min	FLOTACION: COBRE- ORO				REACTIVOS	
			ACONDICION. ROUGHER t= 8.00 min	FLOTACION ROUGHER t= 5.00 min	ACONDIC. SCAVENGER t= 8.00 min	FLOTACION SCAVENGER t= 5.00 min	TOTAL	CONSUMO
Cal	Puro	6 g	-	-	-	-	6 g	6.00
Xantato Z-6	1 %	-	15 cc	-	-	15 cc	30 cc	0.30
404	1 %	-	-	-	-	1 cc	1 cc	0.010
3418	1 %	1 cc	-	-	-	-	1 cc	0.010
MBT	1 %	6 cc	6 cc	-	-	2cc	14 cc	0.140
A - 208	1 %	1 cc	-	-	-	1 cc	2 cc	0.020
D -250	Puro	-	3 gotas	-	-	4 gotas	7 gotas	0.140

Fuente: elaboración propia

Cuadro N°17: Balance metalúrgico de la prueba N°04

PRODUCTO	PESO		LEYES		% DE RECUPERACION			CONTENIDO METALICO		
	Gramos	%Cu	%Cu	%Cu OX	Cu Tot	CuOX	Au	Cu	Cu Ox	Au
CABEZA	1000.00	3.20	3.20	1.00	100	100	100	32.000	10.000	4.500
CONCENTRADO	99.64	28.05	28.05	8.61	87.34	76.67	94.29	27.948	8.579	10.412
RELAVE	900.36	0.45	0.45	0.29	12.66	23.33	5.71	4.052	2.611	0.630
CAB CAL	1000.00	3.20	3.20	1.12	100	100	100	32.000	11.190	11.042

Fuente: elaboración propia

Prueba N° 05

Peso de muestra : 1 Kilogramo
 Grado de Molienda: 74 % Malla -200
 PH Natural : 7.0
 PH Flotación Cu : 11.0

Cuadro N°18: Prueba N°05 de la flotación

REACTIVOS	% SOLUCION	MOLIENDA	FLOTACION: COBRE- ORO						REACTIVOS			
			ACONDICION. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL	CONSUMO
			t= 8.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	t= 5.00 min	t= 8.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	t= 5.00 min	CC- GOTAS	g/TMS
Cal	Puro	6 g	-	-	-	-	-	-	-	6 g	6.00	
Xantato Z-6	1 %	-	-	15 cc	-	-	-	15 cc	-	30 cc	0.30	
404	1 %	-	-	-	-	-	-	1 cc	-	1 cc	0.010	
3418	1 %	1 cc	-	-	-	-	-	-	-	1 cc	0.010	
MBT	1 %	6 cc	-	6 cc	-	-	-	4 cc	-	16 cc	0.160	
A - 208	1 %	1 cc	-	-	-	-	-	1 cc	-	2 cc	0.020	
D -250	Puro	-	-	4 gotas	-	-	-	4 gotas	-	8 gotas	0.160	

Fuente: elaboración propia

Cuadro N°19: Balance metalúrgico de la prueba N°05

PRODUCTO	PESO		LEYES		% DE RECUPERACION				CONTENIDO METALICO		
	Gramos	%Cu	%Cu	OX	gAu/TM	Cu Tot	CuOX	Au	Cu	Cu Ox	Au
CABEZA	1000.00	3.25	3.25	0.90	0.45	100	100	100	32.500	9.000	4.500
CONCENTRADO	103.20	26.80	26.80	9.34	10.39	85.10	80.52	94.47	27.657	9.639	10.722
RELAVE	896.80	0.54	0.54	0.26	0.07	14.90	19.48	5.53	4.843	2.332	0.628
CAB CAL	1000.00	3.25	3.25	1.20	1.14	100	100	100	32.500	11.970	11.350

Fuente: elaboración propia

Prueba N° 06

Peso de muestra : 1 Kilogramo
 Grado de Molienda: 74 % Malla -200
 PH Natural : 7.0
 PH Flotación Cu : 11.0

Cuadro N°20: Prueba N°06 de la flotación

REACTIVOS	% SOLUCION	MOLIENDA	FLOTACION: COBRE- ORO						REACTIVOS	
			ACONDICION. ROUGHER	FLOTACION ROUGHER	ACONDIC. SCAVENGER	FLOTACION SCAVENGER	TOTAL	CONSUMO		
Cal	Puro	t= 15.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	CC-	GOTAS	g/TMS	
Xantato Z-6	1 %	6 g	-	15 cc	-	-	6 g	6.00		
404	1 %	-	-	-	-	15 cc	30 cc	0.30		
3418	1 %	1 cc	-	-	-	1 cc	1 cc	0.010		
MBT	1 %	6 cc	-	6 cc	-	-	1 cc	0.010		
A - 208	1 %	1 cc	-	-	-	6cc	18 cc	0.180		
D -250	Puro	-	-	5 gotas	-	1 cc	2 cc	0.020		
						4 gotas	9 gotas	0.180		

Fuente: elaboración propia

Cuadro N°21: Balance metalúrgico de la prueba N°06

PRODUCTO	GRAMOS	LEYES		% DE RECUPERACION			CONTENIDO METALICO		
		%Cu	%Cu OX	Cu Tot	CuOX	Au	Cu	Cu Ox	Au
CABEZA	1000.00	3.25	0.90	100	100	100	32.500	9.000	4.500
CONCENTRADO	101.92	28.54	9.48	89.50	81.76	95.21	29.087	9.662	10.701
RELAVE	898.08	0.38	0.24	10.50	18.24	4.79	3.413	2.155	0.539
CAB CAL	1000.00	3.25	1.18	100	100	100	32.500	11.817	11.240

Fuente: elaboración propia

Prueba N° 07

Peso de muestra : 1 Kilogramo
 Grado de Molienda: 74 % Malla -200
 PH Natural : 7.0
 PH Flotación Cu : 11.0

Cuadro N°22: Prueba N°07 de la flotación

REACTIVOS	% SOLUCION	MOLIENDA	FLOTACION: COBRE- ORO						REACTIVOS			
			ACONDICION. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL	CONSUMO
			t= 8.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	t= 8.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	CC-	GOTAS	g/TMS	
Cal	Puro	6 g	-	-	-	-	-	-	-	6 g	6.00	
Xantato Z-6 404	1 %	-	-	15 cc	-	-	-	15 cc	-	30 cc	0.30	
3418	1 %	-	-	-	-	-	-	1 cc	-	1 cc	0.010	
MBT	1 %	1 cc	-	-	-	-	-	-	-	1 cc	0.010	
A - 208	1 %	6 cc	-	6 cc	-	-	-	8 cc	-	20 cc	0.200	
D -250	1 %	1 cc	-	-	-	-	-	1 cc	-	2 cc	0.020	
	Puro	-	-	5 gotas	-	-	-	5 gotas	-	10 gotas	0.200	

Fuente: elaboración propia

Cuadro N°23: Balance metalúrgico de la prueba N°07

PRODUCTO	PESO		LEYES		% DE RECUPERACION				CONTENIDO METALICO		
	Gramos	%Cu	%Cu	OX	Cu Tot	CuOX	Au	Cu	Cu Ox	Au	
CABEZA	1000.00	3.08	3.08	0.84	100	100	100	30.800	8.400	4.500	
CONCENTRADO	109.85	25.77	25.77	5.98	91.91	84.05	97.09	28.308	6.569	11.863	
RELAVE	890.15	0.28	0.28	0.14	8.09	15.95	2.91	2.492	1.246	0.356	
CAB CAL	1000.00	3.08	3.08	0.78	100	100	100	30.800	7.815	12.220	

Fuente: elaboración propia

Prueba N° 08

Peso de muestra : 1 Kilogramo
 Grado de Molienda: 74 % Malla -200
 PH Natural : 7.0
 PH Flotación Cu : 11.0

Cuadro N°24: Prueba N°08 de la flotación

REACTIVOS	% SOLUCION	MOLIENDA	FLOTACION: COBRE- ORO						REACTIVOS			
			ACONDICION. ROUGHER		FLOTACION ROUGHER		ACONDIC. SCAVENGER		FLOTACION SCAVENGER		TOTAL	CONSUMO
			t= 8.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	t= 5.00 min	t= 8.00 min	t= 8.00 min	t= 5.00 min	t= 5.00 min	CC-	GOTAS
Cal	Puro	6 g	-	-	-	-	-	-	-	6 g	6.00	
Xantato Z-6 404	1 %	-	-	15 cc	-	-	-	-	15 cc	30 cc	0.30	
3418	1 %	-	-	-	-	-	-	1 cc	1 cc	1 cc	0.010	
MBT	1 %	1 cc	-	-	-	-	-	-	-	1 cc	0.010	
A - 208	1 %	8 cc	-	8 cc	-	-	-	6 cc	6 cc	22 cc	0.220	
D -250	1 %	1 cc	-	-	-	-	-	1 cc	1 cc	2 cc	0.020	
	Puro	-	-	6 gotas	-	-	-	5 gotas	11 gotas		0.220	

Fuente: elaboración propia

Cuadro N°25: Balance metalúrgico de la Prueba N°08

PRODUCTO	PESO		LEYES			% DE RECUPERACION			CONTENIDO METALICO		
	Gramos	%Cu	%Cu	%Cu	OX	Cu Tot	CuOX	Au	Cu	Cu Ox	Au
CABEZA	1000.00	3.08	3.08	0.84	0.45	100	100	100	30.800	8.400	4.500
CONCENTRADO	110.24	25.84	25.84	6.02	10.82	96.62	86.14	97.10	28.487	6.637	11.928
RELAVE	889.76	0.26	0.26	0.12	0.04	7.51	13.86	2.90	2.313	1.068	0.356
CAB CAL	1000.00	3.08	3.08	0.77	1.23	100	100	100	30.800	7.704	12.284

Fuente: elaboración propia

5.2. BALANCE METALURGICO

Cuadro N°26: Balance Metalúrgico

PRODUCTO	PESO	LEYES			% DE RECUPERACION			CONTENIDO METALICO				
		%Cu	%Cu OX	gAu/TM	Cu Tot	CuOX	Au	Cu	Cu Ox	Au		
TMS												
CABEZA	200.00	3.15	0.10	2.30	100	100	100	6.300	0.200	4.600		
CONCENTRADO	22.35	27.24	1.00	6.91	96.62	67.70	92.55	6.087	0.223	1.544		
RELAVE	177.65	0.12	0.06	0.07	3.38	32.30	7.45	0.213	0.107	0.124		
CAB CAL	200.00	3.15	0.17	0.83	100	100	100	6.300	0.330	1.668		

Fuente: Elaboración propia

5.2.1. Radio de Concentración

200 de mineral / 22.35 TM de concentrado = 8.95

5.2.2. Recuperación

La recuperación promedio es del 96 % en el Cobre

5.3. FORMULACIÓN DEL DISEÑO EXPERIMENTAL

El objetivo principal de la formulación del diseño experimental ejecutada de las pruebas metalúrgicas es determinar el porcentaje de recuperación del Cobre – Oro mediante el proceso de flotación con el uso del colector MBT para una mejor recuperación del proceso seleccionado, sobre todo por las múltiples variables que lo hacen complejos; Lo más recomendable cuando se realizan experimentos iniciales es suponer que las variables respuestas son funciones lineales de los factores definidos por lo tanto:

$$Y 1 = b + b_1x_1 + b_2x_2 + b_3x_3 + e$$

$$Y 2 = b + b_1x_1 + b_2x_2 + b_3x_3 + c$$

El diseño experimental del tipo factorial $2^3 = N$, sirve para determinar modelos matemáticos lineales anteriores al mismo tiempo proporciona una información con la superficie precisión acerca del proceso investigado con un mínimo de experimentos y un costo mínimo.

El primer paso, hacer uso del diseño factorial elegido; se debe realizar la codificación de las variables independientes (factoriales) de modo que sus valores varíen de -1 a +1 y para adecúalas al modelo matemático propuesto es decir transformar las coordenada naturales (Z_1, Z_2, \dots, Z_k) a coordenadas dimensionales (X_1, X_2, \dots, X_k).

Ejecución:

Las pruebas experimentales diseñadas se realizan en una celda de flotación tipo Denver empleándose la misma celda como acondicionador. La muestra de mineral los respectivos reactivos de flotación y el agua se hicieron una pulpa de acuerdo al diseño experimental 2^3 los porcentajes de recuperación. Ver cuadro N°28.

Las variables seleccionadas para el diseño factorial 2^3 reactivo (MBT), granulometría (% - 200 M) y tiempo (min.) ver cuadro N°27.

Cuadro N°27: Nivel de varianza

VARIABLES	NIVELES	
	(-)	(+)
A = Colector MBT (g/Tn)	0.08	0.22
B = Granulometría % - 200 M	60	75
C = Tiempo de flotación (minutos)	25	43

Fuente: elaboración propia

Cuadro N°28: Combinación experimental del diseño 2³

Prueba N°	Combinación	A	B	C	% Recuperaciones de Cobre total
1	1	-	-	-	77.33
2	a	+	-	-	79.90
3	b	-	+	-	84.85
4	ab	+	+	-	87.34
5	c	-	-	+	85.10
6	ac	+	-	+	89.50
7	bc	-	+	+	91.91
8	abc	+	+	+	96.62

Fuente: Elaboración propia

Se observa de que cuando una letra está presente en su nivel máximo (+); cuando está ausente la variable se mantiene en su nivel mínimo (-).

5.3.1. Análisis Estadístico de Las Pruebas

Construcción del Algoritmo de YATES, cuadro N°29.

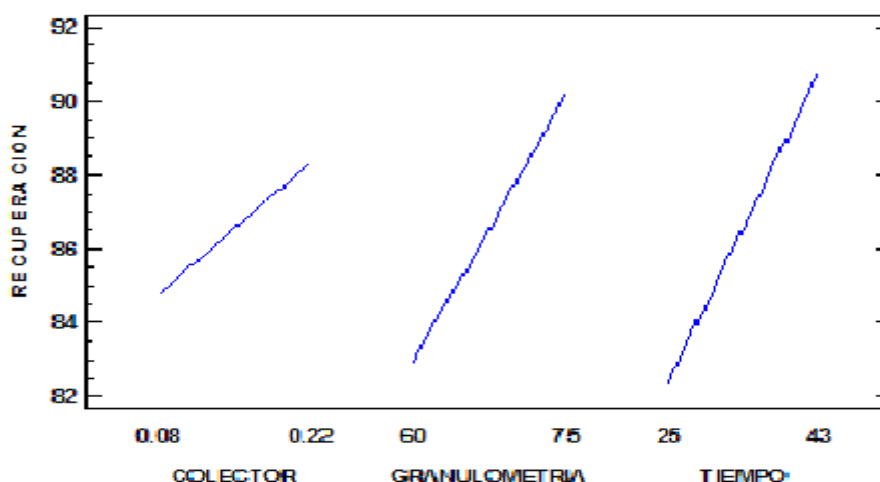
- 1.- La columna I es simplemente la respuesta al diseño experimental.
- 2.- La primera mitad de la columna II se obtiene sumando por pares de respuestas. La segunda mitad se obtiene por sustracción por pares de las respuestas.
- 3.- La columna III se divide da la misma manera usando los datos del columna II. De la misma manera se construye la columna IV usando los datos de la columna III.

Cuadro N°29: Diseño factorial de tres variables (algoritmo de yates)

Prueba	I	II	III	IV	Efecto IV/4	S.C. IV ² /8
1	77.33	157.23	329.42	692.55	-	-
a	79.90	172.19	363.13	14.17	3.54	25.09
b	84.85	174.60	5.06	28.89	7.22	104.32
ab	87.34	188.53	9.11	0.23	0.06	0.00066125
c	85.10	2.57	14.96	33.71	8.43	142.04
ac	89.50	2.49	13.93	4.05	1.01	2.05
bc	91.91	4.40	-0.08	-1.03	-0.26	0.13
abc	96.62	4.71	0.31	0.39	0.10	0.01

Fuente: Elaboración propia

Figura N°16: Efectos principales de flotación



Fuente: elaboración propia

Para los efectos de una variable sobre el proceso investigado se recomienda aplicar el algoritmo de Yates, que es un método rápido, fácil y práctico y es el modelo que más se ajusta al tipo de experimentación.

Comprobación del algoritmo de Yates:

La suma de la columna I (variable respuesta Y1) debe ser igual al primer término de la columna IV.

La suma de la columna de suma de cuadrados (S.C.) debe ser igual a la suma total de cuadrados del sistema es decir:

$$\begin{aligned} \sum Y1^2 - (\sum Y1)^2/8 \\ \sum Y1^2 &= 60211.84 \\ (\sum Y1)^2/8 &= 59953.18 \end{aligned}$$

Entonces

$$\begin{aligned} \sum Y1^2 - (\sum Y1)^2 &= 60211.84 - 59953.18 \\ &= 258.66 \end{aligned}$$

Como ya se ha mencionado, todo diseño factorial 2^3 y el análisis de Yates permite deducir el modelo matemático de primer orden del proceso experimentado:

$$Y1 = B_0 + B_1X_1 + B_2X_2 + B_3X_3 + \text{error} \quad (3)$$

Los coeficientes B_0, B_1, B_2, B_3 se determinan de la siguiente manera:

B_0 = promedio de toda las respuestas = $692.55/8 = 86.56$

$B_1 = \frac{1}{2}$ del efecto de A = $3.54/2 = 1.77$

$B_2 = \frac{1}{2}$ del efecto de B = $7.22/2 = 3.61$

$B_3 = \frac{1}{2}$ del efecto de C = $8.43/2 = 4.21$

Por lo tanto el modelo matemático del proceso es:

$$Y = 86.56 + 1.77 X_1 + 3.61 X_2 + 4.21 X_3$$

La ecuación anterior de primer orden se puede expresar en función de las variables experimentales, pero antes se tiene que codificar las variables de tal modo que varíen entre -1 y +1

$$X_1 = \frac{A-a_1}{b_1} = \frac{MBT-a_1}{b_1}$$

Donde:

$$\frac{0.08-a_1}{b_1} = -1 \qquad a_1 = \frac{0.08+0.22}{2} = 0.15$$

$$\frac{0.08+a_1}{b_1} = +1 \qquad b_1 = \frac{0.22-0.08}{2} = 0.07$$

$$X_1 = \frac{MBT-0.15}{0.07} = 2.14$$

$$X_2 = \frac{B-a_1}{b_1} = \frac{Granulometria-a_1}{b_1}$$

Donde:

$$\frac{60-a_1}{b_1} = -1 \qquad a_1 = \frac{60+75}{2} = 67.5$$

$$\frac{75+a_1}{b_1} = +1 \qquad b_1 = \frac{75-60}{2} = 7.5$$

$$X_2 = \frac{Granulometria-72.5}{7.5} = 9.66$$

$$X_3 = \frac{C-a_1}{b_1} = \frac{Tiempo-a_1}{b_1}$$

Donde

$$\frac{25-a_1}{b_1} = +1 \qquad a_1 = \frac{25+43}{2} = 34.0$$

$$\frac{43+a_1}{b_1} = -1 \qquad b_1 = \frac{43-30}{2} = 6.5$$

$$X_3 = \frac{Tiempo-34}{6.5} = 5.23$$

Remplazando X_1, X_2, X_3 en la ecuación lineal (3):

$$Y = 86.56 + 1.77 \frac{(MBT-a_1)}{b_1} + 3.61 \frac{(Granulometria-a_1)}{b_1} + 4.21 \frac{Tiempo-a_1}{b_1}$$

$$Y = 86.56 + 1.77 \frac{(MBT-0.15)}{0.07} + 3.61 \frac{(Granulometria-67.5)}{7.5} + 4.21 \frac{Tiempo-34}{6.5}$$

$Y = 86.56 + 16.29 (\text{MBT}) - 2.4 + 0.3466 \text{ Granulometría} - 25.128 + 0.586 \text{ Tiempo} - 19.924.$

$Y = 38.468 + 16.29 (\text{MBT}) + 0.3466 \text{ Granulometría} + 0.586 \text{ tiempo}.$

Para una mejor comprensión y determinación la exactitud del modelo matemático, es recomendable elaborar un cuadro comparativo entre los resultados reales y calculados. Ver cuadro N°30.

Cuadro N°30: Tabla comparativa del modelo matemático

Prueba	MBT	Granulometría % - 200	Tiempo minutos	Recup. Real	Recup. Calculada	Diferencia Recup
1	0.08	60	25	77.33	76.94	+0.39
A	0.22	60	25	79.00	79.23	-0.23
B	0.08	75	25	84.85	82.142	+2.70
Ab	0.22	75	25	87.34	84.42	+2.92
C	0.08	60	43	85.10	87.49	-2.39
Ac	0.22	60	43	89.50	89.771	-0.271
BC	0.08	75	43	91.91	92.69	-0.78
Abc	0.22	75	43	96.62	94.97	+1.65

Fuente: elaboración propia

5.4. EFECTO DE LAS TRES VARIABLES EXPERIMENTALES

Una vez que se ha ejecutado y formulado el diseño factorial 2^3 y determinados los efectos e interacciones de los factores, es necesario realizar el análisis de varianza (ANOVA) ver cuadro N°31, de los efectos para determinar la significancia de las variables (factores) mediante el test F al 95% (significante) o el 99% (muy significativo) de precisión.

Cuadro N°31: Análisis de varianza de efectos (ANOVA)

Fuente de Varianza	Suma de Cuadrados	Grados de Libertad	Varianza
Efectos			
a	25.09	1	25.09
b	104.32	1	104.32
c	142.04	1	142,04

Fuente: elaboración propia

Cuadro N°32: Análisis de varianza de interacciones (ANOVA)

Fuente de Variación	Suma de Cuadrados	Grados de Libertad	Varianza
Interacciones			
ab	0.00066125	1	0.00066125
ac	2.05	1	2.05
bc	0.13	1	0.13
abc	0.01	1	0.01
	2.208	4	0.552

Fuente: Elaboración propia

El error experimental se ha calculado al suponer que las interacciones en el cuadro N°32, son equivalentes al error experimental y que su significancia es nula para el proceso, con la siguiente formula:

$$S^2_{error} = \frac{S^2_{interacciones}}{Grados\ de\ libertad} = \frac{2.208}{4} = 0.552$$

Un factor es significativo (95%), Si su F práctico es mayor que el F de tablas.

Si el F práctico se calcula al dividir su varianza entre el error experimental:

$$F\ Práctico = \frac{S^2_{efecto}}{S^2_{error}}$$

Efecto A: F práctico = 25.09/0.552 = 45.45

Efecto B: F práctico = 104.32/0.552= 188.98

Efecto C: F práctico = 142.04/ 0.552 =257.31

(Ver anexo N°02) las tablas estadísticas de significancia que se tiene para la prueba de FISHER (test – Fisher), para un nivel de significancia del 95 % y 99%, para 1 y 4 grados de libertad respectivamente son:

$$F_{(1,4) 95\%} = 7.71$$

$$F_{(1,4) 99\%} = 21.20$$

Por lo tanto F_0 es mayor que F tablas, por lo tanto las 3 variables al 95% y al 99% de significancia.

CONCLUSIONES DEL TEST DE FISHER

1. El efecto a, concentración del reactivo MBT; es significativo para el proceso porque si cumple la relación:

$$F\ práctico > F\ tablas$$

(45.46 > 7.71): es decir se debe manejar con mesura el reactivo MBT

2. el efecto b, granulometría del mineral; es significativo para el proceso porque si cumple la relación:

$$F\ práctico > F\ tablas$$

(188.95>21.20) lo que vale interpretar que se debe usar concentraciones de granulometría próximas al nivel superior.

3. el efecto c, tiempo de flotación total; es significativo para el proceso porque si cumple la relación:

(257.26 > 21.20) con lo cual se puede deducir que se debe emplear un tiempo aproximado al nivel máximo.

5.4.1. Efecto Del Colector en la Flotación

La concentración de los reactivos tiene un rango óptimo que se determina experimentalmente. Fuera de este rango óptimo se puede ensuciar o deprimir el mineral valioso.

La dosificación es de 0.22 g/Tn de COLECTOR MBT y en la mayoría los reactivos están preparados a una dilución del 10% en peso es la dilución optima y de mejor rendimiento y el pH recomendado de trabajo sino existe pirita como ganga del mineral puede ser neutro, pero, si existe pirita, el pH recomendado es de 11 – 12.

5.4.2. Efecto de la Granulometría en la Flotación

El tamaño óptimo de la partícula para realizar una buena flotación está en la granulometría (74% malla - 200) y por consiguiente la mejor recuperación de los minerales a tratar y la densidad optima de la pulpa del Overflow debe estar en el rango de 1200 – 1250 g/L de pulpa.

5.4.3. Efecto Del Tiempo en la Flotación

El efecto del tiempo en cuanto a molienda es de 15 min, acondicionamiento de Rougher 16min, en acondicionamiento Scavenger 10min, en total un tiempo aproximado al nivel máximo que es de 43 min durante todo el proceso llegando a; aumentar el % de recuperación en el concentrado Bulk.

CONCLUSIONES

PRIMERA: Determinamos que el colector MBT es un activador de los óxidos de Cobre llegando a recuperaciones más óptimas con una dosificación de 0.22 g/Tn a las obtenidas con otros reactivos especiales para óxidos y deben ser adicionados en la entrada del molino para un mejor tiempo de reacción que se activan en un tiempo de 5 min aproximadamente.

SEGUNDA: Demostramos que en la flotación de los minerales mixtos es muy importante que la granulometría este en un promedio de 74% malla -200 con ello llegamos a una recuperación aproximado de 96% obteniendo un de concentrado de Cobre – Oro.

TERCERA: Establecemos el tiempo en diferentes puntos del circuito de flotación en: molienda 15min, en la etapa acondicionamiento de Rougher 16min, en la etapa de acondicionamiento Scavenger 10min, en total un tiempo aproximado al nivel máximo que es de 43 min en sus diferentes etapas, y la recuperación real es 96.62 comparando la recuperación calculada fue 94.97 sacando la diferencia recuperada es de +1.65 % de recuperación en el concentrado Bulk.

RECOMENDACIONES

PRIMERA: Se tiene que efectuar en la CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.-NAZCA. Un laboratorio metalúrgico propio, con todos los equipos de suma importancia para su control de operaciones, como también capacitar e implementar los EPPs. Correspondientes de esa manera velar la integridad y salud de los trabajadores.

SEGUNDA: Implementar en la CORPORACION AGROMINERO SAN HILARION SAC.- NAZCA, los reglamentos internos de seguridad salud y un sistema de gestión ambiental. Rigiéndose según al nuevo Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería Decreto Supremo N°024-2016 – EM.

TERCERA: Se recomienda a todas aquellas personas que se dedican a la minería en sus diferentes escalas a comprometerse con el medio ambiente y a seguir apostando por las investigaciones para implementar tecnologías limpias y óptimas.

BIBLIOGRAFÍA

- Alcala Cruz, E., Flores Corrales, A., & Beltran, A. (2009). *Manual de Entrenamiento en Concentracion de Minerales. Seccion IV*. Lima: SERGEOTECMIN.
- Astocuri, V. (1947). *Introduccion a la Flotacion de Minerales*. Moscu: Noriega.
- Chacon, L., Ruiz, F., & Zapico, R. (2005). "Concentracion Por Flotacion de Menas de Oro - Cobre". *Metal Madrid Vol. Extr.*, 390 - 394.
- Errol G., K. (1990). *Introduccion al Procesamiento de Minerales*. argentina: Noriega.
- Galvez, A., & Bravo, C. (2004). *Informe Manual de Referencia en Flotacion de Minerales*. Casapalca.
- Gutierrez, M. I. (17 de Agosto de 2010). <https://es.scribd.com/documet/31573015/CAPITULO-I-PRINCIPIOS-DE-FLOTACION-DE-MINERALES>.
- Kitco. (25 de Noviembre de 2015). *kitco.com*. Obtenido de www.kitco.com: www.kitco.com/finance/metals/
- Lopez Principe, P., & Ipanaque Nizama, O. S. (2008). *tesis Caracterizacion y Optimizacion de Flotacion del Mineral Cobre*. Lima - Peru: UNMSM.
- Manzaneda Cabala, J. (2010). *Procesamiento de minerales - metalurgia aplicada*. Lima.
- Ortiz Azañero, A. (2009). *Concentracion y Flotacion de Minerales*. Lima - Peru: Universidad Mayor de San Marcos.
- Sutulov, A. (1963). *Flotacion de Minerales*. Chile: Universidad de Concepcion.
- Sutulov, A. (1985). *Flotacion de mineral*. Santiago - Chile: Universidad Concepcion de Chile.

ANEXOS

Anexo N° 01
EVALUACION ECONOMICA

Mercado

La cotización promedio del cobre del año 2015 es de 3.50 \$/ libra de cobre.

Valoración Del Concentrado de Cobre – Oro

RESULTADOS ECONOMICOS					
METAL			PRECIO ACTUAL	COTIZACION PAGABLE	
Cobre: US. \$/LIBRA			4,200	4,200	
Oro: \$/Onza			1.283	1.283	
METALES	DEDUCCION DE LEYES	LEYES PAGABLES	REFINACION		CASTIGOX LEY
			US.\$/Lb Cu	US. \$/Oz	US.\$ 18/TM
Cobre	1,200	36,850	0,190	5.00	- 90,9
Oro	0,045	0.20			
METAL	CONT FINO	V. BRUTO	MAQUILA	REFINACION	V.NETO
	(Lb y Oz)/TM	US.\$/TM	US.\$/TM	US.\$/TM	US.\$/TM
Cobre	591.94	2367,78	190,00	5,10	2.263,58
Oro	0,275	320,59		1,01	
US.\$ TOTAL					2.2263,58
VALOR US.\$ DE LOTE					19.368,8
Valor de mineral US. \$/TM					193,69

Fuente: elaboración propia (Kitco. (25 de Noviembre de 2015))

Costo Del Mineral Puesto en Planta

El valor promedio de los minerales a tratar puesto en la planta está en el rango de 150 – 200 \$/TM

Costo Del Proceso de Flotación

El costo promedio por TM de mineral polimetálico a tratar es de 40 \$/ TM

Planificación de la Producción

La producción promedio de los mineros por campaña es de cada 3 meses.

Presupuesto de Ingresos – Egresos

La rentabilidad promedio de los mineros que procesan sus minerales es de 80% de capital invertido.

Anexo N° 02

**TABLA DE DISTRIBUCIONES F NIVEL DE
SIGNIFICANCIA 1%,5%**

DISTRIBUCION F NIVEL DE SIGNIFICANCIA 1%

Numero de grados de libertad del numerador

V2/V1	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	15	20
1	4052.40	4999.50	5403.30	5624.60	5763.70	5859.00	5928.30	5981.60	6022.50	6055.80	6157.30	6208.70
2	98.50	99.00	99.17	99.25	99.30	99.33	99.38	99.37	99.39	99.40	99.43	99.45
3	34.12	30.82	29.46	28.71	28.24	27.91	27.67	27.49	27.34	27.23	26.87	26.69
4	21.20	18.00	16.69	15.98	15.52	15.21	14.88	14.80	14.66	14.55	14.20	14.02
5	16.26	13.27	12.06	11.39	10.97	10.67	10.46	10.29	10.16	10.05	9.72	9.55
6	13.74	10.92	9.78	9.15	8.75	8.47	8.26	8.10	7.98	7.87	7.56	7.40
7	12.25	9.55	8.45	7.85	7.46	7.19	6.99	6.84	6.72	6.62	6.31	6.16
8	11.26	8.65	7.59	7.01	6.63	6.37	6.18	6.03	5.91	5.81	5.52	5.36
9	10.56	8.05	6.99	6.42	6.06	5.80	5.61	5.47	5.35	5.26	4.96	4.81
10	10.04	7.56	6.55	5.99	5.64	5.39	5.20	5.06	4.94	4.85	4.56	4.41
11	9.65	7.21	6.22	5.67	5.32	5.07	4.89	4.74	4.63	4.54	4.25	4.10
12	9.33	6.93	5.95	5.41	5.06	4.82	4.64	4.50	4.39	4.30	4.01	3.86
13	9.07	6.70	5.74	5.21	4.86	4.62	4.44	4.30	4.19	4.10	3.82	3.66
14	8.86	6.51	5.56	5.04	4.70	4.46	4.28	4.14	4.03	3.94	3.66	3.51
15	8.68	6.36	5.42	4.89	4.56	4.32	4.14	4.00	3.89	3.80	3.52	3.37
16	8.53	6.23	5.29	4.77	4.44	4.20	4.03	3.89	3.78	3.69	3.41	3.26
17	8.40	6.11	5.18	4.67	4.34	4.10	3.93	3.79	3.68	3.59	3.31	3.16
18	8.29	6.01	5.09	4.58	4.25	4.01	3.84	3.71	3.60	3.51	3.23	3.08
19	1.18	5.93	5.01	4.50	4.17	3.94	3.77	3.63	3.52	3.43	3.15	3.00
20	8.10	5.85	4.94	4.43	4.10	3.87	3.70	3.56	3.46	3.37	3.09	2.94
21	8.02	5.78	4.87	4.37	4.04	3.81	3.64	3.51	3.40	3.31	3.03	2.88
22	7.95	5.72	4.82	4.31	3.99	3.76	3.59	3.45	3.35	3.26	2.98	2.83
23	7.88	5.66	4.76	4.26	3.94	3.71	3.54	3.41	3.30	3.21	2.93	2.78
24	7.82	5.61	4.72	4.22	3.90	3.67	3.50	3.36	3.26	3.17	2.89	2.74
25	7.77	5.57	4.68	4.18	3.88	3.63	3.46	3.32	3.22	3.13	2.85	2.70
26	7.72	5.53	4.64	4.14	3.82	3.59	3.42	3.29	3.18	3.09	2.82	2.66
27	7.68	5.49	4.60	4.11	3.78	3.56	3.39	3.26	3.15	3.06	2.78	2.63
28	7.64	5.45	4.57	4.07	3.75	3.53	3.36	3.23	3.12	3.03	2.75	2.60
29	7.60	5.42	4.54	4.04	3.73	3.50	3.33	3.20	3.09	3.00	2.73	2.57
30	7.56	5.39	4.51	4.02	3.70	3.47	3.30	3.17	3.07	2.98	2.70	2.55
40	7.31	5.18	4.31	3.83	3.51	3.29	3.12	2.99	2.89	2.80	2.52	2.37
60	7.08	4.98	4.13	3.65	3.34	3.12	2.95	2.82	2.72	2.63	2.35	2.20
120	6.85	4.79	3.95	3.48	3.17	2.96	2.79	2.66	2.56	2.47	2.19	2.03

Fuente:

DISTRIBUCION F NIVEL DE SIGNIFICANCIA 5%

Numero de grados de libertad del numerador

V2/V1	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	15	20
1	161.45	199.50	215.71	224.58	230.16	230.99	236.77	238.88	240.54	241.88	245.95	248.01
2	18.51	19.00	19.16	19.25	19.30	19.33	19.35	19.37	19.38	19.40	19.43	19.45
3	10.13	9.55	9.28	9.12	9.01	8.94	8.89	8.85	8.81	8.79	8.70	8.66
4	7.71	6.94	6.59	6.39	6.26	6.16	6.09	6.04	6.00	5.96	5.86	5.80
5	6.61	5.70	5.41	5.19	5.05	4.95	4.88	4.82	4.77	4.74	4.62	4.56
6	5.99	5.14	4.76	4.53	4.39	4.28	4.21	4.15	4.10	4.06	3.94	3.87
7	5.59	4.74	4.35	4.12	3.97	3.87	3.79	3.73	3.68	3.64	3.51	3.44
8	5.32	4.46	4.07	3.84	3.69	3.58	3.50	3.44	3.39	3.35	3.22	3.15
9	5.12	4.26	3.86	3.83	3.48	3.37	3.29	3.23	3.18	3.14	3.01	2.94
10	4.96	4.10	3.71	3.48	3.33	3.22	3.14	3.07	3.02	2.98	2.84	2.77
11	4.84	3.98	3.59	3.36	3.20	3.09	3.01	2.95	2.90	2.85	2.72	2.65
12	4.75	3.89	3.49	3.26	3.11	3.00	2.91	2.85	2.80	2.75	2.62	2.54
13	4.67	3.81	3.41	3.18	3.03	2.92	2.83	2.77	2.71	2.67	2.53	2.46
14	4.60	3.74	3.34	3.11	2.96	2.85	2.76	2.70	2.65	2.60	2.46	2.39
15	4.54	3.68	3.29	3.06	2.90	2.79	2.71	2.64	2.59	2.54	2.40	2.33
16	4.49	3.63	3.24	3.01	2.85	2.74	2.66	2.59	2.54	2.49	2.35	2.28
17	4.45	3.59	3.20	2.96	2.81	2.70	2.61	2.55	2.49	2.45	2.31	2.23
18	4.41	3.55	3.16	2.93	2.77	2.66	2.58	2.51	2.46	2.41	2.27	2.19
19	4.38	3.52	3.13	2.90	2.74	2.63	2.54	2.49	2.42	2.38	2.23	2.16
20	4.35	3.49	3.10	2.87	2.71	2.60	2.51	2.45	2.39	2.35	2.20	2.12
21	4.32	3.47	3.07	2.84	2.68	2.57	2.49	2.42	2.37	2.32	2.18	2.10
22	4.30	3.44	3.05	2.82	2.66	2.55	2.46	2.40	2.34	2.30	2.15	2.07
23	4.28	3.42	3.03	2.80	2.64	2.53	2.44	2.37	2.32	2.27	2.13	2.05
24	4.26	3.40	3.01	2.78	2.62	2.51	2.42	2.36	2.30	2.25	2.11	2.03
25	4.24	3.39	2.99	2.76	2.60	2.49	2.40	2.34	2.28	2.24	2.09	2.01
26	4.23	3.37	2.98	2.74	2.59	2.47	2.39	2.32	2.27	2.22	2.07	1.99
27	4.21	3.35	2.96	2.73	2.57	2.46	2.37	2.31	2.25	2.20	2.06	1.97
28	4.20	3.34	2.95	2.71	2.56	2.45	2.36	2.29	2.24	2.19	2.04	1.96
29	4.18	3.33	2.93	2.70	2.55	2.43	2.35	2.28	2.22	2.18	2.03	1.94
30	4.17	3.32	2.92	2.69	2.53	2.42	2.33	2.27	2.21	2.16	2.01	1.93
40	4.08	3.23	2.84	2.61	2.45	2.34	2.25	2.18	2.12	2.08	1.92	1.84
60	4.00	3.15	2.76	2.53	2.37	2.25	2.17	2.10	2.04	1.99	1.84	1.75
120	3.92	3.07	2.68	2.45	2.29	2.18	2.09	2.02	1.96	1.91	1.75	1.66

Fuente:

Anexo N° 03

GENERALIDADES EN MEDIO AMBIENTE

MEDIO AMBIENTE.

El medio ambiente y los recursos naturales constituyen patrimonio común de la nación, está constituido por la diversidad ecológica, biológica y genética que alberga su territorio.

Los ecosistemas, los procesos naturales, las especies la flora y fauna, las especies domésticas, nativas, los paisajes y las interrelaciones entre estos elementos, son las manifestaciones del patrimonio natural.

Su protección y conservación son de interés social y pueden ser invocados como causa de necesidad y utilidad pública y es obligación perentoria del estado y de las personas naturales y jurídicas velar por la conservación, defensa, recuperación, aprovechamiento sostenido y difusión del patrimonio natural.

Contaminación Ambiental.

Es la acción que resulta de la introducción por el hombre, directa o indirectamente en el medio ambiente, de contaminantes, que tanto por su concentración, al superar los niveles máximos permisibles establecidos, como por el tiempo de permanencia, hagan que el medio receptor adquiera características diferentes a las originales, perjudiciales o nocivas a la naturaleza, a la salud y a la propiedad.

Toda materia o energía que al incorporarse y/o actuar en el medio ambiente, degrada su calidad original a un nivel que afecte la salud el bienestar humano y pone en peligro los ecosistemas.

Las personas naturales o jurídicas dedicadas a actividades mineras requieren de la aprobación de los proyectos de ubicación, diseño y funcionamiento, el ministerio de energía de minas (MEM) para iniciar la construcción de las aéreas o depósitos de desechos minero – metalúrgicos. Dicha aprobación está supeditada a especificaciones expresadas de pautas y obligaciones inherentes a la defensa del medio ambiente y de los recursos naturales.

Los desechos minero – metalúrgicos no podrán ser depositados en terrenos en los que exista riesgo de precipitación por fenómenos naturales. En ningún caso podrán ser ubicados a menos de 500 metros de los cuerpos de agua cuyas riberas sean estables. Los desechos que fuesen arrojados al mar deberán encontrarse en condiciones técnicamente aceptables para no alterar la salud humana y las cualidades del ecosistema.

En el diseño y construcción de las aéreas de depósitos de relaves u otros desechos mineros, serán necesariamente consideradas las medidas apropiadas cuando tales instalaciones se las deje de utilizar, a fin de prevenir mayores daños al ambiente y permitir dentro de lo posible la recuperación de los recursos afectados.

Protección Ambiental.

Conjunto de acciones de orden científico tecnológico, legal, humano, social y económico que tienen por objetivo proteger el entorno natural, donde se desarrollan las actividades minero – metalúrgicas y sus aéreas de influencia, evitando su degradación a nivel perjudicial que afecte la salud, el bienestar humano, la flora, la fauna o los ecosistemas.

Programa de Adecuación y Manejo Ambiental (PAMA)

Este programa es exigido por el MEM a los titulares de la actividad manera en operación, dicho programa contiene las acciones e inversiones necesarias para incorporar a las operaciones minero – metalúrgicas, los adelantos tecnológicos y/o medidas alternativas que tengan como propósito reducir o eliminar las emisiones y/o vertimientos, para poder cumplir con los niveles máximos de contaminación permisibles establecidos por la autoridad.

En dicho programa deben señalar los procedimientos y en cronograma de ejecución, de inversiones de monitoreo y control de los efluentes. Los plazos de ejecución son fijados por la autoridad, pero en ningún caso pueden exceder de 5 años, salvo que la actividad incluya procesos de sintonización o fundición, en cuyo caso el plazo es de 10 años.

Asimismo, el programa debe incluir un plan de cierre para el área materia de concesión, a fin de garantizar la estabilidad del terreno, de igual modo, debe contemplar un plan de revegetación del terreno.

La inversión anual mínima fijada para el cumplimiento del programa, no podrá ser mayor al 1% del valor de las ventas anuales.

Estudios de Impacto Ambiental (EIA)

La presentación del estudio de impacto ambiental es exigida a los titulares de concesiones mineras, que habiendo completado la etapa de exploración, proyecten iniciar la de explotación. También se exige al solicitante de una concesión minera o de beneficio, así como a los que realicen ampliaciones de producción en sus operaciones superiores al 50%.

Son estudios que deben efectuarse en proyectos para la realización de las actividades en concesiones mineras, de beneficio, de labor general y de transporte minero, que deben de evaluar y describir los aspectos físicos – naturales , biológicos, socio–económicos y culturales en el área de influencia del proyecto, con la finalidad de determinar la naturaleza, magnitud y prever los efectos y consecuencias, la habrán de aplicarse para lograr un desarrollo armónico entre las operaciones de la industria minera y el medio ambiente.

Los estudios deben contener una descripción del área del proyecto y las actividades que se realizaran, así como los efectos previsibles de la actividad, el control y mitigación de sus efectos, un análisis de costo beneficio y la determinación de alternativas al proyecto y ambientes afectados.

Protección de Medio Ambiente en Planta Concentradora.

Emisión de Polvos, Gases.

En la planta concentradora, todas las instalaciones son bajo cubierta, las emisiones de polvo son mínimas por el % porcentaje de humedad del mineral, proveniente de mina que se encuentra alrededor del 5,5 – 6% de humedad.

El personal que labora en las instalaciones cuenta con máscaras para polvos y gases.

Ruidos.

Los ruidos, que afecte a los alrededores son mínimos, la población más cercanas se encuentran a 700 metros de distancia. El personal que labora en las instalaciones cuenta con tapones, orejeras contra el ruido de los equipos.

Derrame de Reactivos.

La manipulación y manejo de reactivos cuenta con un área determinada frente a un derrame, plan de contingencia, las hojas informativas de cada reactivo (MSDS)

Área de Relaves

La presa de relaves el talud principal cuenta con una geo-membrana impermeable para evitar la erosión, levante de sólidos originado por los vientos y la lluvias.

Los bordes de la presa, se cuentan con un regadío frecuente con aspersores sobre todo en épocas de calor, para evitar el levante de sólidos que origina los vientos

En su contorno de la presa cuenta con cunetas de evacuación de flujos, en periodos de lluvia, estos flujos son evacuados al dique principal utilizado como relavera de otra compañía de gran capacidad.

Del espejo de agua el 80% el agua es recirculada nuevamente para planta.

Seguridad e Higiene Industrial.

Se ha definido el accidente como “todo lo que ocurre en forma inesperada e involuntaria” ó “un suceso inesperado e indeseable, un percance.

Casi todos los accidentes podrían haberse prevenido si el sujeto o sujetos en cuestión hubieran efectuado con mayor cuidado sus actividades, usando equipo protector, tomando las precauciones que se aceptan o pensando en su propia seguridad y la de los demás.

Los tipos más frecuentes de accidentes que ocurren en el trabajo, hogar, escuela, hospital, y en otros sitios, se deben a lo siguiente:

- Caídas y otras lesiones que causan objetos mecánicos en el medio.
- Incendios y otros tipos de lesiones térmicas.
- Lesiones químicas.

Los accidentes constituyen uno de los problemas más graves surgidos como resultado del desarrollo progresivo de la industria moderna. El mayor impulso del desarrollo industrial operado en el mundo, expone al trabajador a mayores riesgos, ya que en grado creciente este no domina plenamente el alcance, la dirección o ritmo de las maquinas.

¿Cuánto Vale la Seguridad?

Pocos de nosotros se ponen a pensar en el valor que tiene la buena salud hasta que nos lesionamos.

Cuando a un trabajador que está cerca de nosotros sufre un accidente, nos damos cuenta inmediatamente de la seguridad en un alto grado pero, según pasa el tiempo, el recuerdo de su lesión se olvida; entonces descansamos otra vez y la amenaza del viejo accidente nos tiene otra vez donde nos quería.

Recuerde un accidente puede costarle la vida o mantenerlo alejado de su trabajo por largo tiempo.

Piense en aquellos que dependen de usted y tenga mucho cuidado. No espere hasta que un contratiempo le haya ocurrido para considerar la manera más segura de hacer un trabajo.

Medidas de Seguridad Para Realizar Labores Rutinarios.**Equipos de Protección Personal.**

- ✓ Casco,
- ✓ Mameluco
- ✓ Lentes
- ✓ Orejeras, tapones de oído.
- ✓ Guantes (neopreno, cuero, látex)
- ✓ Zapato con punta de acero.
- ✓ Respirador (polvo, gases)
- ✓ Corta vientos.
- ✓ Equipo detector para gases(H₂S, CO, O₂, CO₂)

Medidas de Control Para Evitar Incidentes.

- ✓ Use herramientas en buenas condiciones.
- ✓ Mantener el área de trabajo limpia
- ✓ Levante carga necesaria solo la que su cuerpo resista.
- ✓ Reporte las condiciones inseguras que puedan ocasionar algún incidente.
- ✓ Charlas de cinco minutos de todo el personal antes del ingreso al trabajo.

Anexo N° 04

HOJA INFORMATIVA DEL COLECTOR MBT

ROYAL CHEMICAL del Perú s.a.c.**MBT -MERCAPTO BENZOTIAZOL SODICO****producto** MERCAPTO BENZOTIAZOL SODICO /MBT**nombres** MERCAPTANO - MBT**DESCRIPCION**

El MBT, es un promotor que se desarrolló originalmente para la flotación de carbonato de plomo, con el empleo de agente sulfurizante; ha sido usado extensamente en la flotación de minerales oxidados de cobre después de sulfurización y en años recientes se aplica en flotación de menas de cobres sulfuradas o mixtas con todo éxito.

PROPIEDADES TIPICAS

Apariencia	:	Líquido Amarillo a marrón
pH	:	11.5 – 13.0
Gravedad específica 25°C	:	1.16
Viscosidad (Cp)	:	
0°C	:	21
30°C	:	6
Pto de Ebullición °C	:	104
Solubilidad	:	Completamente soluble en agua.

APLICACIÓN

Ampliamente usado en circuitos alcalinos para minerales empañados y secundarios de cobre, plomo, zinc y metales preciosos. Recientemente este promotor se ha usado con todo éxito en la flotación de pirita en circuitos ácidos con pH de 4 a 6, probándose ser muy eficaz por lo que se considera a este colector como un promotor excelente para la flotación de pirita aurífera.

Se recomienda este promotor para operaciones de flotación en el tratamiento de menas de oro, plata solo o en combinación con los Ditiófosfatos DT – 404, DT 1242 o Ditiófosfato DT – 131. Este colector tiene bajas propiedades espumantes.

USOS

Este reactivo es usado extensamente en la flotación de minerales oxidados de cobre después de sulfurización. Se usa también este promotor como colector secundario conjuntamente con xantatos y ditiófosfatos en la flotación de minerales sulfurados de cobre, plomo y zinc. La dosificación usual va desde 25g/Tn a 60 g/Tn, en Rougher y cualquier etapa del circuito.

PRECAUCIONES DE MANEJO

Debe evitarse el contacto prolongado de la solución concentrada con la piel, en caso suceda, se recomienda lavar con abundante agua sobre la parte afectada.

En caso de salpicaduras sobre los ojos aplicar abundante agua limpia sobre dichos órganos durante 15 a 20 minutos y prestar ayuda médica.

TOXICIDAD

El reactivo MBT, está considerado como un producto tóxico. En caso de ingerir el producto solicitar ayuda médica inmediata

ENVASE

Tambores de PVC/Acero con 225kg neto.

NOTA La información proporcionada no constituye garantía sobre la cual tengamos responsabilidad legal. Los propios usuarios deberán realizar los ensayos para determinar el comportamiento real de los productos nuestros personal técnico podrá colaborar en la aplicación más adecuada de estos reactivos.

Anexo N° 05
PANEL DE FOTOGRAFÍAS

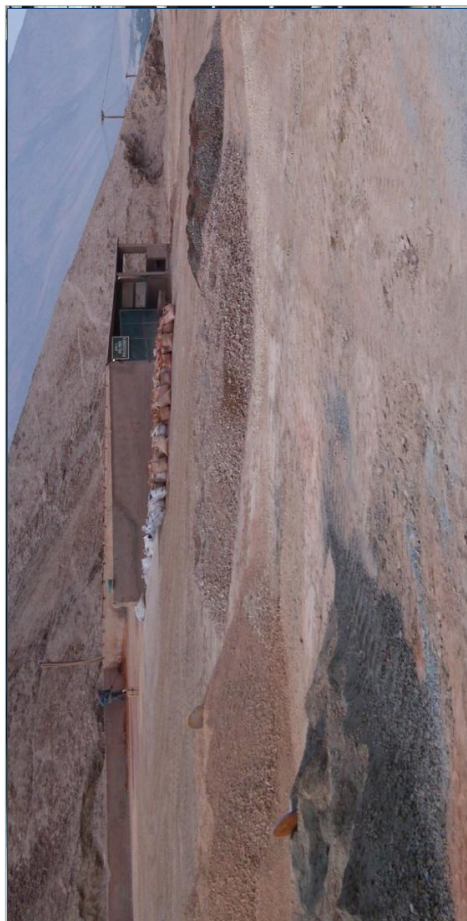


FOTO N° 1. Plataforma de Recepción de Mineral Para Acopiar

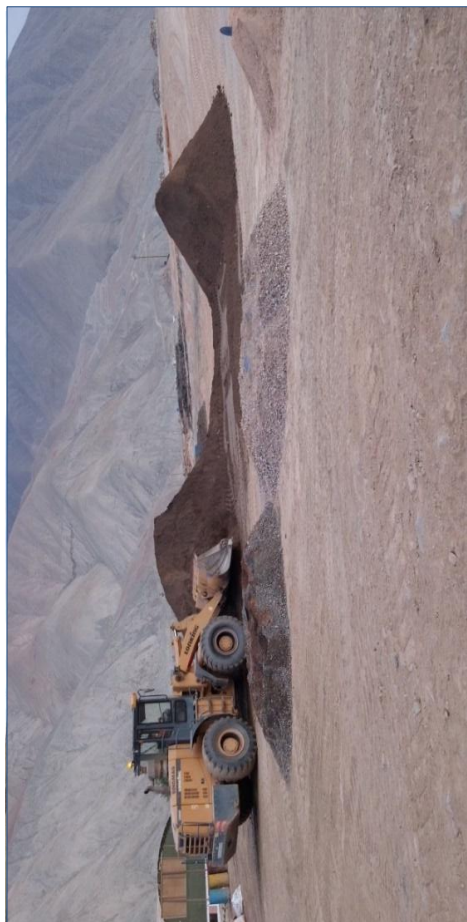


FOTO N° 2. Plataforma Para Mezcla de Mineral Acopiado



FOTO N° 3. Chancadora de quijadas.



FOTO N° 4. Chancadora Cónica Symos.



FOTO N° 6. Molino 1^{ro} de Bolas 6x6 y molino 2^{ro} de Bolas 5x5.



FOTO N° 8. Concentrado Bulk.



FOTO N° 5. Tolva de Finos.



FOTO N° 7. Sección de Molino primario y secundario.



FOTO N° 9. Sección de Celdas Circulares

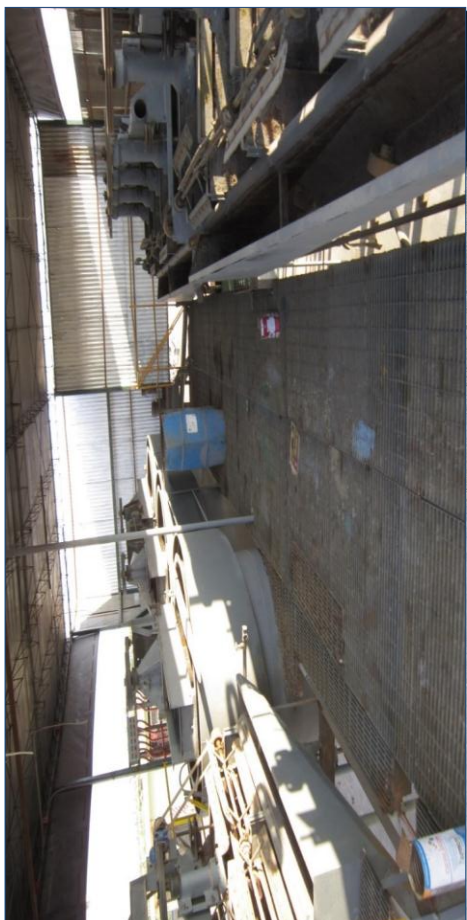


FOTO N° 10. Sección de Celdas Circulares y Cuadráticas.



FOTO N° 11. Chocas de Sedimentación de Concreto Armado

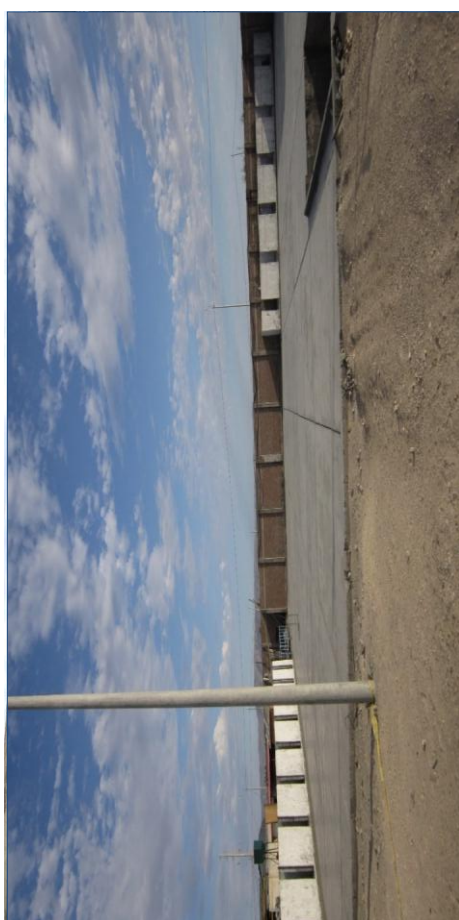


FOTO N° 12. Loza de Concreto Armado Para el Secado Del Concentrado



FOTO N° 14. Pozas de Sedimentos y Recirculación de Aguas.



FOTO N° 13. Área Designada Para Apertura de Pozas de sedimentos Para Relaves.

Anexo N° 06
FLOW SHEET DE LA PLANTA