

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO-PUNO**

**Facultad de Ingeniería Geológica e Ingeniería Metalúrgica**

**Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica**



**RECUPERACION DE MINERAL OXIDADO VALIOSO  
DEL RELAVE DE LA PLANTA CONCENTRADORA  
DE TIQUILLACA – PUNO**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. ALFREDO EFRAIN CANAHUIRI OBLITAS**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO METALURGISTA**

**PUNO – PERU**

**2014**

## UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

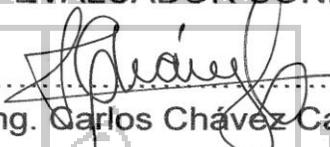
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA E INGENIERÍA METALÚRGICA  
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA

## TESIS

RECUPERACION DE MINERAL OXIDADO VALIOSO DEL RELAVE DE  
LA PLANTA CONCENTRADORA DE TIQUILLACA – PUNOPRESENTADA POR: ALFREDO EFRAIN CANAHUIRI OBLITAS A LA  
COORDINACIÓN DE INVESTIGACIÓN DE LA ESCUELA  
PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA, CON LA FINALIDAD  
DE OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO  
METALURGISTA.

APROBADO POR EL JURADO EVALUADOR CONFORMADO POR

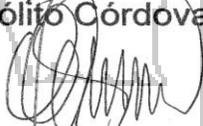
PRESIDENTE

  
.....  
Ing. Carlos Chávez Catacora

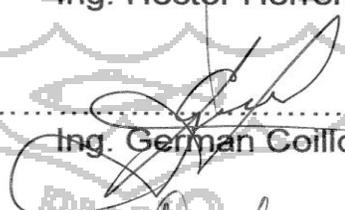
JURADO

  
.....  
Ing. Hipólito Córdova Gutiérrez

JURADO

  
.....  
Ing. Héctor Herrera Córdova

ASESOR

  
.....  
Ing. German Coillo Cotrado

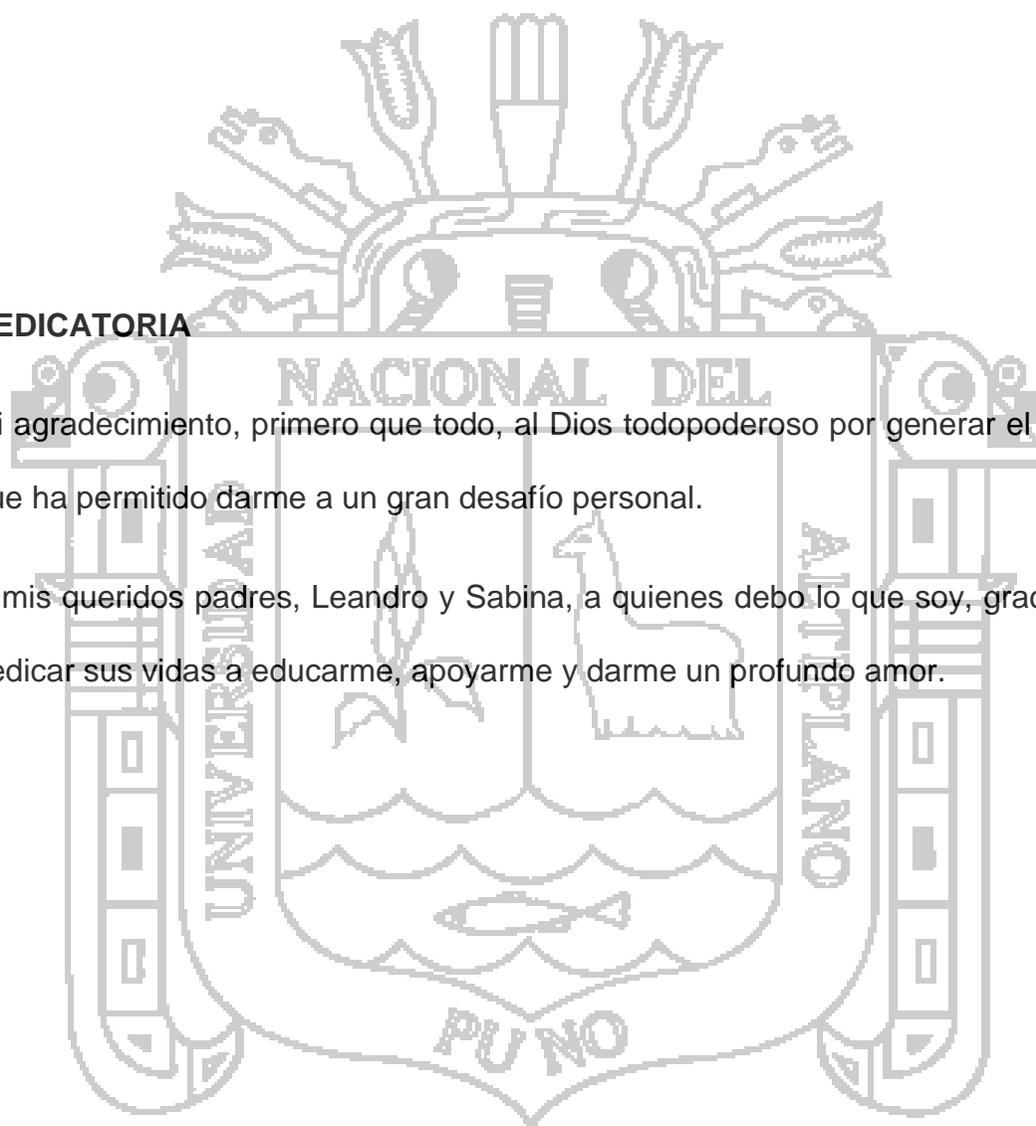
DIRECTOR DE TESIS

  
.....  
Ing. Alberto Maquera Gil**AREA: Metalurgia Extractiva****TEMA: Mineralogía**

**DEDICATORIA**

Mi agradecimiento, primero que todo, al Dios todopoderoso por generar el camino que ha permitido darme a un gran desafío personal.

A mis queridos padres, Leandro y Sabina, a quienes debo lo que soy, gracias por dedicar sus vidas a educarme, apoyarme y darme un profundo amor.





## AGRADECIMIENTOS

Gracias a los ingenieros de la escuela profesional de Ingeniería Metalúrgica quienes día a día aportaron en mi formación profesional, enseñándome buenos valores y formándome como Metalurgista.

Gracias a la empresa METALURGIA I COPELAS, que a través de la campaña, se hizo posible la realización de esta investigación.

<b>INDICE</b>	<b>Pág.</b>
<b>INTRODUCCION</b>	
<b>CAPITULO I</b>	<b>4</b>
1.1 Planteamiento del problema.....	4
1.1.1 Problema general.....	5
1.1.2 Problemas específicos.....	5
1.2 Antecedentes.....	5
1.3 Justificación de la investigación.....	6
1.4 Hipótesis de la investigación.....	7
1.4.1 Hipótesis principal.....	7
1.4.2 Hipótesis específicos.....	7
1.5 Objetivos del estudio.....	7
1.5.1 Objetivo principal.....	7
1.5.2 Objetivos específicos.....	8
<b>CAPITULO II</b>	
<b>MARCO TEORICO</b>	
2.1 Métodos de concentración.....	9
2.2 Flotación.....	9
2.2.1 Principios de flotación.....	9
2.3 Tipos de flotación.....	10
2.3.1 Flotación de espuma.....	11
2.3.2 Tipos de flotación de espuma.....	13
2.3.2.1 Flotación directa.....	13
2.3.2.2 Flotación reversa o inversa.....	13
2.3.2.3 Flotación bulk o colectiva.....	14
2.3.2.4 Flotación selectiva o diferencial.....	14
2.4 Circuitos básicos de flotación.....	14
2.5 Mecanismos de la frotación de espumas.....	15
2.6 Fases en la flotación de espuma.....	16
2.7 Variables en el proceso de flotación.....	18
2.7.1 Reactivos de flotación.....	18
2.7.1.1 Colectores.....	18
2.7.1.1.1 Adsorción del colector.....	22
2.7.1.2 Modificadores.....	22

2.7.1.3 Espumantes.....	23
2.7.2 Granulometría de la mena.....	24
2.7.3 Densidad de pulpa o porcentaje de solidos.....	24
2.7.4 Tiempo de residencia.....	25
2.7.5 pH de la pulpa.....	25
2.7.6 Acondicionamiento de la pulpa.....	26
2.7.7 Calidad del agua.....	26
2.7.8 Flujo de aire.....	26
2.7.9 Velocidad de agitación.....	27
2.8 Química de superficies.....	27
2.8.1 Tensión superficial.....	27
2.8.2 Adsorción.....	28
2.8.3 Iones determinantes del potencial.....	28
2.8.4 Doble capa eléctrica.....	28
2.8.4.1 Zonas de la doble capa eléctrica.....	29
2.8.4.2 Punto de carga cero.....	31
2.9 Termodinámica de la frotación.....	31
2.9.1 Colisión o impacto.....	32
2.9.2 Adhesión.....	33
2.9.3 Angulo de contacto y ecuación de Young.....	33
2.10 Cinética de la flotación.....	35
2.10.1 Modelo cinético de flotación discontinua.....	35
2.11 Concentración gravimétrica.....	39
2.11.1 Espirales helicoidales.....	39
2.11.1.1 Ventajas.....	41
2.11.1.2 Desventajas.....	41
2.11.1.3 Características de geometría y flujo.....	41
2.11.1.4 Fuerzas que interactúan.....	42
2.12 Bombas de pulpa.....	42
2.12.1 Datos característicos de diseño.....	42
2.13 Flotación de óxidos.....	43
2.13.1 Flotación directa.....	43
2.13.2 Flotación con sulfurización.....	43
2.13.3 Reactivos y reacciones químicas.....	46
2.14 Balance de material y metalúrgico.....	48
2.14.1 Balance metalúrgico.....	48

2.14.1.1 Razón de concentración (K).....	48
2.14.2 Balance de materiales.....	49
2.14.3 Ecuaciones para balance materia.....	50
2.15 Actividades recomendadas antes de analizar cualquier sistema de bombeo en operación.....	51
2.15.1 Método para analizar cualquier bomba en operación.....	51
2.15.2 Método adoptado para analizar los sistemas de bombeo de pulpa.....	52
2.15.3 Verificación y selección adecuada de la bomba.....	53
2.15.3.1 Carga total en el sistema de bombeo.....	54
2.15.3.2 Carga estática total.....	54
2.15.3.3 Calculo de altura de impulsión.....	55
2.15.3.4 Corrección de altura de impulsión.....	55
2.15.3.5 Altura de impulsión corregida $h_w$ (m.c.a.).....	58
2.16 Carga dinámica total.....	58
2.16.1 Medición de pérdida de presión.....	59
2.16.2 Calculo de velocidad de flujo de pulpa.....	59
2.16.3 Calculo de la viscosidad de la pulpa.....	59
2.16.4 Calculo de pérdida en tuberías.....	60
2.16.4.1 Calculo de coeficiente de fricción.....	60
2.16.4.2 Calculo del número de Reynolds.....	62
2.16.5 Calculo de la rugosidad relativa.....	62
2.16.6 Calculo de pérdida en accesorios.....	63
2.16.7 Construcción de la curva del sistema.....	66
2.16.8 Determinación de la eficiencia de la bomba.....	67
2.16.9 Determinación del consumo de energía.....	69
2.17 Descripción de la implementación a la planta existente.....	69
2.17.1 Instalación de transporte de pulpa.....	69
2.17.1.1 Materiales.....	70
2.17.1.1.1 Polietileno de alta densidad.....	70
2.17.1.1.2 Manguera.....	70
2.17.2 Instalación de bombeo de pulpa.....	74
2.17.3 Bombas de pulpa.....	74
2.17.3.1 Conexión de aspiración e impulsión.....	74
2.18 Instalación eléctrica.....	75
2.19 Banco de espirales MD2.....	76
2.20 Secuencias de arranque y parada.....	77
2.20.1 Secuencia de arranque.....	78
2.20.2 Secuencia de parada.....	78

**CAPITULO III****TRABAJO EXPERIMENTAL**

3.1 Introducción.....	79
3.2 Cubicación del mineral (relave).....	79
3.3 Muestreo.....	80
3.4 Peso específico del mineral.....	80
3.5 Caracterización del mineral.....	81
3.6 Granulometría alimentación de repulpeo.....	82
3.7 Metodología experimental.....	85
3.8 Optimización por diseños factoriales.....	85
3.8.1 Optimización por diseños factoriales de concentración gravimétrica.....	82
3.8.2 Balances metalúrgicos para pruebas de concentración Gravimétrica.....	85
3.8.3 Optimización de concentración gravimétrica por diseños factoriales $2^n$ .....	88
3.8.3.1 Variables reales y codificadas.....	89
3.8.3.2 Construcción del diseño factorial.....	89
3.8.3.3 Análisis de significancia.....	91
3.8.3.3.1 Estimaciones de los efectos para la recuperación.....	91
3.8.3.4 Análisis de varianza.....	93
3.8.3.4.1 Suma de cuadrados de la curvatura.....	94
3.8.3.4.2 Modelo matemático codificado.....	96
3.8.3.4.3 Evaluación del modelo matemático.....	97
3.8.3.5 Análisis de residuos.....	98
3.8.3.6 Decodificación del modelo matemático a escala natural.....	99
3.8.3.7 Pendiente ascendente.....	101
3.8.4 Optimización por diseños factoriales de flotación.....	102
3.8.5 Balances metalúrgicos para pruebas de flotación.....	103
3.8.6 optimización de flotación por diseños factoriales $2^{k-1}$ media fracción.....	106
3.8.4.1 Análisis de significancia.....	107
3.8.4.1.1 Estimaciones de los efectos.....	107
3.8.4.2 Coef. de regresión para recuperación - diseño experimental $2^{k-1}$ .....	110
3.8.4.3 Optimización.....	111
3.9 Cinética de flotación (laboratorio).....	112
3.10 Equipo experimental.....	115
3.10.1 Maquina de flotación.....	115
3.10.2 Otros equipos auxiliares.....	116

3.10.3 Calibración de instrumentos.....	116
3.11 Diagrama de flujo propuesto para el tratamiento industrial.....	118

## CAPITULO IV

### DISEÑO DE INGENIERÍA

4.1 Introducción.....	119
4.2 Selección de bombas.....	119
4.2.1 Calculo de parámetros de operación de la bomba B-I.....	120
4.2.2 Calculo de velocidad de flujo de pulpa.....	120
4.2.3 Calculo de la viscosidad de la pulpa.....	120
4.2.4 Calculo de perdida de carga en tubería.....	120
4.2.4.1 Calculo del número de Reynolds.....	121
4.2.4.2 Calculo de rugosidad relativa.....	121
4.2.4 Calculo de perdida de carga en accesorios.....	121
4.2.5 Perdida total por fricción.....	122
4.2.6 Determinación de la eficiencia de la bomba.....	122
4.3 Análisis de desempeño, selección y cálculo de bombas faltantes.....	124
4.4 selección de espirales.....	125
4.5 Balance de materia concentración gravimétrica.....	125
4.5.1 Cálculos en concentración gravimétrica.....	127
4.6 Selección de las celdas de flotación.....	130
4.7 Balance de materia en flotación.....	131
4.7.1 Cálculos en flotación.....	131
4.8 Balance de materia general de la planta.....	134
4.8.1 Balance de agua en planta.....	135
4.8.2 Balance de mineral en planta.....	135
4.9 Consumo de energía eléctrica en planta concentradora.....	135
4.10 Suministro de energía eléctrica.....	137
4.11 Cochas de concentrado.....	137
4.12 Cancha de relaves.....	137

## CAPITULO V

### EVALUACIÓN ECONÓMICA

5.1 Costos de operación.....	138
------------------------------	-----

5.2 Proyección de costos.....	138
5.3 Evaluación de proyecto.....	141
5.3.1 Evaluación económica.....	141
5.3.2 Relación beneficio/coste.....	141

## CAPITULO VI

### IMPACTO AMBIENTAL

6.1 Objetivo del estudio del impacto ambiental.....	143
6.2 Impactos sobre el medio ambiente.....	144
6.2.1 Impactos por contaminación atmosférica.....	144
6.2.1.1 Medidas correctoras.....	145
6.2.2 Impactos por contaminación hidráulica.....	145
6.2.2.1 Medidas correctoras.....	145
6.2.3 Impactos por contaminación sonora.....	146
6.2.3.1 Medidas correctoras.....	146
6.2.4 Impacto sobre el medio biótico.....	147
6.2.4.1 Medidas correctoras.....	147
6.3 Programa de vigilancia ambiental.....	147
Resultados y discusiones.....	148
Conclusiones.....	149
Recomendaciones.....	150
Bibliografía.....	151
Anexos.....	155

## INDICE DE GRAFICOS

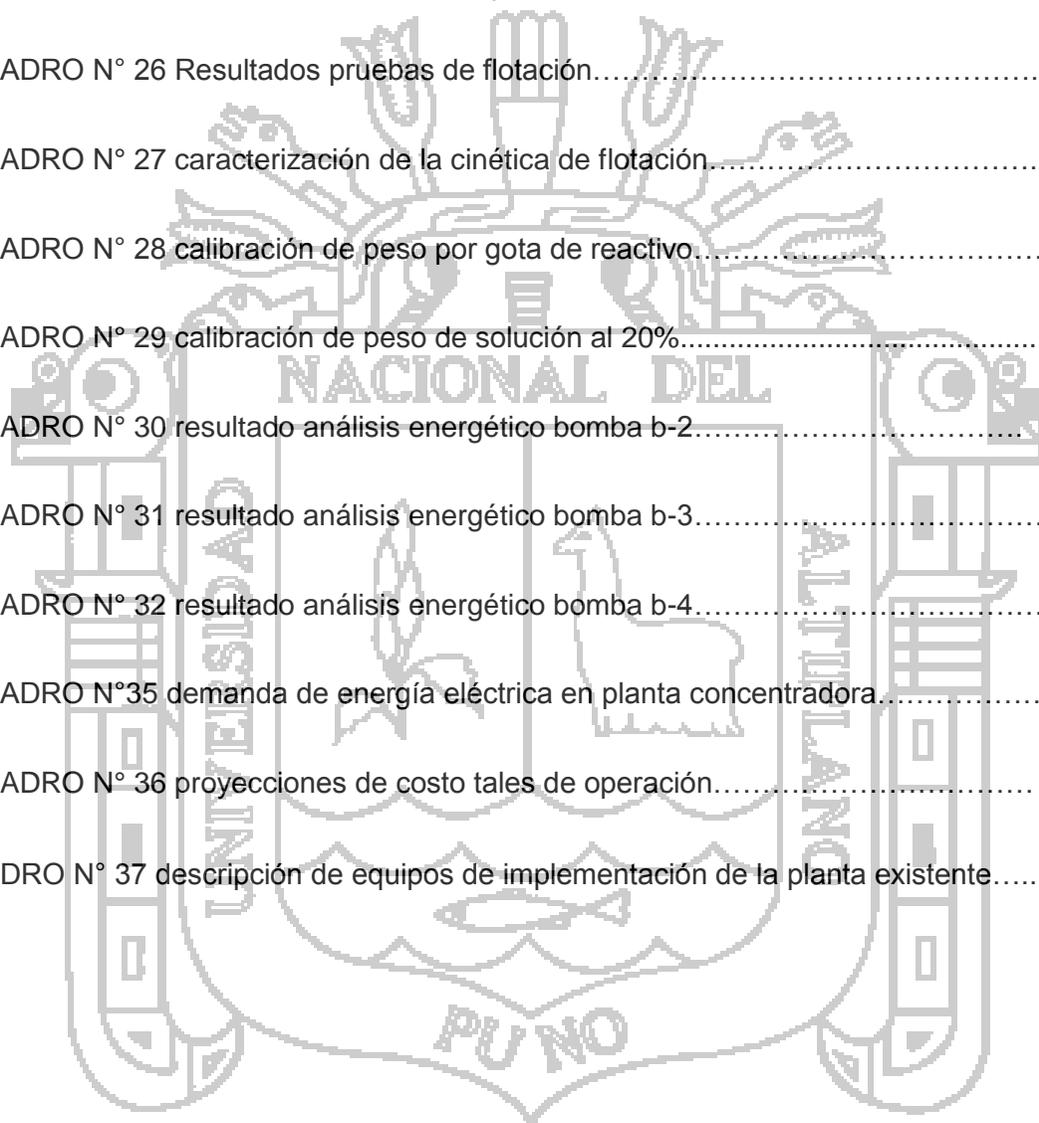
FIG.1. principio de la flotación de espuma.....	13
FIG. 2 fases en la flotación de espumas.....	16
FIG. 3 naturaleza polar del agua: formación de dipolos.....	17
FIG. 4. Adsorción de un colector en la superficie de un mineral.....	22
FIG. 5 modelos de la doble capa eléctrica.....	30
FIG. 6 doble capa eléctrica.....	30
FIG. 7 ángulos de contacto en un sólido .....	34
FIG. 8 Ubicación recomendada del vacuómetro y manómetro para estimar la cabeza hidráulica entregada por la bomba .....	52
FIG. 9. determinación de k.....	56
FIG. 10. ábaco HR y ER.....	57
FIG. 11. diagrama de moody para determinación de coeficiente de fricción.....	61
FIG. 12 rugosidades en el diámetro interior de la tubería.....	62
FIG. 13. Curva de pérdidas de fricción del sistema.....	66
FIG. 14. muestreo.....	80
FIG. 15. Diagrama de $d_{80}$ $d_{50}$ .....	83
FIG. 16. Diagrama de Pareto estandarizada para recuperación.....	91
FIG. 17. Efectos principales para recuperación.....	92
FIG. 18. Interacción para recuperación.....	92
FIG. 19. Superficie de respuesta estimada.....	93
FIG. 20. Efectos principales para recuperación.....	108
FIG. 21 . Interacción para recuperación.....	108
FIG. 22. Superficie de respuesta estimada.....	108
FIG. 23. Caracterización de cinética de flotación .....	108
FIG. 24. Máquina de flotación.....	115

## INDICE DE CUADROS

	Pág.
CUADRO N° 1 xantatos comerciales.....	20
CUADRO N° 2. Rugosidad absoluta de materiales.....	63
CUADRO N° 3 factor k para accesorios en tuberías.....	65
CUADRO N°4 amperajes motores bombas de pulpa con flujo registrado.....	67
CUADRO N° 5 tuberías de área de bombeo, cancha de relave-espiral.....	71
CUADRO N° 6 tuberías de área de banco de espirales.....	72
CUADRO N° 7 tuberías área alimentación a flotación, conducto de concentrado y relave.....	73
CUADRO N° 8 tuberías de área flotación.....	74
CUADRO N° 9 listado de bombas de pulpa.....	75
CUADRO N° 10 listado de motores.....	76
CUADRO N° 11 análisis granulométrico.....	82
CUADRO N° 12 pruebas de concentración gravimétrica.....	85
CUADRO N° 13 suma de cuadrados y análisis de significancia de las variables.....	96
CUADRO N° 14análisis residuales.....	98
CUADRO N° 15 valores para los análisis residuales.....	99
CUADRO N° 16. Parámetros de decodificación a escala natural.....	100
CUADRO N° 17 camino de máximo ascenso para recuperación.....	101
CUADRO N° 21. resultados de pruebas de concentración gravimétrica.....	102
CUADRO N° 21. Balances metalúrgicos para pruebas de flotación.....	103
CUADRO N° 21. variables considerados para el diseño factorial.....	106
CUADRO N° 22. construcción del diseño factorial fraccionado.....	107



CUADRO N° 23. análisis de varianza para recuperación - diseño experimental $2^{k-1}$ ...	109
CUADRO N° 24. camino de máximo ascenso para recuperación.....	110
CUADRO N° 25 Coef. de regresión para recuperación de dos efectos principales a un nivel de confianza de 99% - diseño experimental $2^{n-1}$ .....	111
CUADRO N° 26 Resultados pruebas de flotación.....	112
CUADRO N° 27 caracterización de la cinética de flotación.....	114
CUADRO N° 28 calibración de peso por gota de reactivo.....	117
CUADRO N° 29 calibración de peso de solución al 20%.....	117
CUADRO N° 30 resultado análisis energético bomba b-2.....	124
CUADRO N° 31 resultado análisis energético bomba b-3.....	124
CUADRO N° 32 resultado análisis energético bomba b-4.....	125
CUADRO N° 35 demanda de energía eléctrica en planta concentradora.....	136
CUADRO N° 36 proyecciones de costo tales de operación.....	139
CUDRO N° 37 descripción de equipos de implementación de la planta existente.....	140



## RESUMEN

El estudio trata del tratamiento del relave de un mineral oxidado polimetálico en la planta concentradora instalada de Tiquillaca-Puno, que contiene 13.58% Pb total y 3 oz/TC Ag; las cuales son tratadas 41.89 TMSPD de mineral (relave), con los procesos de concentración gravimétrica y flotación, los mismos que son optimizados según las pruebas metalúrgicas en el programa de statigraphics. En concentración gravimétrica las variables más representativas son la Densidad de Pulpa y Caudal de Pulpa llegando a una recuperación máxima de 42.8% Pb y 43.3% Ag con una Densidad de pulpa 1250 gr/l y 23.4 ml/s de Caudal de pulpa. En flotación que contiene como cabeza 9% Pb y 1.55 oz/TC Ag, que es el relave de concentración gravimétrica se llega a una recuperación de 58.6% Pb y 52.8 oz/TC Ag, las variables más importantes son: la dosificación de Sulfuro de Sodio 0.25 Kg/TM, Ph 8, Aerofloat -242 0.25 Kg/TM y Metil Isobutil Carbinol 0.02 Kg/TM. El concentrado obtenido tiene una ley de 48% Pb y el relave general tiene 6.97% Pb y 0.52% Ag. La inversión para el tratamiento de relave está valorizado en US. \$ 2678.57, el costo de la planta por 5 días es de US. \$ 7270.01 esto incluye costos directos, costos indirectos, gastos de administración. La evaluación económica de flujo proyectado para 1500TM, nos da como resultado. VAN=24.598.00; TIR=69%; B/C=1.335577, los resultados señalan la factibilidad del estudio.

**PALABRAS CLAVE:** Concentración, tratamiento, recuperación, relave, oxido, dosificación.

**ABSTRACT**

The study deals with the treatment of oxide ore tailings in polymetallic concentrator installed Tiquillaca -Puno , containing 13.58 % Total Pb and 3 oz / TC Ag ; which are treated TMSPD 41.89 ore ( tailings ) , the processes of gravity concentration and flotation , they are optimized according to the metallurgical testing program statigraphics . Gravity concentration in the most representative variables are the density Pulp and flow Pulp reaching a maximum recovery of 42.8 % Pb and 43.3 % Ag with a pulp density of 1250 g / l and 23.4 ml / s Flow of pulp. Containing as floating head 9 % Pb and 1.55 oz / TC Ag , which is the gravity concentration tailings will reach a 58.6 % recovery of Pb and 52.8 oz / TC Ag, the most important variables are: the dosage of sulfide sodium 0.25 Kg / MT , Ph 8 Aerofloat -242 0.25 Kg / Methyl Isobutyl Carbinol TM and 0.02 Kg / MT . The concentrate obtained has a law of 48 % Pb and has a general tailings Pb 6.97% 0.52 % Ag and investment to treat tailings is valued at U.S. \$ 2,678.57, the cost of the plant for 5 days is U.S. . \$ 7,270.01 this includes directs costs, indirect costs, administrative expenses. The economic evaluation of projected flow 1500TM gives us as a result. VAN = 24.598.00; TIR = 69 %; B / C = 1.335577, the results indicate the feasibility of the study.

**KEY WORDS:** Concentration, treatment, recovery, tailings, rust, dosing

## INTRODUCCIÓN

La minería en el país es una actividad que requiere grandes inversiones y alta tecnología la cual es explotada su potencial en una mínima parte, los métodos de concentración no son aplicadas en su totalidad, esto influye en la recuperación de mineral valioso ya que cada mineral es dependiente de su composición mineralógica y procesar en un equipo adecuado.

La planta concentradora de Tiquillaca no está en condiciones de procesar un mineral oxidado por falta de implementación de equipos que satisfagan la recuperación de minerales de composición oxidada, razón por la cual no se llega a una recuperación a más de 40% de mineral oxidado polimetálico de Pb.

Los procesos de concentración gravimétrica y flotación son usados para separar o concentrar minerales y otras especies químicas.

En la separación por concentración gravimétrica es el resultado de la influencia de los factores que determinan la separación gravimétrica como: la Gravedad específica del mineral, Densidad de Pulpa, caudal, granulometría, etc. La concentración gravimétrica aprovecha la diferencia de pesos entre el mineral valioso y la ganga, teniendo resultados satisfactorios en la recuperación de minerales de gran peso específico. En el proceso de concentración gravimétrica las bombas de pulpa son utilizadas para el bombeo hacia la alimentación de la pulpa.

La separación por flotación es el resultado de muchos procesos fisicoquímicos complejos que ocurren en las interfases sólido/líquido, líquido/gas y sólido/gas. La flotación depende de la probabilidad de unión de la partícula a la burbuja en la celda de flotación, la cual es determinada por la hidrofobicidad de la superficie de

la partícula. En la mayoría de los sistemas de flotación, la superficie de la partícula se torna hidrofóbica por la adsorción selectiva de los surfactantes llamados colectores.

La flotación es una técnica de concentración que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral, o especies de valor, y la ganga. La liberación de las partículas se consigue con etapas de molienda o remolienda. Para la mayoría de los minerales se alcanza un adecuado grado de liberación moliendo la mena a tamaños del orden de  $-100\ \mu\text{m}$  o  $-74\ \mu\text{m}$ .

El proceso de flotación, de esta forma, está gobernado por una gran cantidad de variables las que interactúan entre sí, y cuyo conocimiento contribuirá a comprender mejor el proceso en sí y obtener finalmente un mejor rendimiento en las aplicaciones prácticas.

Al contrario de otros métodos de concentración, en la flotación es posible variar la diferencia entre las propiedades útiles y la ganga, modificando el ambiente químico y electroquímico del sistema mediante la adecuada selección de los reactivos químicos adicionados: colectores, espumantes, activadores, depresores o modificadores de pH.

Para que la flotación de minerales sea efectiva, se consideran los siguientes aspectos: Reactivos químicos: colectores, espumantes, activadores, depresores, modificadores de pH.

Componentes del equipo de flotación: diseño de la celda, sistema de agitación, forma en que se dispersa el flujo de aire, configuración de los bancos de celdas, control de los bancos de celdas.

Componentes de la operación: flujo de alimentación, mineralogía de la mena,

granulometría de la mena, densidad de la pulpa, temperatura.

Los métodos de flotación para óxidos los podemos dividir en dos: flotación directa con colectores de cadena larga de carbón y la otra flotar con colectores tipo xantato previa sulfurización. En nuestro trabajo de investigación se analizan los factores físico-químicos y termodinámicos del proceso con aplicación práctica a un mineral polimetálico que contiene cerusita, anglesita y galena.



## CAPITULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la planta concentradora de Tiquillaca-Puno y en las demás plantas concentradoras industriales la recuperación de la parte valiosa de un mineral oxidado es bastante dificultosa ya que los minerales oxidados consumen bastante cantidad de reactivo, el control de la granulometría de molienda es un factor importante que determina la recuperación lo cual es dificultoso su control, así los demás parámetros tienen más obstáculos que los minerales sulfurados. Por las razones mencionadas en la planta concentradora de Tiquillaca no se llegaron a recuperar a más de 40% de recuperación por el método de flotación, por lo mismo que en el relave de los minerales oxidados se bota un promedio de 60% de Pb; por lo que resulta aplicar el medio de repulpeo de relave con un nuevo sistema de recuperación complementando con nuevos equipos más adecuados a la planta existente, para los minerales oxidados de plomo como la concentración gravimétrica, utilizando bombas de pulpa para la recirculación en los espirales, aprovechando el alto peso específico, la exposición con una granulometría fina de

la parte valiosa y optimizando los parámetros de concentración gravimétrica y flotación a base de programas y luego a nivel de la planta.

Esta alterativa propone la posibilidad de llegar a una recuperación que se llega a más de 55% de recuperación de Pb.

### 1.1.1 PROBLEMA GENERAL

¿Es factible la recuperación de mineral oxidado valioso de plomo del relave de la planta concentradora de Tiquillaca-Puno?

### 1.1.2 PROBLEMAS ESPECIFICOS

- a) ¿Determinación de parámetros de optimización en la recuperación de un mineral oxidado de plomo en el proceso de la concentración gravimétrica?
- b) ¿Determinación de parámetros óptimos en la recuperación de mineral oxidado de plomo en el proceso de flotación?

### 1.2 ANTECEDENTES

En el año 1924, Sullman y Edsor, inscribieron la patente USA: N°1.492.902 para usar jabones en la flotación de minerales oxidados; en 1935, introdujeron colectores catiónicos a base de aminas para flotar minerales no metálicos, no hay data cuando se empezó a usar sulfuro de sodio para reactivar minerales oxidados, pero a mediados del siglo XX, ya habían algunas plantas operando en diversos países del mundo; en lo fundamental se había logrado disminuir el consumo de

reactivos, principalmente colectores de varios kilogramos a unos cientos de gramos, con resultados solo parcialmente satisfactorios

El Perú siendo un país inminentemente minero-metalúrgico con reservas en cantidades apreciables que van desde relaves hasta minerales de buen grado, no cuenta con una información acorde con los recientes avances y si los hay se encuentran en forma aislada o dispersa.

En las plantas concentradoras que se encuentran en todo el Perú son muy pocas que recurren al repulpeo de relave como alternativa de recuperación.

En la planta concentradora de Tiquillaca – Puno anteriormente se extraía la parte valiosa del mineral a través de la flotación resultando esta no muy eficiente para el tratamiento de minerales oxidados polimetálicos, se optó por recurrir a buscar nuevos medios como la concentración gravimétrica que ayuda a mejorar la recuperación de concentrado desde el relave de un mineral oxidado.

### 1.3 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El presente proyecto titulado **“RECUPERACION DE MINERAL OXIDADO VALIOSO DEL RELAVE LA PLANTA CONCENTRADORA DE TIQUILLACA-PUNO”**, Se justifica que este método de repulpeo de relave con la aplicación de nuevos equipos de recuperación de concentrado de minerales oxidados de plomo va a demostrar que los relaves pueden ser nuevamente tratados optimizando los parámetros en el proceso de flotación y los parámetros en el proceso de concentración gravimétrica, ya que la mayoría de las plantas concentradoras no

recurre a este medio que va a ayudar a resolver el problema de baja recuperación de concentrado.

Este trabajo de investigación va a facilitar a las plantas concentradoras en la mayor recuperación de concentrado desde un mineral oxidado.

## **1.4 HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN**

### **1.4.1 HIPOTESIS PRINCIPAL**

Es factible la recuperación de mineral oxidado valioso del relave de la planta concentradora de Tiquillaca-Puno

### **1.4.2 HIPOTESIS ESPECIFICOS**

- a) Una adecuada determinación de parámetros óptimos en la recuperación de un mineral oxidado de plomo en el proceso de la concentración gravimétrica mejora la recuperación.
- b) Una adecuada determinación de parámetros óptimos en la recuperación de mineral oxidado de plomo en el proceso de flotación aumenta la recuperación.

## **1.5 OBJETIVOS DEL ESTUDIO**

### **1.5.1 OBJETIVO PRINCIPAL**

Recuperar mineral oxidado valioso del relave de la planta concentradora de Tiquillaca-Puno.

### 1.5.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- a) Determinar los parámetros óptimos en la recuperación de un mineral oxidado de plomo en el proceso de la concentración gravimétrica
- b) Determinar parámetros óptimos en la recuperación de mineral oxidado de plomo en el proceso de flotación.





## CAPITULO II

### MARCO TEORICO

#### 2.1 MÉTODOS DE CONCENTRACION

Separación de estos minerales valiosos de la ganga, que comúnmente se le conoce como Concentración, está relacionada principalmente con los métodos físicos de Concentración, los cuales pueden ser: propiedades ópticas, diferencias en gravedad específica, diferentes propiedades superficiales, propiedades magnéticas, propiedades de conductividad eléctrica.

#### 2.2 FLOTACION

##### 2.2.1 PRINCIPIOS DE LA FLOTACIÓN

La flotación es un proceso físico-químico de separación de minerales o compuestos finamente molidos, basados en las propiedades superficiales de los

minerales (mojabilidad), que hace que un mineral o varios se queden en una fase o pasen a otra. Las propiedades superficiales pueden ser modificadas a voluntad con ayuda de reactivos. El proceso de flotación se basa en las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los minerales.

Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de sólidos frente al agua.

Los metales nativos, sulfuros o especies como el grafito, carbón bituminoso, talco y otros son poco mojables por el agua y se llaman minerales hidrofóbicos. Por otra parte, los sulfatos, carbonatos, fosfatos, etc. son hidrofílicos o sea mojables por el agua.

### **2.3 TIPOS DE FLOTACIÓN**

#### **a) FLOTACIÓN NO SELECTIVA DE ACEITE (BULK OIL FLOTATION)**

Esta técnica 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.

#### **b) 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.

### **c) FLOTACIÓN DE ESPUMA**

Con la flotación de espuma la separación se la realiza gracias a la adhesión selectiva de partículas hidrófobas a pequeñas burbujas de gas (aire) que son inyectadas al interior de la pulpa. El conjunto 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.

### **d) FLOTACIÓN DE IONES**

Con ayuda de reactivos de flotación se precipitan los iones y luego éstos son flotados como en el caso de la flotación de espuma.

## **2.3.1 FLOTACIÓN DE ESPUMA**

Se puede definir a la flotación de espumas como un proceso mineralúrgico-

químico-cinético, o también, la flotación de minerales en espumas es un proceso físico-químico, cuyo objeto es la separación de especies minerales valiosas de las no valiosas. En un proceso de concentración de minerales ideal, la mena mineral se divide en un concentrado enriquecido con el componente útil o valioso y una cola o relave con los minerales que componen la ganga. Por su parte, la estabilidad de la burbuja dependerá del espumante agregado al proceso de flotación. El proceso de flotación de espumas se lleva a cabo en una máquina denominada celda de flotación

Este tipo de flotación es el que ha sobrevivido y es la técnica que más se emplea en la concentración de minerales.

Como ya mencionamos la flotación de espuma se basa en la repelencia natural o inducida de los minerales al agua (hidrofobicidad).

El principio de funcionamiento de un equipo de flotación, esencialmente consta de mecanismos de inyección de burbujas de aire y de mantenimiento en suspensión de las partículas. El volumen de las celdas varía desde 2 a 3000 pies cúbicos e incluso más grandes.

El tiempo de flotación es el tiempo promedio de retención de las partículas en la celda. Es el tiempo suficiente para que las partículas hidrófobas se adhieran a las burbujas de aire y floten a la superficie.

El tamaño de las partículas depende del grado de liberación. En la práctica este tamaño fluctúa entre 65 mallas Tyler hasta aproximadamente 10 micrones. Sin embargo, en el caso de algunos minerales no metálicos, como el carbón, fosfatos, potasa, etc., la flotación se puede llevar a cabo desde -28 # Tyler.

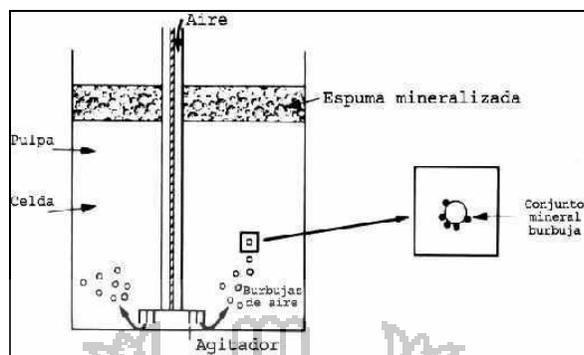


Fig. N° 1. Principio de la flotación de espuma

## 2.3.2 TIPOS DE FLOTACIÓN DE ESPUMA

### 2.3.2.1. FLOTACIÓN DIRECTA

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

### 2.3.2.2. FLOTACIÓN REVERSA O INVERSA

En este tipo de flotación el mineral valioso se queda como non-float considerado de valor como relave que es recuperado posteriormente y la ganga se capta en las espumas.

### 2.3.2.3. FLOTACIÓN BULK O COLECTIVA

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

#### 2.3.2.4. FLOTACIÓN SELECTIVA O DIFERENCIAL

Como su nombre indica la flotación es selectiva, por la acción selectiva de los reactivos permite que se flota un solo mineral a la vez en cada etapa.

El tamaño máximo de partícula 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 está entre 0,15 – 0,25 mm, para carbón entre 1 – 2 mm y para azufre nativo entre 0,5 – 1 mm.

#### 2.4. CIRCUITOS BÁSICOS DE FLOTACIÓN

Los circuitos de flotación son procesos continuos. Las celdas están instaladas en series formando bancos. La pulpa ingresa a la primera celda del banco y entrega parte de su mineral valioso en forma de espuma; el overflow de esta celda pasa a la segunda celda, de donde es sacada más espuma mineralizada, y así sucesivamente hasta la última celda del banco. La altura de la columna de espuma es determinada por el ajuste de la altura de la salida de la cola; la diferencia de altura entre ésta y el labio del overflow de la celda determina la altura de la espuma. La alimentación ingresa a la primera celda del banco y la columna de espuma en las primeras celdas se mantiene alta, ya que hay abundante cantidad de partículas hidrofóbicas de mineral que lo sustentan. Las últimas celdas de un banco contienen espumas con bajos contenidos de mineral, conformados por partículas hidrofóbicas débiles. Estas son denominadas celdas scavenger, usualmente conformados por partículas mixtas, las cuales son recirculadas. Las

celdas scavenger, tienen poco mineral para sustentar espuma alta, tienen su vertedero de colas crecido de tal manera que la pulpa sobrepasa siempre el labio de la celda. De esta manera se recupera el material flotante y se logra la máxima recuperación de las celdas. Debe evitarse las cargas circulantes excesivas, por más que la alimentación se diluya, y el tiempo de flotación se reduzca. Este flujograma puede ser operado exitosamente solamente cuando la caja (ganga) sea relativamente no flotable, y requiera un especial y cuidadoso control para mantener uniforme la ley del concentrado si hay fluctuaciones en la ley de cabeza. Un sistema preferido, es diluir el concentrado de las primeras celdas de un banco, conocido como flotación rougher, y reflotarlos en celdas de limpieza (cleaners), donde los vertederos se los mantiene bajos para mantener una espuma alta y producir un concentrado de alta ley. En este sistema rougher-scavenger-cleaner, las celdas de limpieza reciben comparativamente una alimentación de alta ley, mientras que la sección scavenger puede trabajar con un exceso de aire para obtener una máxima recuperación. Las colas de las celdas de limpieza, normalmente contienen partículas de mineral aerófilas que son generalmente recirculadas a las celdas rougher, y posteriormente a las scavenger.

## **2.5. MECANISMOS DE LA FLOTACION DE ESPUMAS**

El proceso de flotación está basado sobre las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los sólidos a separar. Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de los sólidos frente al agua, o sea, de mojabilidad de los sólidos.

Los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como grafito, carbón bituminoso, talco y otros, son poco mojables por el agua y se llaman minerales hidrofóbicos naturales.

Los minerales que son óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros son hidrofílicos, o sea, mojables por el agua.

## 2.6. FASES EN LA FLOTACION DE ESPUMAS

La flotación es un proceso heterogéneo, es decir, involucra más de una fase: sólido (mineral), líquido (agua) y gaseosa (burbujas). Para entender el proceso, es necesario estudiar las propiedades fisicoquímicas de las superficies de los minerales, la relación entre las fases sólida, líquida y gaseosa, y sus interfaces.

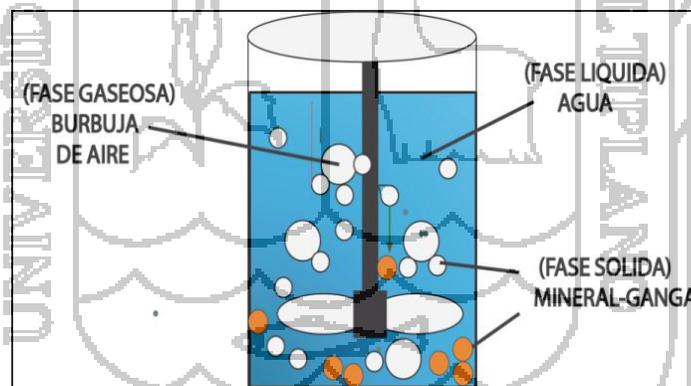


Fig. 2 Fases en la flotación de espumas.

### 1. FASE GASEOSA

Constituida generalmente por aire (en algunos casos por otro gas), que se introduce y dispersa en la forma de pequeñas burbujas.

## 2. FASE LÍQUIDA

Está constituida por agua con reactivos. El agua es polar, siendo ésta la causa de la hidratación superficial de algunos minerales en soluciones acuosas. Contiene generalmente iones ( $\text{Cl}^-$ ,  $\text{Na}^+$ ,  $\text{K}^+$ ,  $\text{Ca}^{++}$ ,  $\text{SO}_4^{--}$ , etc.), impurezas y contaminantes naturales

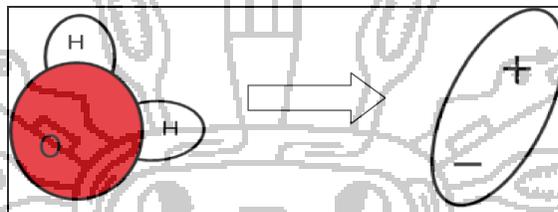


Fig. 3 Naturaleza polar del agua: formación de dipolos.

El oxígeno es un muy buen captador de electrones en la molécula (electronegatividad alta), por lo tanto atrae los electrones del hidrógeno exponiendo así sus protones (+). Esto genera un dipolo una molécula con un extremo negativo y el otro positivo.

## 3. FASE SÓLIDA

Está constituida por partícula de mineral finamente molidas. Las propiedades superficiales de los minerales dependen de su composición y estructura. En esta fase juegan un rol importante los siguientes factores:

- Carácter de la superficie creada en la ruptura del sólido (tipo de superficie, fuerzas residuales de enlaces).
- Imperfecciones en la red cristalina natural (vacancias, reemplazos de iones, etc.)

- Contaminaciones provenientes de los sólidos, líquidos y gases (oxidación de la superficie, etc.).
- La presencia de elementos traza, que pueden concentrarse en la superficie de los granos y tener una influencia mucho mayor que su concentración en el mineral.

## 2.7. VARIABLES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN

### 2.7.1. REACTIVOS DE FLOTACIÓN

Los reactivos de flotación es el componente y la variable más importante del proceso de flotación debido a que este proceso no puede efectuarse sin los reactivos, que cumplen determinadas funciones como la separación de minerales valiosos de la ganga.

#### 2.7.1.1. COLECTORES

Un colector es una sustancia normalmente orgánica de carácter heteropolar que forma una superficie de tipo hidrocarbonado sobre una partícula mineral contenida en una pulpa acuosa. El carácter hidrocarbonado viene condicionado por ser éstos los únicos que flotan.

Las interfaces sólido – líquido y líquido – gas son de gran importancia en la formación de un contacto estable, y es precisamente la función de un colector de influirlas en la dirección deseada. La adsorción (es la acumulación de una sustancia disuelta en un sólido) de un colector sobre la superficie

de un mineral es favorecida por un bajo potencial electrocinética una vez que se efectúa, disminuye en forma notable la capa hidratada del mineral creando las condiciones favorables para su unión con las burbujas de aire.

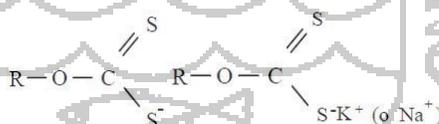
Los colectores se clasifican en dos grandes grupos:

## a) COLECTORES ANIONICOS

### a.1. COLECTORES TIPO THIOL:

En estos colectores el grupo polar contiene azufre bivalente, el que normalmente se utiliza para flotar sulfuros. Dentro de este tipo de colectores los más importantes son: los xantatos y ditiofosfatos, le sigue en importancia la tiocarbamida y mercaptobenzotiazol, usados en algunos casos como colectores de refuerzo, y luego están los de menor uso actual que son los xantogenados y ésteres xánticos

#### a.1.1. XANTATOS



La palabra Xantato proviene del vocablo griego "XANTOS" que significa amarillo que son usados como reactivos de flotación. Son colectores muy poderosos fabricados a partir de 3 elementos: bisulfuro de carbono, un álcali (potasa o soda cáustica) y un alcohol (metanol, etanol, etc.). Se producen comercialmente de alcoholes que tienen entre 2 y 6 átomos de carbono. Generalmente los xantatos que contienen más de 6 átomos de carbono no son tan efectivos como aquellos

producidos de alcoholes con cadena de carbono más cortas. Bajo condiciones favorables, los xantatos son promotores excelentes para todos los minerales sulfurosos.

CUADRO N° 1

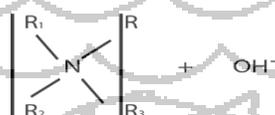
XANTATOS COMERCIALES				
NOMBRE DEL REACTIVO	AMERICAN CYANAMID	DOW CHEMICAL	HOECHST	RENASA
Etil Xantato Potásico	303	Z - 3	X	Comercia_ lizado. Con su nombre químico completo
Etil xantato sódico	325	Z - 4	X	
Propil Xantato Potásico				
Propil Xantato Sódico				
Isopropil Xantato Potásico	322	Z - 9	X	
Isopropil Xantato Sódico	345	Z - 11	X	
Butil Xantato Potásico		Z - 7	X	
Butil Xantato Sódico				
Isobutil Xantato Sódico	317	Z - 14		
Butil Xantato Potásico Secundario		Z - 8		
Butil Xantato Sódico Secundario	301	Z - 12	X	
Amil Xantato Potásico	350	Z - 6	X	
Amil Xantato Sódico			X	

Amil Xantato Potásico Secundario		Z - 5		
Amil Xantato Sódico Secundario				
Hexil xantato Potásico		Z - 10	X	
Hexil Xantato Sódico				

### b) COLECTORES CATIÓNICOS

Estos colectores producen hidrofobicidad debido a la cadena hidrocarbonada al que se le asocia un grupo polar de carga positiva. Entre estas se encuentran generalmente las aminas primarias y cuaternarias. Las que se obtienen por lo general de grasas naturales.

Con la finalidad de mejorar la solubilidad de los colectores aminas, estos se encuentran en forma de cloruros o acetatos.



La característica de los colectores catiónicos es por la presencia del nitrógeno pentavalente. Estos colectores se distinguen por su fácil adsorción y desorción, dependiendo de su concentración en la pulpa. Son menos selectivos que los colectores aniónicos. Aplicación de este tipo de reactivos se encuentran en la flotación de minerales no – metálicos, tales como cuarzo, silicatos,

aluminosilicatos y varios óxidos.

### 2.7.1.1.1. ADSORCIÓN DEL COLECTOR

La parte no polar de la molécula es un radical hidrocarburo, el cual difícilmente reacciona con los dipolos del agua, por ende, tiene propiedades fuertes para repeler el agua, en consecuencia proporciona las propiedades hidrofóbicas al mineral, por estar este extremo funcional orientado al agua. La parte polar o iónica es la que puede adsorberse selectivamente en la superficie del mineral ya sea por reacción química con iones de la superficie del mineral (adsorción química) o por atracción electrostática a la superficie mineral (adsorción física)

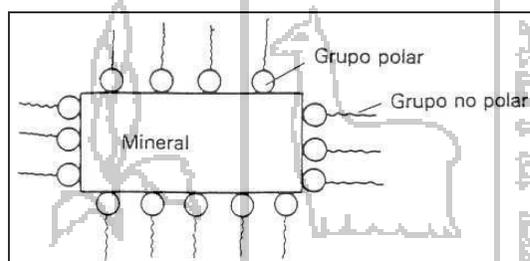


Figura 4. Adsorción de un colector en la superficie de un mineral.  
Fuente elaboración propia

### 2.7.1.2. MODIFICADORES

#### a) REGULADORES (MODIFICADORES DE pH) Y DISPERSORES

La función de los reactivos incluidos en este grupo es la de controlar la alcalinidad o acidez, contrarrestar el efecto interferente detrimental en las lamas, coloides y las sales solubles.

Por estas razones de mucha importancia controlar el pH apropiado. Los reactivos

que comúnmente se usan para ajustar el pH son: la cal y carbonato de sodio, ácido sulfúrico y clorhídrico, dióxido de azufre, carbón e hidróxido de amonio. Ocasionalmente se usa sosa caustica para incrementar el pH. Como dispersor de lamas se usa silicato de sodio.

### **b) ACTIVADORES**

Los reactivos activantes son usados para realizar la flotación de ciertos minerales que normalmente son difíciles o imposibles de flotar con el solo uso de promotores y espumantes. El ejemplo clásico de este tipo de reactivos es el sulfato de cobre que se usa para activar esfalerita, los sulfuros de hierro y en algunos casos la arsenopirita. Otros ejemplos incluyen ácido sulfhídrico y sulfuro de sodio para cubrir con una película sulfurosa los minerales constituidos por carbonato de plomo y cobre; al nitrato de plomo o acetato de plomo se usa como activador de la estibina y para mejorar la flotación de varios minerales no metálicos con promotores del tipo ácido graso.

### **c) DEPRESORES**

Los reactivos depresores ayudan a separar un mineral de otro cuando la flotabilidad de los dos minerales a ser separados es similar entre sí con respecto a cualquier promotor o combinación de promotores.

#### **2.7.1.3. ESPUMANTES**

Los espumantes son líquidos orgánicos poco solubles en agua, y tienen por función asegurar la separación de las partículas hidrófobas e hidrófilas, Las

burbujas creadas, generalmente por inyección de aire u otro gas o por agitación, tienen una duración muy corta (la duración de la vida de las burbujas en el agua limpia es del orden de una centésima de segundo), y tendencia a unirse entre sí, por lo que, para asegurar la estabilidad de la espuma y evitar con que las partículas captadas caigan nuevamente en la pulpa, perdiéndose la recuperación, se introducen unos compuestos espumantes, entre los cuales los más utilizados son el aceite de pino y el cresol (ácido cresílico), alcoholes de cadena larga tales como algunos de los espumantes aerofroth.

### **2.7.2. GRANULOMETRÍA DE LA MENA**

Existe un tamaño de partícula que presenta una mayor recuperación metalúrgica, observándose, en general, una disminución de ésta para tamaños más gruesos y más finos de la mena. La recuperación disminuye para tamaños pequeños, lo cual se relaciona con la dificultad de adhesión partícula/burbuja, dado a que éstas no adquieren la energía cinética suficiente para producir un agregado partícula/burbuja estable. Por otra parte, las partículas pequeñas son arrastradas más fácilmente a la espuma, ya que el drenaje a la pulpa se favorece con el incremento de la velocidad de sedimentación.

### **2.7.3. DENSIDAD DE PULPA O PORCENTAJE DE SÓLIDOS**

La densidad de la pulpa o porcentaje de sólidos en la flotación de minerales viene determinada desde la etapa de molienda/clasificación. es un factor importante, ya

que la flotación de los minerales ocurre en forma eficiente cuando la pulpa presenta un valor adecuado de porcentaje de sólidos.

La densidad de pulpa afecta el tiempo de residencia del mineral en las etapas de flotación, y de esta forma en la capacidad del circuito. En general, la etapa de flotación rougher de las plantas concentradoras de cobre operan con un porcentaje de sólidos comprendido entre 30% y 45%, mientras que, las etapas de limpieza (cleaner y recleaner) trabajan con un porcentaje de sólidos menor.

#### **2.7.4. TIEMPO DE RESIDENCIA**

El tiempo de flotación depende de las características del material que se va a flotar, y de la conjugación de todos los demás factores que inciden en el proceso. Para la optimización de los circuitos de flotación el tiempo óptimo de cada etapa se determina aplicando los criterios de Agar. A través de pruebas cinéticas de flotación.

#### **2.7.5. pH DE LA PULPA**

El pH es la variable de control más utilizada en el proceso de flotación, ya que resulta fundamental en la recuperación y selectividad, así como, en la depresión de minerales. El proceso de flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Los reactivos de flotación, principalmente los colectores, operan mejor en ciertos rangos de pH.

### **2.7.6. ACONDICIONAMIENTO DE LA PULPA**

El acondicionamiento es una etapa clave ya que proporciona el tiempo necesario para que actúen en forma eficiente los reactivos de flotación. Algunos colectores y modificadores presentan cinética de adsorción en los minerales bastante lenta por lo cual deben incorporarse al molino de bolas, mientras que otros reactivos se incorporan directamente al estanque acondicionador de la pulpa.

### **2.7.7. CALIDAD DEL AGUA**

Dada la gran cantidad de interacciones que se producen entre las variables del proceso, las cuales acondicionan el ambiente físico-químico de la flotación, un aspecto interesante de analizar es la calidad del agua que se utiliza en el proceso. Es común en las plantas concentradoras, que parte importante del agua utilizada sea agua de proceso, recuperada desde las etapas de separación sólido/líquido (espesadores, filtros, etc.), la cual contiene reactivos químicos residuales.

### **2.7.8. FLUJO DE AIRE**

Gorain et al. Realizaron pruebas en una celda de flotación industrial a escala utilizando 4 impellers diferentes y variando el flujo de aire y la velocidad de agitación. Donde se observaron que con el aumento del flujo de aire aumenta el tamaño medio de las burbujas. Otro resultado importante es que para los flujos de

aire mayores se obtienen distribuciones mayores de tamaño más anchas que en caso de flujos de aire bajos.

### **2.7.9. VELOCIDAD DE AGITACIÓN**

Grau et. Al. Señalan que cuando la dispersión de aire en la celda es baja, se esperan burbujas grandes y con formas elipsoidales. Sus experimentos demuestran que el tamaño medio de burbuja decrece con el aumento de la velocidad de agitación.

## **2.8. QUÍMICA DE SUPERFICIES**

### **2.8.1. TENSIÓN SUPERFICIAL**

En toda porción de materia existen fuerzas intermoleculares que en cierta forma mantienen unidas las moléculas que la componen. Si se considera una molécula ubicada en el seno de un líquido, ésta estará rodeada de moléculas de su misma naturaleza, por lo cual las fuerzas de atracción intermoleculares se compensan produciéndose un equilibrio energético. Es decir, las moléculas superficiales tienen una mayor energía que aquellas ubicadas en el seno del líquido.

La magnitud del desbalance de energía que se produce depende de la naturaleza de las interacciones moleculares. A este exceso de energía se denomina energía libre superficial. Por lo tanto, aumentar el área superficial de una cierta masa de líquido significa, entregar energía al sistema en forma de trabajo.

En consecuencia, la tensión superficial es la medida del trabajo requerido para

augmentar la superficie en una unidad de área, a presión, temperatura y masa constantes.

La magnitud de la tensión superficial está directamente relacionada con la magnitud de las fuerzas intermoleculares. Las interacciones moleculares y enlaces químicos más frecuentes, en orden creciente de su unión, son:

Fuerzas de London, fuerzas de Van der Waals o fuerzas de dispersión, Interacciones dipolo-dipolo inducido, interacciones dipolo-dipolo, enlace de hidrógeno, enlace iónico, enlace covalente, enlace metálico

### **2.8.2. ADSORCIÓN**

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

La adsorción puede definirse como la concentración de una entidad química (iones y moléculas) en una interfase, en modo tal que su concentración sea mayor o menor que aquellas de las fases que forman la interfase.

### **2.8.3. IONES DETERMINANTES DE POTENCIAL**

Generalmente, un conjunto de iones pueden ser identificados como determinantes de potencial, los primeros responsables por la carga superficial. Estos iones se denominan iones determinantes de potencial.

Existe una concentración particular de estos iones para la cual la carga de superficie es nula.

1. Son considerados como iones determinantes de potencial, tal como el caso del AgI, donde los iones determinantes de potencial son  $\text{Ag}^+$  e  $\text{I}^-$ .
2. En el caso de los minerales tipo óxidos, los iones determinantes de potencial son  $\text{H}^+$  y  $\text{OH}^-$ , etc

#### **2.8.4. DOBLE CAPA ELECTRICA**

La carga eléctrica de los sólidos presentes en una pulpa acuosa atrae una “atmosfera” de iones de carga contraria, la cual balancea la carga eléctrica global en el sistema. Parte de la atmósfera es difusa y la carga de superficie, en conjunto con la capa difusa, constituye la doble capa eléctrica.

##### **2.8.4.1. ZONAS DE LA DOBLE CAPA ELECTRICA**

En la doble capa eléctrica se distinguen las siguientes zonas. La carga superficial, la capa de Stern (constituida por los iones de la fase acuosa próxima a la superficie, siguiendo la relación de Boltzmann con relación a la distancia a la superficie), y la fase líquida.

En el modelo más simple de la doble capa eléctrica, mostrado en la figura, existen apenas dos zonas de carga, la carga de superficie y la capa de Gouy. Este modelo es aproximadamente válido si el enlace de adsorción es puramente electrostático, o sea, en ausencia de cualquier enlace químico primario.

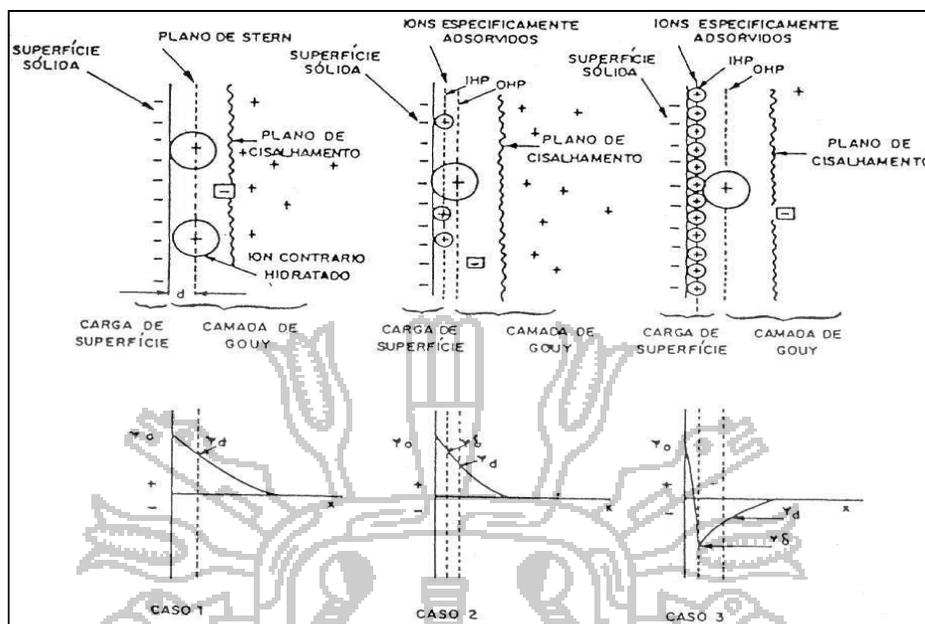


Fig. 5 Modelos de la doble capa eléctrica.

- 1) Modelo simple.
- 2) Modelo con iones adsorbidos específicamente.
- 3) Modelo con iones adsorbidos específicamente (adsorción super equivalente).

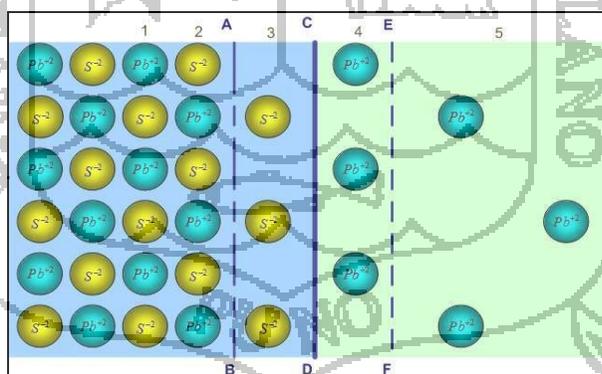


Fig. 6 doble capa eléctrica

**Fila 1 y 2:** iones no disturbados en el mineral.

**AB:** representa la celda no disturbada del mineral.

**Fila 3:** la parte de la celda de donde se extrajeron los cationes de plomo; un

exceso de aniones azufre da una carga negativa a la superficie.

**CD:** representa el límite físico del sulfuro de Pb.

**Fila 4:** representa la capa exterior ordenada de cationes Pb en el líquido.

**EF:** representa el límite del líquido está fuertemente enlazado y se mueve con la partícula.

**Fila 5:** la capa de iones difusos.

#### 2.8.4.2. PUNTO DE CARGA CERO

Generalmente, un conjunto de iones pueden ser identificados como determinantes de potencial, los primeros responsables por la carga de superficie. Estos iones se denominan iones determinantes de potencial. Existe una concentración particular de estos iones para la cual la carga de superficie es nula.

El punto de carga nula (punto de carga cero), PZC ("point of zero charge) se define como el logaritmo negativo de la actividad de uno de los iones determinantes de potencial, correspondiente a la carga real de superficie nula. Así, para sales simples, tales como, yodato de plata, la disolución preferencial y adsorción de iones de la red cristalina,  $\text{Ag}^+$  y  $\text{I}^-$ , son considerados como los mecanismos gobernantes.

#### 2.9. TERMODINÁMICA DE LA FLOTACIÓN

Para que en la práctica ocurra la adhesión entre una burbuja y una partícula mineral, deben cumplirse condiciones termodinámicas a la vez que

hidrodinámicas.

En primer lugar debe ocurrir un encuentro físico entre la partícula y la burbuja.

Los principios termodinámicos, aplicados a flotación de sulfuros y óxidos metálicos insolubles, podrían aplicarse para definir sistemas de flotación de carbonatos, sulfatos y silicatos, sin embargo esta simplicidad se ve afectada por su estructura cristalina, origen secundario, complejidad y textura fina, convirtiéndose estos minerales a veces en problemas difíciles de analizar, afectados aún más por su alta solubilidad, la cual agrava severamente la flotación.

Por ejemplo, si comparamos el ( $K_{ps}$ ) del sulfuro, carbonato y sulfato de plomo, podemos observar que a medida que este valor aumenta, la flotabilidad del mineral disminuye:

Mineral	$K_{ps}$ (Latimer 1952)
Galena	$7 \times 10^{-29}$
Cerusita	$1,5 \times 10^{-13}$
Anglesita	$1,3 \times 10^{-8}$

### 2.9.1. COLISION O IMPACTO

Para que dicha colisión sea exitosa se requiere que durante el corto tiempo que dura la colisión, tenga lugar el adelgazamiento y ruptura del film de líquido que los separa y se forme una nueva interfase mineral/aire. Tanto la espontaneidad con que ocurra esta etapa, así como, la estabilidad en el tiempo de esta adhesión, dependen de la hidrofobicidad del mineral.

Está controlada por fenómenos hidrodinámicos y variables tales como: radio de la burbuja (R), radio de la partícula (r), forma de la partícula, densidad del líquido ( $\rho_L$ ), densidad del sólido ( $\rho_S$ ), viscosidad ( $\mu$ ).

Existen diversos fenómenos relacionados con la colisión, estos son:

### 2.9.2. ADHESION

Durante la adhesión hay un efecto cinético importante. Hay un tiempo mínimo necesario para que ocurra una adhesión estable, llamado tiempo de inducción. Lógicamente, en la flotación se requiere que el tiempo de inducción sea menor que el tiempo de duración de la colisión.

Durante este corto lapso de tiempo debe ocurrir el reemplazo de la interfase mineral/solución por la interfase mineral/gas.

### 2.9.3. ANGULO DE CONTACTO Y ECUACION DE YOUNG

Esto último define un parámetro medible vinculado a la hidrofobicidad, que es el ángulo de contacto,  $\theta$ , en función de las tensiones interfaciales.

En el año 1805 Thomas Young propuso tratar el ángulo de contacto de una gota de líquido colocada sobre una superficie sólida plana, como un equilibrio mecánico de las tensiones interfaciales sólido/líquido, sólido/gas y líquido/gas.

$$\gamma_{LG} \cos \theta = \gamma_{SG} - \gamma_{SL} \quad (1)$$

Si,  $\gamma_{LG} \cos \theta = \gamma_{SG} - \gamma_{SL} = 0$ , en equilibrio

También se puede escribir así:

$$\cos \theta = \frac{\gamma_{SG} - \gamma_{SL}}{\gamma_{LG}} \quad (2)$$

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

De acuerdo a lo anterior, minerales cuyo ángulo de contacto sea cero han sido definidos como hidrofílicos y termodinámicamente no flotables. Lo contrario es aplicable a minerales que presentan un ángulo de contacto  $\theta > 0$ .

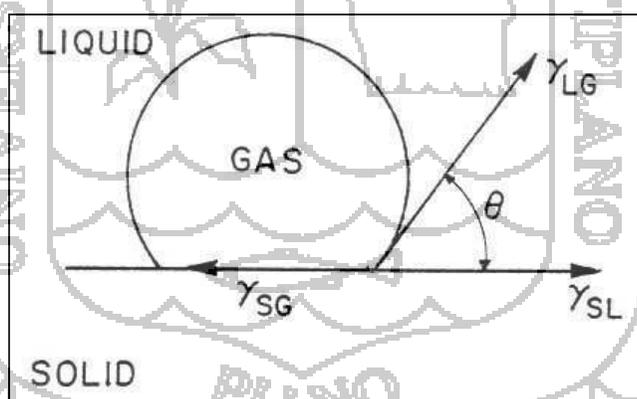


Fig. 7 Ángulo de contacto en un sólido.

Thomas Young (1805) propuso tratar el ángulo de contacto de una gota de líquido colocada sobre una superficie sólida plana, como un equilibrio mecánico de las tensiones interfaciales sólido-líquido, sólido-vapor y líquido-vapor

## 2.10. CINÉTICA DEL DE LA FLOTACIÓN

La cinética del proceso de flotación de espumas se puede definir como la cantidad de mineral transportado por las espumas como concentrado que se extrae de la máquina en la unidad de tiempo, donde a partir de este concepto se busca un modelo matemático que describa el proceso de flotación, bajo presunciones basadas en la teoría de los hechos establecidos por el estudio de mecanismo de la flotación, o de las observaciones empíricas.

### 2.10.1. MODELO CINÉTICO DE FLOTACIÓN DISCONTINUA

Consideremos el esquema de flotación de una celda convencional (agitación mecánica).

En este caso muchos investigadores, han considerado que el proceso de flotación en forma análoga a los procesos químicos responde a una reacción de primer orden, partiendo de la ecuación general, para cada mineral valioso y la ganga, dentro de la celda:

$$\frac{dC}{dt} = -kC^n \quad (3)$$

Donde:

C = Concentración del mineral valioso en el instante t.

t= Tiempo de flotación, en minutos.

$K$  = Constante de velocidad específica de flotación, en  $\text{min}^{-1}$

$V$  = Volumen efectivo de la celda.

$n$  = Orden de reacción (normalmente  $n = 1$ )

Ordenando e integrando la ec. (3) para  $n = 1$ , tenemos:

$$\frac{dC}{C} = -kdt \quad \rightarrow \quad \int_{C_0}^C \frac{dC}{C} = -k \int_0^t dt$$

$$\ln\left(\frac{C}{C_0}\right) = -kdt = \frac{C}{C_0} = e^{-kt} = \exp(-kt)$$

$$C = C_0 \exp(-kt) \quad (4)$$

Donde:  $C_0$  es la concentración inicial la especie valiosa o sea, para  $t = 0$ .  $C$  es la concentración de la especie o especies minerales flotables al tiempo  $t$ . La ecuación (4) se grafica según la expresión:

$$\ln\left(\frac{C_0}{C}\right) = kt \quad (5)$$

Pero estas concentraciones no son de utilidad en flotación, donde más bien se usan recuperaciones, que se obtienen de la realización de una prueba de flotación fraccionada, donde los concentrados parciales que se extraen de la celda, se secan, se pesan y se ensayan (análisis químico) para conocer el contenido metálico fino y de ahí la concentración (puesto que se conoce el volumen de la celda). Como este fijo, se trabaja directamente con concentraciones. Además el ingeniero sabe que en la práctica no es posible llegar

a una recuperación máxima,  $R_{\text{máxima}}$  del 100% ya que no todo el mineral valioso es flotado, por una razón de encapsulamiento, por ejemplo. Por consiguiente el  $\ln(C_0/C)$ , debe ser corregido, pues  $C_0$  es la concentración de toda la especie flotable menos la concentración de la misma especie que aún no flotó y quedó,  $C_\infty$ : Esto es,

$$-\frac{dC}{dt} = -k(C - C_\infty) \quad (6)$$

Integrando la expresión (3.2 a) se obtiene:

$$\int_{C_0}^C \frac{dC}{C - C_\infty} = \int_0^t -k dt \quad (7)$$

$$\ln \left( \frac{C_0 - C_\infty}{C - C_\infty} \right) = kt \quad (8)$$

Pero lo deseable es expresar la ecuación (8) en función de la recuperación, expresada como fracción en peso, de la especie mineral de interés (mineral valioso, ganga, agua, etc.), por lo tanto esta recuperación estará dada por:

$$R = \frac{C_0 - C}{C_0} \quad (9)$$

Ya que  $C_0 - C$  es la cantidad de concentrado o material valioso que flotó y  $C_0$  es la concentración de mineral valioso inicial, siempre que se mantenga constante el volumen de la celda. De modo que es posible escribir:

$$R = \frac{C_0 - C_\infty}{C_0}; \text{ para } t \rightarrow \infty$$

$$R = \frac{C_0 - C}{C_0}; \text{ para } t$$

Luego de (9), se escribe:

$$C_0 R = C_0 - C$$

Derivando esta expresión se obtiene:

$$C_0 \frac{dR}{dt} = \frac{dC}{dt} \quad (10)$$

De (10) se obtienen

$$C_{\infty} = C_0(1 - R_{\infty}) \quad ; \quad C = C_0(1 - R)$$

Y escribiendo la expresión (6) como:

$$\frac{dR}{dt} = -k(C - C_0)^n \quad (11)$$

$$C_0 \frac{dR}{dt} = -k(C_0(1 - R) - C_0(1 - R_{\infty}))^n$$

$$\frac{dR}{dt} = -kC_0^{n-1}(R_{\infty} - R)^n \quad (13)$$

Integrando (11) para  $n = 1$  se tiene:

$$\int_0^R \frac{dR}{R_{\infty} - R} = \int_0^t -k dt \quad ; \quad \ln(R_{\infty} - R) \Big|_0^R = -kt$$

$$\ln\left(\frac{R_{\infty} - R}{R_{\infty}}\right) = -kt \quad ; \quad \frac{R_{\infty} - R}{R_{\infty}} = e^{-kt} \quad ; \quad 1 - \frac{R}{R_{\infty}} = e^{-kt}$$

Luego:

$$R = R_{\infty}[1 - \exp(-kt)] \quad (14)$$

Donde:

R = Es la recuperación parcial a cualquier tiempo t.

$R_{\infty}$  = Es la recuperación máxima posible.

Que constituye la ecuación cinética del proceso de flotación discontinua, desarrollada originalmente por García Zúñiga (1935), donde K y R son los parámetros característicos de cada componente flotable y que dependen también de cada etapa de flotación

## 2.11 CONCENTRACIÓN GRAVIMETRICA

Los métodos de separación gravimétrica se usan para tratar una gran variedad de minerales, que varían desde los sulfuros pesados como la galena (peso específico 7,5) hasta el carbón (P.e. 1,3), y tamaños de partículas en algunos casos por debajo de 50  $\mu$ m. Este método declinó en importancia en la primera mitad del siglo pasado debido al desarrollo de los procesos de flotación, los cuales posibilitaron la concentración selectiva de complejos de baja ley.

### 2.11.1. ESPIRALES HELICOIDALES

El concentrador de espiral consiste en una canaleta helicoidal con cuatro a siete vueltas. Su funcionamiento puede ser comparado con el de una batea cónica,

donde las partículas livianas se mueven por la acción del agua hacia el borde y las partículas pesadas se concentran en el centro. Se puede considerar al concentrador de espiral como una serie de bateas superpuestas y conectadas.

Las partículas más pesadas se reúnen en el fondo, donde la fricción y el lastre actúan para aminorar la velocidad del material. Debido a la forma de espiral del lecho de la canaleta, las fuerzas centrífugas en la pulpa llevan al material más liviano hacia afuera, hacia el borde de la espiral, mientras que el material pesado permanece adentro.

Los modelos modernos de un diseño relativamente simple de espirales (tal como un Reichert LG 7) han rebasado gradualmente los tipos antiguos de espirales más complicados (espirales tipo Humphrey o Reichert WW6) con alimentación de agua de lavado y cortadores de concentrado en diferentes puntos a lo largo de la espiral.

La forma helicoidal hace posible la combinación de varias espirales en una sola columna (dúplex, triplex). La mayoría de las concentradoras espiral están hechas de plástico o de resina sintética, de fibra de vidrio reforzada, con cubierta de poliuretano.

Las espirales pueden ser utilizadas para una variación de tamaño de grano desde 2 mm hasta aprox. 30 mm. Por lo general, las espirales se caracterizan por su alta recuperación, pero también por su bajo factor de enriquecimiento, y es debido a este motivo que las espirales son utilizadas exitosamente en la fase de pre concentración o como "scavenger" (para la recuperación de minerales residuales de valor de las colas). Las espirales no son apropiadas para el enriquecimiento de los concentrados obtenidos a través del lavado en canaletas.

#### 4.111.1. VENTAJAS

- buena recuperación
- no usa reactivos de ningún tipo
- tiene costos de operación bajas
- El agua del proceso puede ser reciclado
- no requiere motor
- alta capacidad (hasta 50 t/d para una espiral simple)

#### 4.11.1.2. DESVENTAJAS

Necesitan grandes diferencias de altura entre la alimentación y la descarga; para obtener esta diferencia se puede aprovechar el gradiente natural de alguna ladera. Las plantas localizadas en terrenos más o menos planos necesitan bombas para alimentar la pulpa a las espirales, lo cual implica una inversión adicional; las bombas son sometidas a un desgaste pronunciado debido a la naturaleza abrasiva del material. Las espirales necesitan ser operadas con una densidad de pulpa entre 30-40%, para alcanzar resultados óptimos de concentración. Mientras la pulpa proveniente de un molino de bolas a menudo tiene que ser diluida para obtener esta densidad, la pulpa proveniente de un proceso de concentración gravimétrica con canaletas a veces está demasiado diluida para ser alimentada a las espirales.

#### 4.11.1.3. CARACTERÍSTICAS DE GEOMETRÍA Y FLUJO

El número de vueltas en los concentradores de espiral varían típicamente de 5 a 7 y el ancho del canal de 0,25 a 0,35 m.

El Angulo descendente del flujo principal varía radialmente y está gobernado por la espiral de tono, definida como la altura vertical perdida por revolución del helicoidal. Las profundidades del agua y las velocidades de las corrientes principales varían de 1-14 mm y 0,4-2,5 m/s respectivamente, los cuales aumentan hacia el exterior a través del canal. Consecuentemente, el paso progresivo de régimen laminar a turbulento existe.

#### 2.12 BOMBAS PARA PULPA

Cuando las condiciones topográficas no son adecuadas (pendientes en contra del flujo, distancias muy grandes, etc.), se requiere mover la pulpa con un sistema de bombeo. Las bombas utilizadas para esto son de características distintas a las bombas para agua pura, dada la alta densidad, viscosidad y abrasividad de la pulpa. Las bombas más utilizadas son:

##### 2.12.1. DATOS CARACTERÍSTICOS DE DISEÑO

La bomba de pulpas cuenta con componentes adicionales tales como:

- El eje de acero aleado de alta resistencia y gran formato debe ser soportado por cojinetes de alta resistencia lubricados con grasa en una unidad de cartucho autónoma

- Una doble junta proporciona que un sellado fiable de los cojinetes frente a la contaminación
- Es preferible un de diseño modular para lograr total intercambiabilidad de los componentes que reducirán al mínimo los niveles de existencias
- La opción de desensamblaje por la parte posterior facilitaría la inspección y el mantenimiento

## 2.13 FLOTACION DE OXIDOS

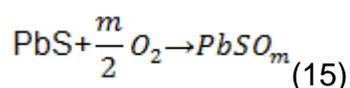
### 2.13.1 FLOTACIÓN-DIRECTA

La flotación directa en forma industrial no se practica, sin embargo algunos estudios de laboratorio han revelado resultados satisfactorios, por ejemplo: ácidos fáticos con una cadena larga de hidrocarburo han demostrado ser buenos colectores de cerusita y anglesita, la efectividad de colectores se debe a la larga cadena de su hidrocarburo y a la presencia de los componentes insolubles que forma con el ion plomo.

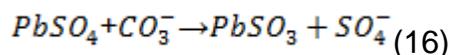
### 2.13.2 FLOTACIÓN CON SULFURIZACIÓN

La hidrofobización de la galena considerando la influencia del oxígeno en la superficie mineral (metales nativos y sulfuros puros son hidrofílicos) es de acuerdo a las siguientes reacciones.

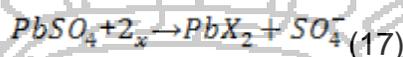
1. Oxidación superficial de la galena a sulfatos, sulfitos o Thiosulfatos:



2. Reemplazo de los sulfatos, sulfitos a carbonatos en el sistema abierto al aire:



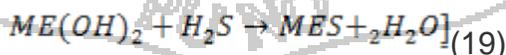
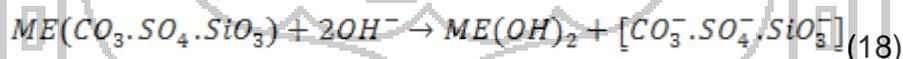
3. Reemplazo del sulfato, sulfito o carbonato de plomo superficial por xantato, formando xantato de plomo que es más estable que los carbonatos, sulfatos, sulfitos de plomo:



La adsorción química del xantato sobre la galena es originada por mono capas de xantatos y precipitados de xantato de plomo en multicapas.

En flotación de minerales oxidados de plomo: cerusita y anglesita que tienen una oxidación profunda, el procedimiento más ampliamente usado es la sulfurización de sus superficies; después de este tratamiento, colectores tipo xantatos: amil, isopropil, isobutil, pueden emplearse satisfactoriamente.

La reacción general de sulfurización de carbonatos sulfatos y silicatos puede ser representada por:



Se ha encontrado que la velocidad de sulfurización de la cerusita es mayor que la anglesita, este fenómeno determina la mayor flotabilidad de la cerusita frente a la anglesita en las mismas condiciones.

Un exceso actuará como depresor, como lo hace con los sulfuros durante la

flotación, en consecuencia la adición de sulfuro es muy crítica cuando se flota cerusita y anglesita.

La adsorción química de la especie activa del ión sulfuro ( $\text{HS}^-$ ) da como resultado una superficie más negativa, evitando así la adsorción del ion xantato mediante repulsión electrostática (López Valdiviezo, 1983).

En procesos prácticos cuando se agrega sulfuro en exceso, hay que esperar que el sulfuro reaccione con el oxígeno hasta el equilibrio y que el oxígeno gobierne el sistema para restituir las propiedades de flotación.

Fleming demostró que la sulfurización ocurre por formación del  $\text{PbS}$  en la superficie de la cerusita y anglesita.

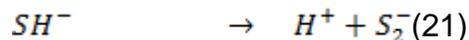
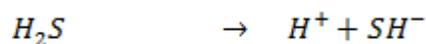
### 2.13.3 REACTIVOS Y REACCIONES QUÍMICAS

Los reactivos que se usan para sulfurizar son:

Sulfuro de Sodio	$\text{Na}_2\text{S}$
sulfuro Acido de Sodio (hidrosulfuro)	$\text{NaHS}$
sulfuro de Bario	$\text{BaS}$

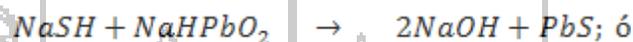
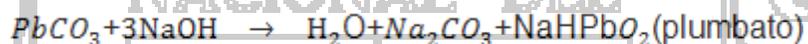
El reactivo que se usa en el presente trabajo es el sulfuro de sodio, en contacto con el agua se hidroliza por ser una sal que proviene de una base fuerte y ácido fuerte:





Como se puede ver, la reacción de disociación del  $Na_2S$  introduce iones  $OH^-$  produciendo alcalinidad, por otro lado los iones hidrosulfito  $SH^-$  y sulfuro  $S_2^-$  son los agentes activos que actúan sobre los minerales oxidados.

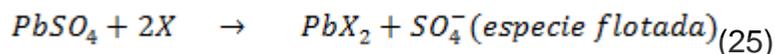
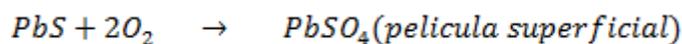
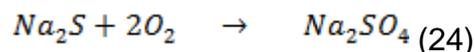
Si la concentración del sulfuro de sodio es suficiente, se formará, rápidamente un lecho grueso sobre el óxido, produciendo las siguientes reacciones para el caso de la cerusita:



El cambio de color claro de la cerusita que se ennegrece conforme se forman los sulfuros de plomo, es muy marcado, también se ha comprobado que para flotar cerusita no tiene que estar totalmente sulfurizada y de color negro, siendo suficiente una sulfurización parcial que se manifiesta por el color café, además el sulfurizante debe agregarse significativamente al inicio y el resto hacerlo por etapas en los diferentes puntos del circuito de flotación.

Como explicamos al inicio, los sulfuros no adsorben xantatos si es que no hay oxígeno en su superficie por esta razón los minerales oxidados y sulfurizados no pueden reaccionar con los xantatos luego de la sulfurización; por lo tanto, no flotan mientras los iones  $S_2^-$  y  $S$  están libres, los cuales deben oxidarse y desaparecer de la pulpa, produciéndose la flotación cuando el oxígeno desplaza a los iones

sulfurizantes de la solución.



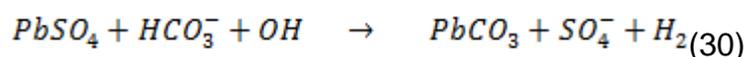
Estudios recientes sobre sulfidación indican que la presencia de sales de metales alcalinotérreos son perjudiciales para la flotación, porque reacciona con los productos provenientes de la sulfurización, pasivando los sulfuros o minerales sulfurizados con una capa de carbonato de calcio de acuerdo a la siguiente reacción:



El uso de hidrosulfuro de sodio: NaHS o ácido sulfhídrico: H<sub>2</sub>S en vez del sulfuro de sodio es recomendable para evitar este efecto, formando bicarbonato de calcio soluble en vez de carbonato de calcio insoluble de acuerdo a las siguientes reacciones en medio ácido o ligeramente ácido.



La flotación de la anglesita se puede realizar agregando bicarbonato de sodio, transformando la superficie de este mineral en carbonato de acuerdo a la reacción:



Luego la reacción de sulfurización de la anglesita carbonatada es:



La adsorción del xantato es similar a lo explicado para galena y cerusita, con esto se consigue flotar anglesita

## 2.14 BALANCE DE MATERIAL Y METALURGICO

### 2.14.1 BALANCE METALÚRGICO

El balance metalúrgico o contabilidad metalúrgica se efectúa en una Planta Concentradora para determinar la producción diaria, la eficacia o recuperación obtenida, la calidad de los concentrados, etc.

#### 2.14.1.1 RAZÓN DE CONCENTRACIÓN (K)

Este término indirectamente se refiere a la selectividad del proceso. Directamente expresa cuántas toneladas de mineral de cabeza se necesitan procesar en la Planta Concentradora para obtener una tonelada de concentrado. En consecuencia, esta razón es un número que indica cuántas veces se concentró el mineral valioso contenido en la mena.

Balance de materiales y de metal valioso contenido en cada flujo de la Planta Concentradora. Esto es:

1. Balance de material: alimentación (F) =concentrado(C) + relave (T)(32)

2. Balance de metal: Ff =Cc + Tt (33)

Multiplicando la ecuación 1 por t y restando de la ecuación 2 se obtiene lo siguiente:

$$Ft = Ct + Tt$$

$$F(f - t) = C(c - t) \quad (34)$$

De donde se obtiene la razón de concentración, es decir:

$$K = F/C = (c - t) / (f - t) \quad (35)$$

#### 2.14.1.2 RECUPERACIÓN

Este término se refiere a la eficiencia y rendimiento del proceso de flotación. Es decir, es la parte de mineral valioso que se obtiene en el concentrado, con respecto del mineral valioso contenido en el mineral de cabeza. Se expresa en porcentaje y su expresión matemática es:

$$R = (Cc/Ff) * 100 \quad (36)$$

#### 2.14.2 BALANCE DE MATERIALES

Como hemos dicho anteriormente, un aspecto importante de todo estudio de procesamiento de minerales es un análisis de la forma en que está distribuido el material en los puntos en que se dividen o se combinan los flujos dentro del circuito. Es por consiguiente necesario conocer este aspecto para diseñar adecuadamente un diagrama de proceso y es también esencial para hacer estudios de evaluación y optimización de plantas en operación. Esta serie de

cálculos que se realizan se conocen como “**balance de materiales**”, el cual se basa en el principio de la conservación de la materia.

En general:

$$\text{ENTRADA} - \text{SALIDA} = \text{ACUMULACION} \quad (37)$$

Pero en el caso de Plantas Concentradoras el sistema es continuo y en lo posible se mantiene en estado estacionario o estable, por lo tanto no hay acumulación.

Luego la relación se convierte en:

$$\text{ENTRADA} = \text{SALIDA}$$

### 2.14.3 ECUACIONES PARA BALANCE DE MATERIA

-porcentaje de sólidos

$$\%S = \frac{(Dp - 1) * Ge * 100}{(Ge - 1)Dp} \quad (38)$$

- dilución de pulpa

$$Rp = \frac{100 - \%S}{\%S} \quad (39)$$

- toneladas métricas de agua

$$TMPD_{agua} = \%S * Rp \quad (40)$$

-toneladas métricas de pulpa

$$TMPD\ pulpa = TMSPD + TMPD\ agua \quad (41)$$

**-caudal de pulpa en gpm**

$$Q\ gpm = \left( \frac{TMSPD}{Dp} + TMPD\ agua \right) * \frac{glns}{min} \quad (42)$$

## 2.15. ACTIVIDADES RECOMENDADAS ANTES DE ANALIZAR CUALQUIER SISTEMA DE BOMBEO EN OPERACIÓN

El primer paso es observar de manera general el sistema de bombeo, entiéndase como familiarización de los sitios donde se encuentran las bombas, terminología utilizada en la planta para referirse a las bombas, tipos de bombas, marcas y modelos de las bombas instaladas, clases de fluido a bombear, entre otros. Esto es vital para el desarrollo del proyecto, porque le permite a la persona que desarrolla el estudio, moverse y ubicarse dentro de la planta sin sentirse desubicado.

### 2.15.1. METODO PARA ANALIZAR CUALQUIER BOMBA EN OPERACION

Una vez ejecutadas las actividades previas, se deben plantear métodos de análisis que permitan obtener los valores aproximadamente entregados por las bombas, lo que permitirá más adelante confrontarlo con los requerimientos reales del sistema productivo; no obstante, dichos métodos debieron ser analizados con el fin de

determinar la viabilidad de ejecución que tenían en el marco del presente proyecto.

El punto real de operación de cualquier bomba en funcionamiento, se logra estimar teniendo:

Caudal o flujo bombeado por la bomba en operación

Cabeza hidráulica entregada por la bomba en operación (HP)

Potencia real absorbida por la bomba en operación

**Figura 8. Ubicación recomendada del vacuómetro y manómetro para estimar la cabeza hidráulica entregada por la bomba**



**Fuente:** Fotografía de bomba instalada tomada por autor.

### **2.15.2. METODO ADOPTADO PARA ANALIZAR LOS SISTEMAS DE BOMBEO DE PULPA**

De acuerdo a las limitaciones que se tuvieron en la planta de EIC, el siguiente método fue el que más convino desarrollar. Se propuso relacionar los siguientes datos que también son medibles y que ofrece cualquier bomba en operación:

## Caudal bombeado y Potencia real absorbida por la bomba

### 2.15.3 VERIFICACION Y SELECCIÓN ADECUADA DE LA BOMBA.

El proceso siguiente consiste en verificar la selección adecuada de la bomba para el sistema analizado. Para lo anterior se involucra la ecuación generalizada de Bernoulli como herramienta para estimar los requerimientos reales por parte del sistema productivo, representados por la cabeza hidráulica necesaria para bombear el flujo previamente registrado con el medidor.

La ecuación generalizada de Bernoulli permite estimar el incremento de energía proporcionado por la bomba entre el punto de succión y el punto final de descarga del fluido, de acuerdo a los requerimientos del caudal o flujo a bombear, esto es:

$$\frac{P_1}{\rho g} + Z_1 + \frac{V_1^2}{2g} - \sum h_{\text{totales}} + H_b = \frac{P_2}{\rho g} + Z_2 + \frac{V_2^2}{2g} \quad (15)$$

Donde:

$$\frac{P_1, P_2}{\rho g} : \text{Alturas de presión} \quad \frac{V_1^2, V_2^2}{2g} : \text{Alturas de velocidad}$$

$Z_1, Z_2$ : Alturas geodésicas de acuerdo al punto de referencia

$\sum h_{\text{totales}}$ : Suma de todas las pérdidas hidráulicas externas a la bomba (fricción y accesorios)

$H_b$ : Energía suministrada al fluido en términos de altura, de acuerdo al caudal bombeado

Al despejar  $H_b$  desde la ecuación, se obtiene la cabeza hidráulica que en realidad requiere el sistema en función del flujo bombeado, tenemos:

$$H_b = \frac{P_1 - P_2}{\rho g} + \frac{V_1^2 - V_2^2}{2g} + (Z_1 - Z_2) + \sum h_{\text{totales}} \quad (16)$$

Las pérdidas hidráulicas totales se componen de pérdidas de carga por fricción ( $h_f$ ) y pérdidas de carga por accesorios en tubería ( $h_K$ ), las primeras pueden ser estimadas mediante diversos métodos matemáticos, nomogramas, ábacos, tablas, curvas, entre otros; en el marco del presente proyecto se utiliza la ecuación de Darcy-Weisbach.

### 2.15.3.1. CARGA TOTAL EN EL SISTEMA DE BOMBEO

La curva del sistema queda definida por la carga estática total y las pérdidas de presión en el sistema de bombeo (carga dinámica).

### 2.15.3.2. CARGA ESTÁTICA TOTAL.

La carga estática total se determina conociendo la altura geométrica del nivel del líquido entre los recipientes de succión y descarga y la línea de centros de la bomba, así como las presiones en esos mismos puntos.

$$H_{ET} = H_D - H_S + \frac{P_D - P_S}{\gamma} \quad (17)$$

Donde:

$H_{ET}$ : Carga estática total.

$H_D$ : Altura de descarga.

$H_S$ : Altura de succión.

$P_D$ : Presión en el recipiente de descarga.

$P_S$ : Presión en el recipiente de succión.

$\gamma$ : Peso específico del fluido.

### 2.15.3.3. ALTURA DE IMPULSION

La altura de impulsión ( $H$ ), se define como la sumatoria de las pérdidas de carga por fricción, por singularidades y por desnivel geométrico.

En el cálculo de bombas la altura de impulsión considera también otras pérdidas de carga como son por: presión, velocidad y succión.

En el caso de trabajar con pulpas hay que considerar lo siguiente:

$$H = H_f + H_s + H_G(18)$$

- Determinar la altura de la pulpa como si fuera agua.
- Corregir la altura de impulsión de la pulpa por el factor  $HR = RSP = J_m/J_o$ .

### 2.15.3.4 CORRECCION A ALTURA DE IMPULSION

Los catálogos de bombas de pulpa presentan las curvas de funcionamiento para agua pura por lo cual éstas deben ser corregidas para las características de la pulpa a impulsar. Para las bombas centrífugas se considera lo siguiente:

Ecuación General:

$$H_{w(\text{equivalente } H_2O)} = \frac{H(\text{pulpa})}{HR} \quad (19)$$

Donde  $HR < 1$

Para determinar HR se pueden utilizar diversos métodos empíricos

**MODELO DE Mc ELVAIN Y CAVE**

$$HR = 1 - \frac{KC_v}{20} \quad (20)$$

Donde K se obtiene de un ábaco parametrizado por la gravedad específica de los sólidos (S). Ver figuras:

**Bombas de pulpa: Mac Elvain y Cave determinación de K**

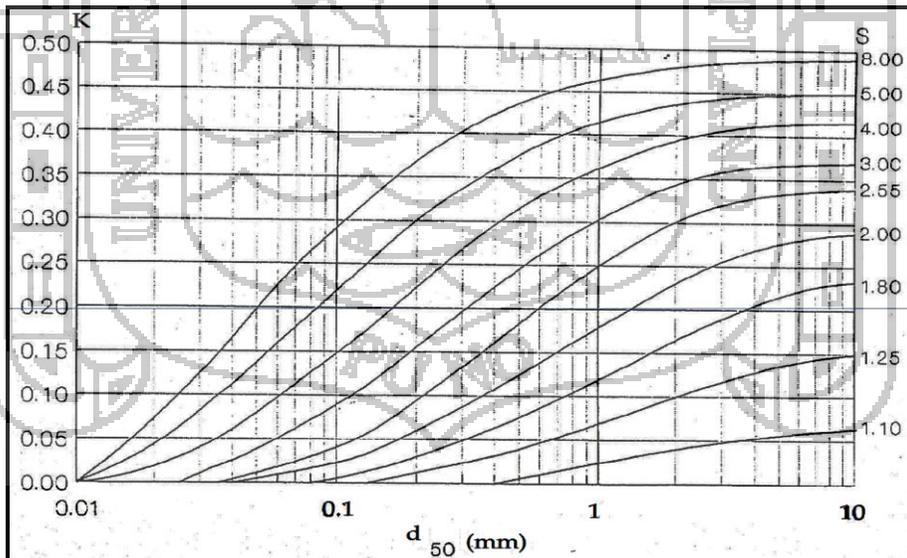


Fig. 9. Determinación de k

**Bombas de pulpa: Mac Elvain y Cave determinación de HR**

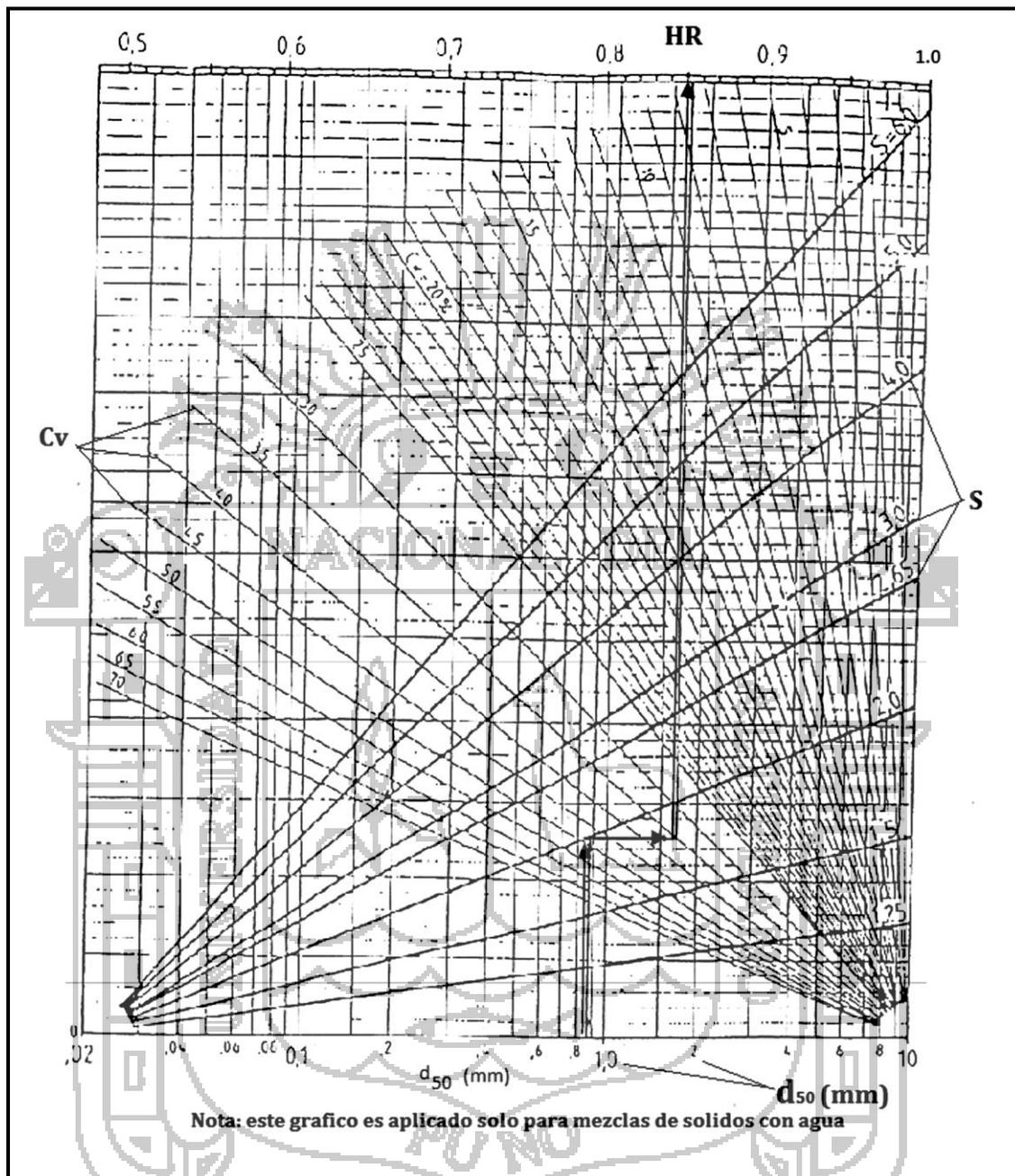


Fig. 10. Ábaco HR y ER. Fuente: Warman

$$HR = \frac{COLUMNA DE PULPA}{COLUMNA DE AGUA} \quad ER = \frac{EFICIENCIA PARA PULPA}{EFICIENCIA PARA AGUA}$$

*Cv*: Concentración en peso de los sólidos en la pulpa (%)

$S$  : Gravedad específica de los sólidos

$d_{50}$  : Tamaño promedio de las partículas sólidas (mm)

### 2.15.3.5. CALCULO DE ALTURA DE IMPULSION CORREGIDA $H_w$ (m.c.a.)

$$H_w = \frac{H_T}{HR C_s(21)}$$

Donde:

$H_T$  = altura de impulsión en [m.c.p]

$HR = RSP$  = factor de corrección por efecto de sólidos en la pulpa  $HR(d_{50}, S, C_p)$ .

$d_{50}$  = diámetro medio de partículas a transportar [mm]

$S$  = gravedad específica de los sólidos.

$C_s$  = coeficiente de seguridad;

0,9 pulpa no espumosa (relaves)

0,7 pulpa espumosa (concentrados)

### 2.16 CARGA DINÁMICA TOTAL.

La carga dinámica total representa las pérdidas de presión, las cuales se originan por la fricción del fluido en las tuberías, válvulas, accesorios y otros componentes como pueden ser intercambiadores de calor u otros. Estas pérdidas varían proporcionalmente con el cuadrado de la velocidad del caudal. También varían de acuerdo con el tamaño, tipo y condiciones de las superficies de tubos y accesorios y las características del líquido bombeado.

### 2.16.1. MEDICIÓN DE PÉRDIDA DE PRESIÓN

Una forma práctica de medir la caída de presión en un sistema de bombeo es a través de mediciones en campo, por ejemplo, instalando manómetros en la descarga de la bomba (inmediatamente después de la brida) y al final de la línea de suministro.

Pérdida Presión = Presión Punt1 - Presión Punto2

### 2.16.2 CALCULO DE VELOCIDAD DE FLUJO DE PULPA

$$Q = A * v \quad (22)$$

Donde:

Q= caudal de pulpa (m<sup>3</sup>/seg.)

A= sección interna de la tubería (m<sup>2</sup>)

v= velocidad de flujo de pulpa (m/seg.)

$$A = \frac{\pi D^2}{4} \quad (23)$$

### 2.16.3. CALCULO DE LA VISCOSIDAD DE LA PULPA

Ecuación de Thomas (estudio experimental con esferas uniformes, sin restricción para Cv):

$$\frac{\mu_p}{\mu} = 1 + 2.5C_v + 10.05(C_v)^2 + 0.00273 * \exp^{16.16C_v} \quad (24)$$

$\mu$ : Viscosidad de agua a 20°C 1.005\*10<sup>-3</sup> kg/(m\*s) (1.002 cP)

$$\mu = \frac{\tau}{dv/dy} \quad (25)$$

$\tau$ : Esfuerzo de corte

$dv/dy$ : Tasa de deformación angular de la mezcla (velocidad del fluido,  $v$  / distancia perpendicular a la dirección del flujo,  $y$ ).

#### 2.16.4. CÁLCULO DE PÉRDIDAS EN TUBERÍAS

Las pérdidas de carga en tuberías se determinan mediante la ecuación de Darcy-Weisbach:

$$h_L = f * \frac{L}{D} * \frac{v^2}{2g} = f \frac{8LQ^2}{D^5 g \pi^2} \quad (26)$$

Dónde:

Q: Caudal (m<sup>3</sup>/s).

$H_L$ : pérdida de carga en tuberías (m).

D: diámetro interno de la tubería (m).

L: longitud de la tubería (m).

g: aceleración de la gravedad (m/s<sup>2</sup>).

f: factor de fricción (adimensional).

v: velocidad del fluido (m/s).

$\pi$ : Constante adimensional (3.1416).

##### 2.16.4.1. CALCULO DEL COEFICIENTE DE FRICCIÓN

El coeficiente de fricción ( $f$ ) se determinara a partir del nomograma “factor de fricción en función del número de Reynolds con Rugosidad relativa con parámetro”

para lo cual se necesita conocer previamente, tanto el número de Reynolds ( $N_{RE}$ ), como la Rugosidad relativa ( $K/D$ ) de la tubería para determinar según el diagrama de Moody.

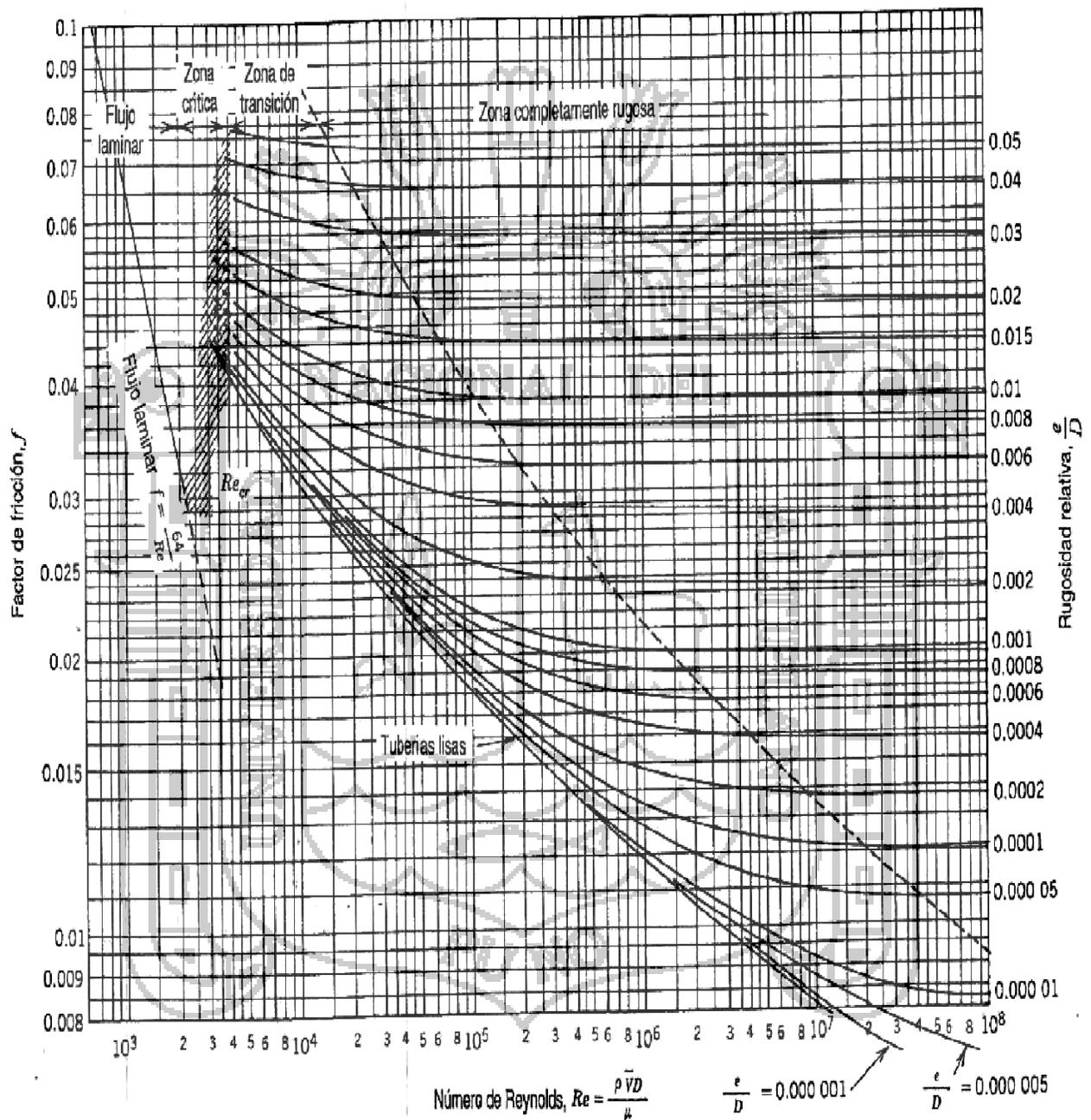


Fig. 11. Diagrama de Moody para determinación de coeficiente de fricción

### 2.16.4.2. CALCULO DEL NUMERO DE REYNOLDS

Para el cálculo del número de Reynolds se empleara la siguiente formula:

$$N_{RE} = \frac{D * v * \rho}{\mu} \quad (27)$$

$\rho$ : Densidad de la pulpa

#### Rangos de Importancia del $N_{RE}$

Para aplicaciones prácticas en tuberías, si el Re es mayor a 4.000, el flujo será turbulento, en tanto que si el Re es menor a 2.000, el flujo será laminar.

En el rango entre 2.000 y 4.000 es imposible predecir qué flujo existe y a esta zona se le llama Zona Crítica.

### 2.16.4.3 CALCULO DE LA RUGOSIDAD RELATIVA

La rugosidad relativa se calcula a partir de la siguiente relación ( $\epsilon/D$ )

K= rugosidad absoluta

Con los datos obtenidos para el  $N_{RE}$  y la ( $\epsilon/D$ ) se empleara el nomograma para los coeficientes de fricción.

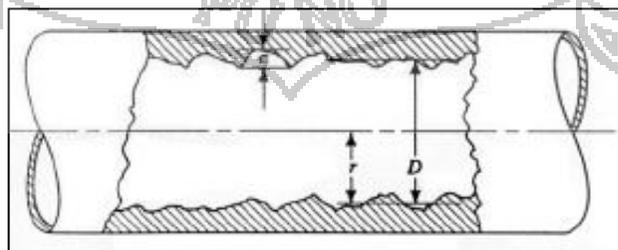


fig. 12 Rugosidad en el diámetro interior de la tubería

$\varepsilon$ : Rugosidad absoluta

En la siguiente tabla se muestran algunos valores de rugosidad absoluta  $\varepsilon$  para distintos materiales.

**CUADRO N° 2**  
**RUGOSIDAD ABSOLUTA DE MATERIALES**

Material	$\varepsilon$ (mm)	Material	$\varepsilon$ (mm)
Plástico (PE, PVC)	0.0015	Fundición asfaltada	0.06 - 0.18
PRFV	0.01	Fundición	0.12 - 0.60
Tubos estirados de acero	0.0024	Acero comercial y soldado	0.03 - 0.09
Tubos de latón o cobre	0.0015	Hierro forjado	0.03 - 0.09
Fundición revestida de cemento	0.0024	Hierro galvanizado	0.06 - 0.24
Fundición con revestimiento bituminoso	0.0024	Madera	0.18 - 0.90
Fundición centrifugada	0.003	Hormigón	0.3 - 3.0

## 2.16.5. CÁLCULO DE PÉRDIDAS DE CARGA EN ACCESORIOS

Estas se determinan mediante la siguiente ecuación:

$$h_A = k * \frac{v^2}{2g} = \frac{8 * k * Q^2}{D^4 g \pi^2} \quad (28)$$

Donde:

$H_A$ : pérdida de carga en accesorios (m).

$v$ : velocidad del fluido (m/s).

$Q$ : Caudal ( $m^3/s$ ).

$D$ : diámetro de la tubería (m).

$g$ : aceleración de la gravedad ( $m/s^2$ ).

$k$ : coeficiente de resistencia (adimensional).

El factor “ $k$ ” es adimensional y su valor depende del tipo de accesorio y diámetro del mismo; se define como la pérdida de altura de velocidad para una válvula o accesorio.

Algunos fabricantes pueden proporcionar su factor  $k$ , por lo tanto, deberá utilizarse ese valor.

**CUADRO N° 3**  
**FACTOR K PARA ACCESORIOS EN TUBERIAS**

Clase de resistencia aislada	Diámetros nominales de las tuberías	3/8	1/2	3/4	1	1 1/4	1 1/2	2	2 1/2	3	4
		10	15	20	25	32	40	50	65	80	100
	manguito de unión	0,00	0,00	0,02	0,03	0,04	0,05	0,06	0,09	0,12	0,15
	cono de reducción	0,20	0,30	0,50	0,65	0,85	1,00	1,30	2,00	2,30	3,00
	codo o curva de 45°	0,20	0,34	0,43	0,47	0,56	0,70	0,83	1,00	1,18	1,25
	curva de 90°	0,18	0,33	0,45	0,80	0,84	0,96	1,27	1,48	1,54	1,97
	codo de 90°	0,38	0,50	0,63	0,76	1,01	1,32	1,71	1,94	2,01	2,21
	"te" de 45°	1,02	0,84	0,90	0,96	1,20	1,50	1,80	2,10	2,40	2,70
	"te" arqueada o de curvas ("pantalones")	1,50	1,68	1,80	1,92	2,40	3,00	3,60	4,20	4,80	5,40
	"te" confluencia de ramal (paso recto)	0,10	0,15	0,20	0,30	0,40	0,50	0,60	0,70	0,80	0,90
	"te" derivación a ramal	1,80	2,50	3,00	3,60	4,10	4,60	5,00	5,50	6,20	6,90
	válvula retención de batiente	0,20	0,30	0,55	0,75	1,15	1,50	1,90	2,65	3,40	4,85
	de pistón	1,33	1,70	2,32	2,85	3,72	4,67	5,75	6,91	8,40	11,1
	válvula retención paso de escuadra	5,10	5,40	6,50	8,50	11,50	13,0	16,5	21,0	25,0	36,0
	válvula de compuerta abierta	0,14	0,18	0,21	0,26	0,36	0,44	0,55	0,69	0,81	1,09
	válvula de paso recto y asiento inclinado	1,10	1,34	1,74	2,28	2,89	3,46	4,53	5,51	6,69	8,80
	válvula de globo	4,05	4,95	6,25	8,25	10,8	13,0	17,0	21,0	25,0	33,0
	válvula de escuadra o ángulo (abierta)	1,90	2,55	3,35	4,30	5,60	6,85	8,60	11,1	13,7	17,1
	válvula de asiento de paso recto	-	3,40	3,60	4,50	5,65	8,10	9,00	-	-	-
	intercambiador	-	-	-	2,1	5	12,5	13,2	14,2	25	-
	radiador	2,50	3,00	3,50	4,00	4,50	5,00	5,75	6,50	7,00	7,50
	radiador con valvulería	3,75	4,40	5,25	6,00	6,75	7,50	8,80	10,10	11,40	12,70
	caldera	2,50	3,00	3,50	4,00	4,50	5,00	5,75	6,50	7,00	7,50
	caldera con valvulería	3,00	4,20	4,90	5,60	6,30	7,00	8,00	8,75	9,50	10,00
	contador general	4,5 m c.a.									
	individual o divisionario	10 m c.a.									

### 2.16.6 CONSTRUCCIÓN DE LA CURVA DEL SISTEMA.

Una vez determinadas las pérdidas de fricción en tuberías se suman las pérdidas por accesorios y se construye la curva de pérdidas por fricción (Figura 2).

$$H_f = H_L + H_A \quad (29)$$

Donde:

H<sub>f</sub>: Pérdida Total por Fricción.

H<sub>L</sub>: Pérdida por fricción en tuberías.

H<sub>A</sub>: Pérdida por fricción en accesorios.

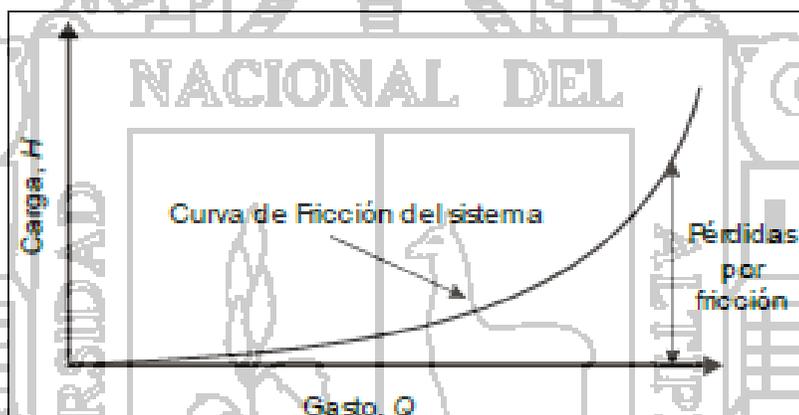


Figura 13. Curva de Pérdidas de Fricción del Sistema.

La curva del sistema es la suma de la carga estática total más la carga dinámica total.

$$\text{Carga total del sistema } (H_{Total}) = H_{(estática)} + H_{(Dinámica)}$$

Es decir:

$$H_{Total} = H_{(Estatico)} + \frac{v_{Descarga}^2 + v_{Suction}^2}{2g} + \sum \left[ f * \frac{L}{D} * \frac{v^2}{2g} \right] i + \sum \left[ k * \frac{v^2}{2g} \right] i \quad (30)$$

Si se considera que la velocidad en la succión es igual a la de descarga de la bomba, el segundo componente de la ecuación anterior es igual a cero.

**2.16.8 DETERMINACION DE LA EFICIENCIA DE LA BOMBA.**

En caso de no contar con las curvas características de la bomba, se puede determinar la eficiencia de la bomba mediante el siguiente procedimiento:

Determinar la potencia demandada por la bomba o la entregada por el motor, mediante la ecuación:

Potencia Demandada por la Bomba (hp o kW) = Potencia del motor (medida) x

$\eta_{motor}$

**CUADRO N°4**

**AMPERAJE MOTORES BOMBAS DE PULPA CON FLUJO REGISTRADO**

BOMBA	LECTURA AMPERIOS
BOMBA SUMERGIBLE 3"	13.2 A
BOMBA SPIASA 2 ½" X 2"	7.4 A
BOMBA SPIASA 2" X 2"	7.3 A
BOMBA SPIASA 2 ½" X 2"	11

Establecer la potencia hidráulica de la bomba mediante la siguiente ecuación:

$$Potencia\ Hidraulica\ (kW) = \frac{\rho gQH}{1000 \frac{w}{kw}} \quad (31)$$

Donde:

Q: caudal (m<sup>3</sup>/s)

H: carga total (m)

$\rho$ : Densidad del fluido (kg/m<sup>3</sup>)

g: aceleración de la gravedad (m/s<sup>2</sup>)

De tal manera que la eficiencia de la bomba queda definida como:

$$\eta_{\text{bomba}} (\%) = \frac{\rho g Q H}{\text{Potencia Demandada por la Bomba} \times 1000} \frac{\text{W}}{\text{kW}} \quad (32)$$

Si se conoce la eficiencia de la bomba y la potencia hidráulica se puede determinar la potencia requerida por la bomba o la entregada por el motor, mediante la ecuación:

$$\text{Potencia Demandada por la Bomba (kW)} = \frac{\rho g Q H}{\eta_{\text{bomba}} \times 1000} \frac{\text{W}}{\text{kW}} \quad (33)$$

Si se conoce la potencia requerida por la bomba y la eficiencia del motor, se puede determinar la potencia requerida (kW) por el conjunto bomba-motor con la ecuación:

$$\text{Potencia Requerida (kW)} = \frac{\text{Potencia Demandada por la Bomba}}{\eta_{\text{motor}}} \quad (34)$$

$\eta_{\text{motor}}$ : De acuerdo al libro de la Goulds Pumps, sugiere que una medida de que tan eficiente un motor transforma energía eléctrica en energía mecánica, sería un valor cercano al 85%. Se adopta este valor y los cálculos estarán fundamentados en él.

Hasta ahora se tiene el valor aproximado de la potencia que esta siendo

absorbida por el eje de la bomba en operación, mediante el cual se podría estimar la potencia hidráulica que está suministrando la bomba al fluido manejado, nuevamente de acuerdo a la lectura de amperios:

#### **2.16.9 DETERMINACIÓN DEL CONSUMO DE ENERGÍA.**

El consumo de energía se determina con la potencia que demanda el conjunto bomba-motor (*kW*) y el tiempo de operación del mismo (horas al año).

*Consumo (kWh) = (Potencia medida) \* (horas de operación)*

### **2.17 DESCRIPCIÓN DE LA IMPLEMENTACION A LA PLANTA EXISTENTE**

#### **2.17.1. INSTALACIÓN DE TRANSPORTE DE PULPA**

Esta instalación está formada por las tuberías que conecta la cancha de relave con el primer espiral y por las tuberías que se disponen entre los espirales de bombeo, las tuberías que alimenta a la flotación, la tubería de concentrados y relave.

La denominación de cada tubería están claramente denominados, la información necesaria para realizar el cálculo de esta instalación (alturas, caudales, tamaño de partículas, intensidad de corriente, etc), se obtiene de los diagramas de flujo del proceso y de la implantación de los equipos. Puesto que la presión no influye en la elección del diámetro de la tubería, es la velocidad la que determina la tubería a emplear en cada línea Cálculos viene explicado.

### 2.17.1.1. MATERIALES

Los materiales empleados en las tuberías de conducción de pulpa son PE HD

PN 10 (polietileno alta densidad 10 atm de presión) y mangueras tipo “SEMPERIT

SAND BLAST PN10 (10 atm de presión).

#### 2.17.1.1.1. POLIETILENO DE ALTA DENSIDAD

<b>PEHD</b>	
<b>CARACTERISTICAS</b>	
Densidad (gr/cm <sup>3</sup> )	0.94
<b>CARACTERISTICAS MECANICAS</b>	
Resistencia a la ruptura (N/mm <sup>2</sup> )	22
Módulo elástico de tensión (N/mm <sup>2</sup> )	780
Estiramiento hasta ruptura (%)	200
Dureza Rockwel (en seco)	R60
Coef. de fricción con el acero	0.3
<b>CARACTERISTICAS TERMICAS</b>	
Punto de fusión	130
Conductividad térmica (W/km)	0.4
T° de funcionamiento continuo (C°)	80
<b>CARACTERISTICAS ELECTRICAS</b>	
Rigidez dieléctrica (kv/mm)	45
Resistencia de volumen (ohm.cm)	10 <sup>17</sup>

.Propiedades PE HD. Fuente: [www.plasticbages.com](http://www.plasticbages.com)

### 2.17.1.1.2. MANGUERA

Las mangueras presentan un tubo interior de caucho natural de notable espesor y máxima resistencia a la abrasión, confeccionado con mezclas especiales que aseguran la conducción de la electricidad estática generada por la fricción.

La manguera presenta una capa de caucho intermedia que garantiza la perfecta adherencia del tubo interior a cubierta.

Las mangueras se emplean cuando se necesitan diámetros muy pequeños (diámetros interiores menos de 40 mm).

**CUADRO N° 5 TUBERÍAS DE ÁREA DE BOMBEO, CANCHA DE RELAVE-  
ESPIRAL 1**

CODIGO	FLUIDO	REFERENCIA	Ø (mm)	VALVULAS	CURVAS	LONG. (m)	DENOMINACION
10.1	PULPA	PEHD	2 1/2"	1		80	cancha de relave- espiral 1
10.2	AGUA	MANG	1"	2		70	planta-cancha de relave
10.3	AGUA	MANG	1"	2		70	planta-cancha de relave
10.4	PULPA	PVC	4"			3	alimentación bomba 1

Fuente: Elaboración propia

**CUADRO N° 6 TUBERÍAS DE ÁREA DE BANCO DE ESPIRALES**

<b>CODIGO</b>	<b>FLUIDO</b>	<b>REFERENCIA</b>	<b>Ø (mm)</b>	<b>CURVAS</b>	<b>LONG. (m)</b>	<b>DENOMINACION</b>
20.1	PULPA	PEHD	2 ½"	1	7	bomba 2-espiral2
20.2	PULPA	PEHD	2 ½"	1	8	bomba 4-espiral 4
20.3	PULPA	PEHD	2 ½"	1	6	bomba 3-espiral 3
20.4	AGUA	MANG	¾"		3	lavado de bomba 2
20.5	AGUA	MANG	¾"		5	lavado de bomba 3
20.6	AGUA	MANG	¾"		5	lavado de bomba 4
20.7	AGUA	MANG	¾"		1.5	Lavado de conc. Espiral 1
20.8	AGUA	MANG	¾"		1.5	lavado de conc. Espiral 1
20.9	AGUA	MANG	¾"		1.5	Lavado de conc. Espiral 1
20.10	AGUA	MANG	¾"		2	Lavado de conc. Espiral 1
20.11	AGUA	MANG	¾"		2	Lavado de conc. Espiral 1
20.12	AGUA	MANG	¾"		2	Lavado de conc. Espiral 1
20.13	AGUA	MANG	¾"		2.5	Lavado de conc. Espiral 2
20.14	AGUA	MANG	¾"		2.5	Lavado de conc. Espiral 2
20.15	AGUA	MANG	¾"		2.5	Lavado de conc. Espiral 2
20.16	AGUA	MANG	¾"		3	Lavado de conc. Espiral 2
20.17	AGUA	MANG	¾"		3	Lavado de conc. Espiral 2
20.18	AGUA	MANG	¾"		3	Lavado de conc. Espiral 2
20.19	AGUA	MANG	¾"		1.5	Lavado de conc. Espiral 3
20.20	AGUA	MANG	¾"		1.5	Lavado de conc. Espiral 3
20.21	AGUA	MANG	¾"		1.5	Lavado de conc. Espiral 3

20.22	AGUA	MANG	3/4"		2	Lavado de conc. Espiral 3
20.23	AGUA	MANG	3/4"		2	Lavado de conc. Espiral 3
20.24	AGUA	MANG	3/4"		2	Lavado de conc. Espiral 3
20.25	AGUA	MANG	3/4"		2.5	Lavado de conc. Espiral 4
20.26	AGUA	MANG	3/4"		2.5	Lavado de conc. Espiral 4
20.27	AGUA	MANG	3/4"		2.5	Lavado de conc. Espiral 4
20.28	AGUA	MANG	3/4"		3	Lavado de conc. Espiral 4
20.29	AGUA	MANG	3/4"		3	Lavado de conc. Espiral 4
20.30	AGUA	MANG	3/4"		3	Lavado de conc. Espiral 4
20.31	PULPA	PEHD	2 1/2"	1	2	R espiral 1 - bomba 3
20.32	PULPA	PEHD	3"	1	2.5	C espira 3 - bomba 4
20.34	PULPA	MANG BOA	2 1/2"		1.5	M espiral 4 - bomba 4
20.35	AGUA	PEHD	2 1/2"		16	agua para el lavado del conc. De Espirales

Fuente: Elaboración propia

**CUADRO N° 7 TUBERÍAS ÁREA ALIMENTACIÓN A FLOTACIÓN, CONDUCTO DE CONCENTRADO Y RELAVE**

CODIGO	FLUIDO	REFERENCIA	Ø (mm)	CURVAS	LON G. (m)	DENOMINACION
30.1	PULPA	PEHD	2 1/2"	1	7	R espiral 3 - flotación
30.2	PULPA	PEHD	3"	1	8	Espiral 2 - cajón conc. De flotación
30.3	PULPA	PEHD	2 1/2"	1	7	M espiral 3 - relave
30.4	PULPA	PEHD	2 1/2"	1	6	R espiral 4 - relave

Fuente: Elaboración propia

**CUADRO N° 8 TUBERÍA DE ÁREA FLOTACIÓN**

<b>CODIGO</b>	<b>FLUIDO</b>	<b>REFERENCIA</b>	<b>Ø (mm)</b>	<b>CURVAS</b>	<b>LONG. (m)</b>	<b>DENOMINACION</b>
40.1	PULPA	PVC	4"	1	15	relave de flotación - tubería de relave (cancha de relave)

Fuente: Elaboración propia

### 2.17.2. INSTALACIÓN DE BOMBEO DE PULPA

Esta instalación hace posible que llegue la pulpa desde la cancha de relave hasta el sistema de concentración gravimétrica. Para hacer posible la llegada de pulpa a los espirales 2, 3 y 4 hay que suministrar energía a la pulpa mediante bombas de pulpa.

### 2.6.3 BOMBAS PARA PULPA

Las bombas de pulpa difieren con respecto a las bombas de agua en el material de la cámara de impulsión y en la concepción de rodete o impulsor.

#### 2.17.3.1. CONEXIÓN DE ASPIRACIÓN E IMPULSIÓN

Se aconseja un diámetro mayor en la aspiración que en la impulsión, lo que conlleva que la velocidad en el conducto de aspiración sea menor que en el conducto de impulsión, favoreciendo el llenado de la bomba, reduciendo los fenómenos de cavitación y disminuyendo el desgaste del ojo del impulsor.

Se recurre a adaptaciones cónicas con un ángulo entre 5° y 10°, a fin de reducir las pérdidas por fricción y evitar desgastes excesivos en la reducción.

### CUADRO N° 9 LISTADO DE BOMBAS DE PULPA

CODIGO	DENOMINACION	OBSERVACIONES
B-1	BOMBA SPIASA 3" X 3"	BOMBEO RELAVERA-ESPIRAL
B-2	BOMBA SPIASA 2 ½" X 2"	BOMBEO A ESPIRAL 2
B-3	BOMBA SPIASA 2 ½" X 2"	BOMBEO A ESPIRAL 3
B-4	BOMBA SPIASA 2 " X 2"	BOMBEO A ESPIRAL 4

Tabla bombas. Fuente: Elaboración propia.

#### 2.18. INSTALACIÓN ELÉCTRICA

El cálculo y diseño de la instalación eléctrica se ajusta a los siguientes

Documentos:

- Reglamento Electrotécnico de Baja Tensión, REBT 2002, e Instrucciones Complementarias.

La potencia eléctrica total a tener en cuenta es 59.78 kW. La potencia aparente total a tener en cuenta es la siguiente 83.7 kW.

Esto por lo que tiene una caída de capacidad de 7% por cada 1000m de altura entonces:

$$\frac{59.78 * 27.3}{100} = 16.3$$

Se tiene 76.08kW, más el 10% de capacidad es 83.7

**CUADRO N° 10 Listado de motores**

DENOMINACION DEL CONSUMIDOR	POTENCIA	VOLTA JE	INTENSIDA D	OBSERVACIONES
	INSTALADA (HP)			
BOMBA SPIASA 2 ½" X 2"	6.6	440	7.3	bombeo espiral 2
BOMBA SPIASA 2 ½" X 2"	9	440	11	bombeo espiral 3
BOMBA SPIASA 2" X 2"	6.6	440	7.4	bombeo espiral 4
BOMBA SPIASA 3" X 3"	10	440	13.2	bombeo relavera- espiral 1
CELDA	9	440	11.7	rougher-cleaner
CELDA	9	440	11.6	rougher
CELDA	9	440	11.5	scv
CELDA	9	440	11.5	scv
BOMBA AGUA 3" X 2 ½"	15	440	20.4	agua fresca
BOMBA AGUA 3" X 2 ½"	12	440	16.2	agua recirculación

Fuente: Elaboración propia

**2.19. BANCO DE ESPIRALES MD2**

-ANCHURA 1000mm

-ALTURA 4442mm

-altura entre entradas 200mm

-PESO 400kg

## 2.20. SECUENCIAS DE ARRANQUE, PARADA Y ENCLAVAMIENTO

La secuencia de arranque, como su propio nombre indica, es el orden en que se deben ir poniendo los equipos en marcha, para que ni éstos ni las instalaciones sufran daños o deterioros en dicho proceso de conexión.

La secuencia de parada, como su propio nombre indica, es el orden en que se deben ir desconectando los equipos, para que ni éstos ni las instalaciones sufran daños o deterioros en dicho proceso de desconexión.

La secuencia de enclavamiento es el orden que se deben ir desconectando los equipos en caso que se detecte un mal funcionamiento o errores en algún equipo. Es la secuencia que se debe seguir, en caso de parada por emergencia, para que los equipos e instalaciones no sufran daños o deterioros en el proceso de desconexión.

Estas secuencias se realizan teniendo en cuenta tres criterios para evitar los desperfectos:

1.- Los equipos no pueden funcionar en vacío. En caso contrario los motores eléctricos no tendrían carga, produciendo picos de tensión en la instalación eléctrica. Por otro parte si un equipo pasa de funcionar en vacío, a hacerlo en carga sin parar, en algún momento el material impacta con los elementos de las máquinas en movimiento, produciendo en ellas daños irreparables.

2.- No se produzcan atascos en los equipos. Si esto ocurre, por una parte se pierde material que pasa a ser irrecuperable; por otra parte si una máquina se atasca el equipo que tiene que recibir el material que se está perdiendo comienza funcionar en vacío (funcionamiento a evitar).

3.- Los equipos no se pueden quedar llenos de material cuando se detenga la planta. En este caso al volver a poner en marcha la planta los motores de la maquinaria tendría picos de tensión dañando la instalación eléctrica o incluso podrían no arrancar y en el peor de los casos quemarse. Estos picos de tensión se producen porque el par de arranque que necesita el motor eléctrico es mayor cuando la máquina está llena de material. Por otra parte y a efectos de contabilidad de material, no conviene que las máquinas se queden llenas de material cuando se paren.

#### **2.20.1. SECUENCIA DE ARRANQUE**

En primer lugar se pone en marcha las bombas de pulpa de los espirales 2, 3 y 4 solamente con agua, seguidamente se conectan las celdas de flotación de la última celda hasta la primera celda en este caso de la celda cleaner hasta scavenger, luego se pone en marcha la bomba 1 que está en la cancha de relave, cuando llega la pulpa se deben cerrar los alimentaciones de agua a ultimo se se ponen en funcionamiento la dosificación de reactivos

#### **2.20.2. SECUENCIA DE PARADA**

En primer lugar se para la bomba 1.

En segundo lugar se detienen la dosificación de reactivos.

A continuación para, las bombas de pulpa 2, 3 y 4 con previo lavado de agua para evitar la acumulación de sólidos en la bomba y dificultar en el arranque.

Seguidamente se detienen las celdas de flotación de la primera celda hacia la última celda.

### CAPITULO III

#### TRABAJO EXPERIMENTAL

El trabajo experimental se basa directamente a minerales oxidados de plomo: cerusita y anglesita, mineralogía, complejidad de la mena en presencia de otras especies, cristalografía, físico-química de superficie, mojabilidad, adsorción, reactivos y reacciones químicas involucradas, flotación, diagramas de flujo y factores que afectan el proceso de flotación de minerales oxidados.

#### 3.1 CUBICACION DEL MINERAL (RELAVE)

La cubicación se hizo primeramente realizando un pre muestro de toda la cancha relavera, y luego se ha cubicado del área que tiene mayor cantidad de mineral valioso, la parte sombreada en la figura mostrada que es  $683.30\text{m}^2$ , y tiene una altura de  $0.78\text{m}$ , con estos datos se ha calculado  $1508\text{TM}$  de mineral (relave), para los cálculos en todo el proyecto se tomara como  $1500\text{TM}$ .

### 3.3 MUESTREO

El muestreo se ha realizado en cuadrículas de 1m x 1m, muestreando de cada cuadrícula una muestra representativa, obteniendo en total 350kg de muestra total, la cual se hizo un cuarteo hasta llegar a 50kg, la muestra cuarteada se va a usarse para las pruebas de concentración gravimétrica, análisis granulométrico y para hallar el peso específico del mineral.

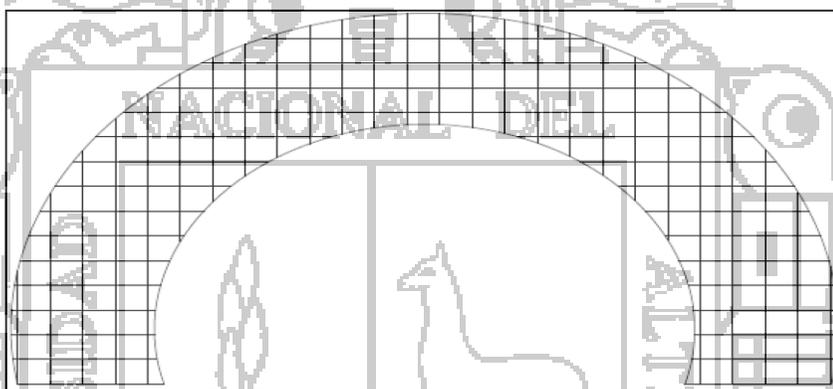


Fig. 14 muestreos  
Fuente elaboración propia

### 3.4 PESO ESPECÍFICO DEL MINERAL

La densidad del mineral se realiza por picnometría, correspondiendo al promedio de seis pruebas con resultado de 2,80 [g/cm<sup>3</sup>]

- Temperatura: 17 °C.
- Densidad agua: 0,9988 [g/cm<sup>3</sup>].

prueba	p1	p2	p3	p4	Densidad de mineral
	G	g	g	g	g/cm
1	11.848	31.482	53.166	49.252	2.75305369
2	11.848	32.062	54.198	49.424	2.84049922
3	11.848	31.211	53.294	48.637	2.92447499
4	11.848	32.687	54.234	49.567	2.75052919
5	11.848	30.794	53.987	49.798	2.88614418

promedio	2.83094025
----------	------------

$$\rho_{\text{mineral}} = \frac{(p_2 + p_1)}{[(p_4 + p_2) - (p_1 + p_3)]} * \rho_{\text{agua}} \quad (37)$$

Dónde:

- p<sub>1</sub> : Peso de picnómetro vacío.
- p<sub>2</sub>: Peso de picnómetro con mineral.
- p<sub>3</sub>: Peso de picnómetro con mineral y agua.
- p<sub>4</sub>: Peso de picnómetro con agua.

### 3.2 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

En la presente investigación se trabajó con el relave del mineral que contiene 13.58% Pb total y 3.05OZ/TC Ag, en la cual el Plomo se encuentra en forma de óxido que llega a 83.87% del plomo total y 16.13% que se encuentra en forma de

sulfuro.

Pb total %	PbO <sub>x</sub> %	PbS %	Ag oz/TC	Fe %
<b>13.58</b>	<b>11.39</b>	<b>2.19</b>	<b>3.05</b>	<b>0.5</b>

### LOS PRINCIPALES MINERALES

Cerusita (PbCO<sub>3</sub>), Anglesita (PbSO<sub>4</sub>), Galena (PbS), en pequeñas cantidades Hidrocerusita (2 PbCO<sub>3</sub>.Pb (OH)<sub>2</sub>), Minto (Pb<sub>3</sub>O<sub>4</sub>), etc. los minerales cuarcíferos como ganga.

### 3.6. GRANULOMETRÍA ALIMENTACIÓN DE REPULPEO

**CUADRO N° 11: ANALISIS GRANULOMETRICO**

MALLAS		ALIMENTO								
Tyler	Micrones μ	Peso gr.	% peso	% Ac (+)	% Ac (-)	Log X	Log y	XY	X <sup>2</sup>	Y <sup>2</sup>
20	841	282	19.97	19.97	80.03	2.92	1.9	5.57	8.55	3.62
48	300	200	14.16	34.14	65.86	2.48	1.82	4.51	6.14	3.31
100	150	200	14.16	48.3	51.7	2.18	1.71	3.73	4.74	2.94
150	106	150	10.62	58.92	41.08	2.03	1.61	3.27	4.1	2.6
200	71	200	14.16	73.09	26.91	1.85	1.43	2.65	3.43	2.04
325	45	120	8.5	81.59	18.41	1.65	1.27	2.09	2.73	1.6
400	38	160	11.33	92.92	7.08	1.58	0.85	1.34	2.5	0.72
-400	17	100	7.08	100	0					
		<b>1412</b>	<b>100</b>			<b>14.69</b>	<b>10.59</b>	<b>23.15</b>	<b>32.18</b>	<b>16.84</b>

Los tamaños promedio de partícula se han obtenido de la tabla de distribución granulométrica.

**d80= 842.08  $\mu$**

**d50= 157.04  $\mu$**

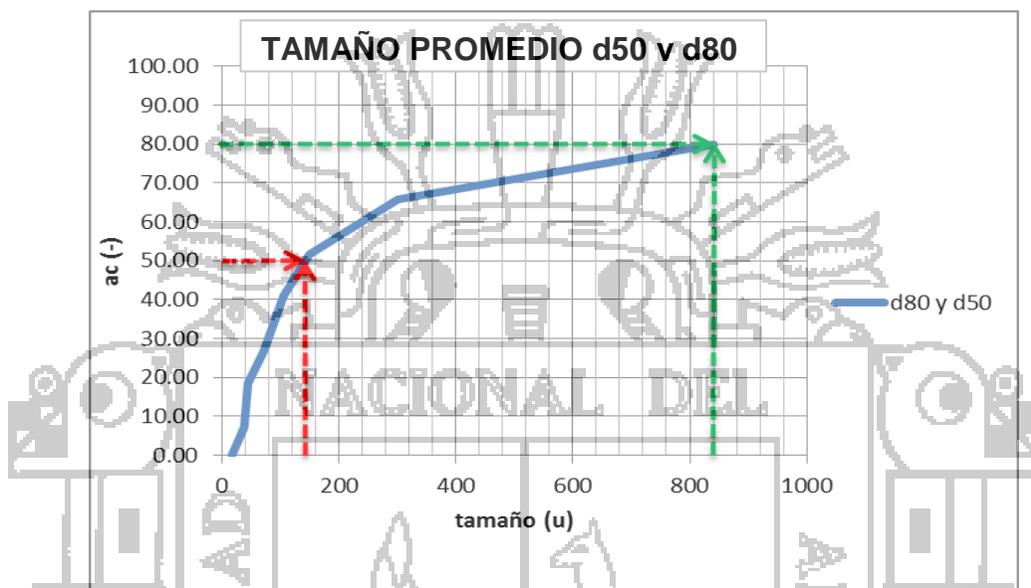


Figura 15. Diagrama de d80 d50.

Fuente Elaboración propia

El d80 y el d50 indican el tamaño en micrones el 80% y 50% de la cantidad total usada en el análisis de malla.

### 3.7 METODOLOGIA EXPERIMENTAL

El método de investigación es aplicado al relave de un mineral de composición mineralógica que contiene: cerusita, anglesita, galena que son las más representativas.

Conociendo el análisis químico, el peso específico, la determinación granulométrica en la cual se obtuvo una granulometría gruesa.

Basándose en el análisis de malla se realizó pruebas metalúrgicas en el laboratorio de la planta concentradora.

1. Después de hacer la cubicación, el muestreo, la caracterización del mineral, obtención del peso específico del mineral y análisis de malla. Se realizó las pruebas de concentración gravimétrica en un espiral de laboratorio en total 8 pruebas metalúrgicas cada uno con su balance metalúrgico, en cada prueba variando las variables que más influyen en este caso la Densidad de pulpa ( $D_p$ ) y el Caudal de pulpa, con las 8 pruebas se construye un diseño factorial para optimizar con el programa de statgraphics de la cual se llega a obtener un modelo matemático con variables reales.
2. Después de hacer las pruebas de concentración gravimétrica con el relave de este se realizó las pruebas de flotación tomando como las variables determinantes que son: SNa, pH, AR-242 y MIBC, haciendo en total 11 pruebas metalúrgicas con las cuales se construyó un diseño factorial para llegar a obtener un modelo matemático con variables reales para optimizar la recuperación. Durante las pruebas de flotación también se añaden reactivos como Z-6,  $(SiO_2)_3Na$ , AR-404,  $(OH)Na$  que se consideran como variables que no determinan la recuperación.
3. La cinética de flotación se realizó con las variables óptimas para observar el comportamiento del mineral durante la flotación a nivel laboratorio.
4. Al final se propuso un diagrama de flujos de acuerdo a la experimentación en el laboratorio.

### 3.8 OPTIMIZACION POR DISEÑOS FACTORIALES DE CONCENTRACION

#### GRAVIMETRICA Y FLOTACION

#### 3.8.1 OPTIMIZACION POR DISEÑOS FACTORIALES DE CONCENTRACION

##### GRAVIMETRICA

Los diseños factoriales se construirá de acuerdo a las pruebas metalúrgicas realizadas en el laboratorio y considerando las variables más importantes que son:

- Densidad de pulpa (gr/l)
- Caudal de pulpa (ml/s)

Peso de muestra para cada prueba: 5kg

#### 3.8.2 BALANCES METALURGICOS PARA PRUEBAS METALURGICAS DE CONCENTRACION GRAVIMETRICA

##### CUADROS N° 12

##### PRUEBA N° 1

COMPONETES	kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz-Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
<b>CABEZA</b>	5.00	14.00	3.00	0.70	16.53	100.0	100.0	8.84
<b>CC. PLOMO</b>	0.57	48.50	9.00	0.27	5.61	<b>39.2</b>	<b>43.3</b>	
<b>RELAVE</b>	4.43	9.60	1.50	0.43	7.33	60.8	56.7	
<b>CABEZA CALCULADA</b>	5.00	14.00		0.70	12.94	100.0	100.0	

**PRUEBA N° 2**

COMPONETES	kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz-Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	5.00	13.50	2.90	0.68	0.15	100.00	100.00	8.48
CC. PLOMO	0.59	48.20	7.90	0.28	0.05	42.08	39.75	
RELAVE	4.41	8.86	1.60	0.39	0.07	57.92	60.25	
CABEZA CALCULADA	5.00	13.50		0.68	0.12	100.00	100.00	

**PRUEBA N° 3**

COMPONETES	kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz-Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	5.00	13.60	3.00	0.68	0.15	100.00	100.00	9.38
CC. PLOMO	0.53	49.00	9.00	0.26	0.05	38.42	41.73	
RELAVE	4.47	9.38	1.50	0.42	0.07	61.58	58.27	
CABEZA CALCULADA	5.00	13.60		0.68	0.11	100.00	100.00	

**PRUEBA N° 4**

COMPONETES	kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz-Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	5.00	13.55	2.80	0.68	15.43	100.0	100.0	8.74
CC. PLOMO	0.57	48.90	8.80	0.28	5.55	41.3	44.0	
RELAVE	4.43	8.98	1.45	0.40	7.08	58.7	56.0	
CABEZA CALCULADA	5.00	13.55		0.68	12.63	100.0	100.0	

**PRUEBA N° 5**

COMPONETES	kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	5.00	14.06	2.90	0.70	15.98	100.0	100.0	7.94
CC. PLOMO	0.63	47.80	8.80	0.30	6.11	42.8	43.3	
RELAVE	4.37	9.20	1.66	0.40	8.00	57.2	56.7	
CABEZA CALCULADA	5.00	14.06		0.70	14.10	100.0	100.0	

**PRUEBA N° 6**

COMPONETES	kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	5.00	13.63	2.90	0.68	15.98	100.0	100.0	8.30
CC. PLOMO	0.60	48.10	9.00	0.29	5.98	42.6	42.0	
RELAVE	4.40	8.90	1.70	0.39	8.24	57.4	58.0	
CABEZA CALCULADA	5.00	13.63		0.68	14.22	100.0	100.0	

**PRUEBA N° 7**

COMPONETES	kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	5.00	13.65	3.10	0.68	17.09	100.0	100.0	8.23
CC. PLOMO	0.61	48.00	9.00	0.29	6.03	42.7	45.3	
RELAVE	4.39	8.90	1.50	0.39	7.26	57.3	54.7	
CABEZA CALCULADA	5.00	13.65		0.68	13.29	100.0	100.0	

**PRUEBA N° 8**

COMPONETES	kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
<b>CABEZA</b>	5.00	13.92	2.80	0.70	15.43	100.0	100.0	8.17
<b>CC. PLOMO</b>	0.61	48.50	8.80	0.30	5.93	<b>42.6</b>	<b>45.0</b>	
<b>RELAVE</b>	4.39	9.10	1.50	0.40	7.26	57.4	55.0	
<b>CABEZA CALCULADA</b>	5.00	13.92		0.70	13.19	100.0	100.0	

**3.8.3 OPTIMIZACIÓN DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA POR DISEÑOS**

**FACTORIALES 2<sup>n</sup>**

Clase de diseño: De Cribado

Nombre del Diseño: Factorial 2<sup>2</sup>

**Diseño Base**

Número de factores experimentales: 2

Número de bloques: 1

Número de respuestas: 1

Número de corridas: 8, incluyendo 4 puntos centrales por bloque

Grados de libertad para el error: 3

### 3.8.3.1. VARIABLES REALES Y CODIFICADAS

<b>Factores</b>	<b>Nivel inferior (-)</b>	<b>Nivel medio (0)</b>	<b>Nivel superior (+)</b>	<b>Unidades</b>	<b>Continuo</b>
<b>A: D pulpa</b>	1100	1250	1400	gr/l	Sí
<b>B: Q pulpa</b>	13.3	23.4	33.5	ml/seg	Sí
<b>A: X1</b>	-1	0	+1		
<b>B: X2</b>	-1	0	+1		

<i>Respuestas</i>	<i>Unidades</i>
Recuperación	%

Este es un diseño Factorial el cual estudiará los efectos de 2 factores en 8 corridas. El diseño deberá ser corrido en un solo bloque. El orden de los experimentos no ha sido aleatorizado.

La estrategia de optimización para el presente trabajo se fundamenta en Diseño factorial  $2^2$  con adición de 4 puntos centrales, optimización de la variable respuesta (recuperación de Plomo) por método de máxima pendiente ascendente

### 3.8.3.2. CONSTRUCCIÓN DEL DISEÑO FACTORIAL

<b>Prueba N°</b>	<b>Densidad de pulpa (gr/l) (A)</b>	<b>caudal (ml/s) (B)</b>	<b>X1</b>	<b>X2</b>	<b>X1 X2</b>	<b>Recuperación (%) (y)</b>
1	1100	13.3	-1	-1	+1	39.2
2	1400	13.3	+1	-1	-1	42.08

3	1100	33.5	-1	+1	-1	38.4
4	1400	33.5	+1	+1	+1	41.3
5	1250	23.4	0	0	-	42.8
6	1250	23.4	0	0	-	42.6
7	1250	23.4	0	0	-	42.7
8	1250	23.4	0	0	-	42.6

Para evaluar cuantitativamente cuánto afectan las variables independientes sobre la respuesta se determina el cálculo de los efectos definido como la diferencia entre los valores medios de las respuestas cuando en los tratamientos respectivos la variable independiente se encuentra en su nivel inferior, y cuando se encuentra en su superior.

La forma más práctica de determinar los efectos principales y los efectos de interacciones sobre la variable respuesta es mediante la fórmula matricial:

$$\text{Efecto} = \frac{[\sum Y_i]}{2^{n-1}} \quad (38)$$

Donde:

$\sum Y_i$ : Multiplicación matricial de la transpuesta de la matriz columna en la escala codificada correspondiente a la variable principal o interacción (es) de las variables y la variable respuesta.

n: Cantidad total de variables experimentales en el diseño.

### 3.8.3.3. ANÁLISIS DE SIGNIFICANCIA

#### 3.8.3.3.1. ESTIMACIONES DE LOS EFECTOS PARA RECUPERACION (%)

Esta tabla muestra las estimaciones para cada uno de los efectos estimados y las interacciones.

promedio	X1	X2	X1 X2
(-)	40.015	41.855	41.455
(+)	42.905	41.065	41.465
<b>Efecto v</b>	<b>2.89</b>	<b>-0.79</b>	<b>0.01</b>



Figura 16. Diagrama de Pareto estandarizada para recuperación.  
Fuente Elaboración propia

Es evidente que el efecto principal es A (densidad de pulpa), La otra forma de realizar el análisis de los efectos de las variables de entrada y de sus interacciones es mediante el análisis de varianza, que corrobora la misma conclusión anterior.

La grafica de los efectos principales figura x muestra que tanto la densidad de pulpa que afecta positivamente, es decir que a mayor densidad se obtiene mayor recuperación, así como el caudal de pulpa que afecta negativamente es decir a mayor caudal de pulpa se obtiene menor recuperación

Muestra la gráfica de los efectos de interacción para dos variables principales, determinado con el Software Statgraphics, en donde se puede apreciar la misma observación anterior: se obtiene mayor recuperación cuando la densidad de pulpa es 1400. La grafica esta estandarizado al 95%.

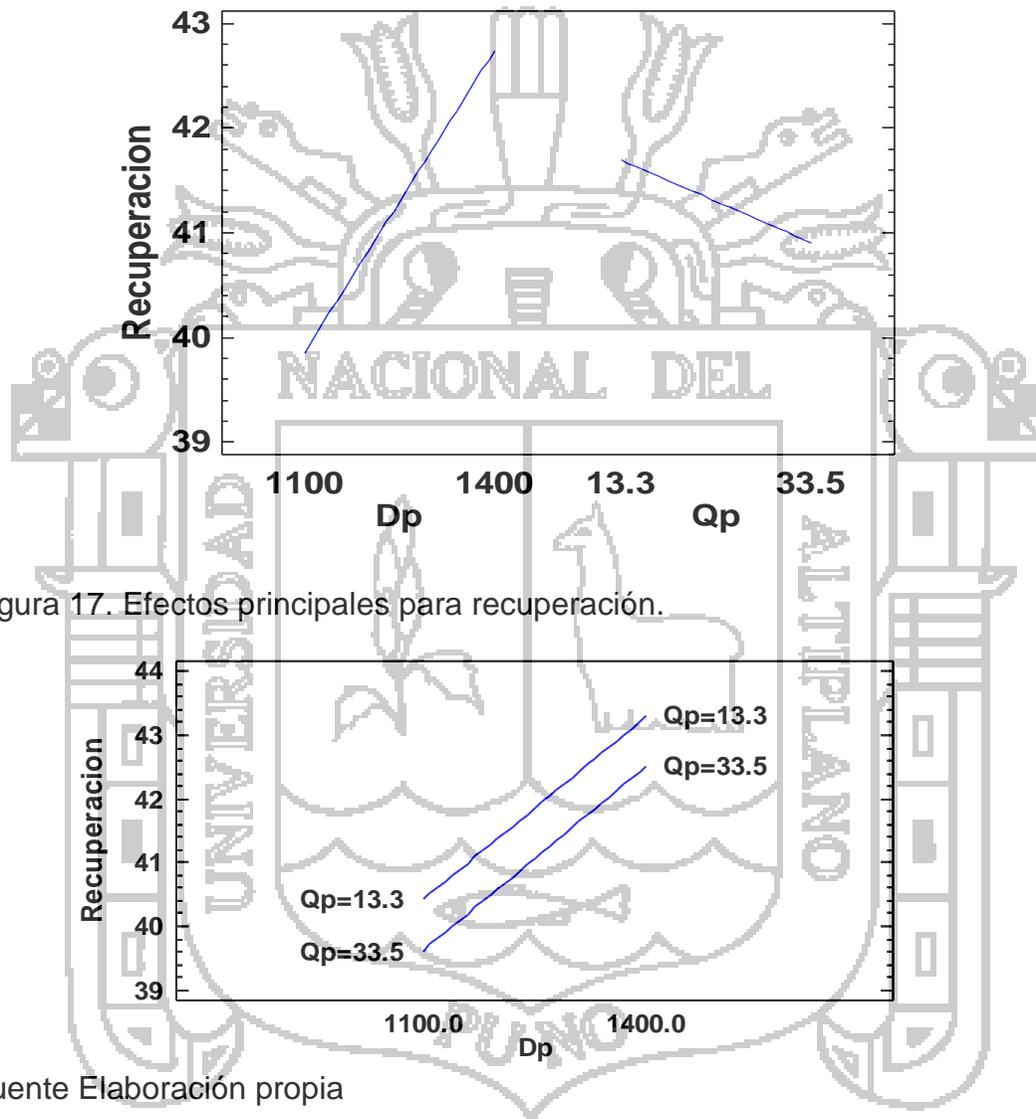


Figura 17. Efectos principales para recuperación.

Fuente Elaboración propia

Figura 18. Interacción para recuperación.

Fuente Elaboración propia

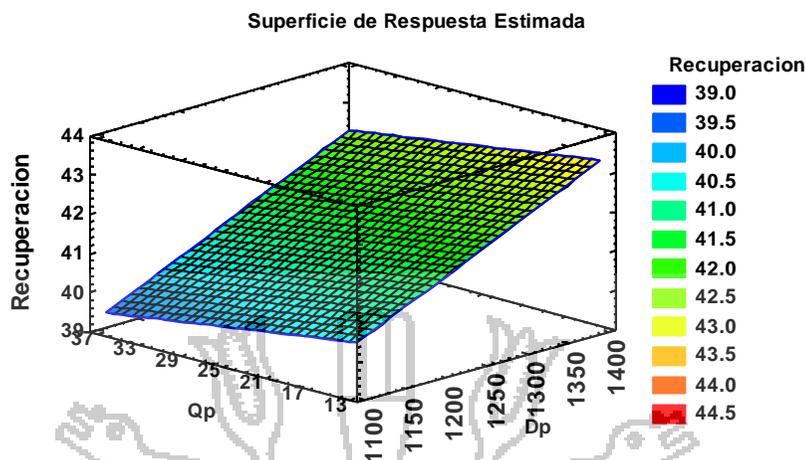


Figura 19. Superficie de respuesta estimada.  
Fuente Elaboración propia

### 3.8.3.4. ANALISIS DE VARIANZA

Es un método para resolver la variación total en el conjunto de las variables estudiadas en variantes de los componentes específicos que están asociados con factores definidos que afectan a las variables consideradas. La descomposición de la variabilidad total en sus partes componentes se expresa de la siguiente manera:

$$SS_{Total} = SS_{Efectos} + SS_{Error} \quad (39)$$

$SS_{Total}$ : Suma de cuadrados de la variabilidad total

$SS_{Efecto}$ : Suma de cuadrados de la variabilidad de los efectos

$SS_{Error}$ : Suma de cuadrados de la variabilidad debido al error

La suma de cuadrados de los efectos principales e interacciones se estima mediante la siguiente relación matricial:

$$SS_{Efecto} = \frac{([X]^t * Y)^2}{2^n} \quad (40)$$

La sumatoria cuadrática del error es determinada mediante la siguiente formula:

$$SS_E = \sum_{i=1}^{n_c} (y_i - \bar{y}_c)^2 \quad (41)$$

Dónde:

$y_i$ : Respuesta en el punto central del diseño

$\bar{y}_c$ : Promedio de las respuestas en el punto central del diseño

$n_c$ : Número de pruebas en el centro del diseño

La suma de cuadrados para la curvatura está dado por:

$$SS_{Curvatura} = \frac{n_F * n_c (\bar{y}_F - \bar{y}_c)^2}{n_F + n_c} \quad (42)$$

Dónde:

$n_F$ : Cantidad de respuestas en el diseño factorial (N)

$n_c$ : Número de réplicas en el centro del diseño

$\bar{y}_F$ : Promedio de las respuestas en el diseño factorial

Reemplazando en las formulas planteadas se obtiene los resultados en la Tabla

### 3.8.3.4.1. SUMA DE CUADRADOS DE LA CURVATURA

La significancia de los efectos de las variables independientes (efectos principales), interacciones entre las variables independientes (efectos de interacción) y la curvatura se estiman mediante el estadístico de prueba  $F_o$ .

$$F_o = \frac{MS_{Efecto}}{MS_E} \quad (43)$$

Dónde:

$$MS_{Efecto} = \frac{SS_{Efecto}}{g \cdot l_{Efecto}} \quad (44)$$

Y

$$MS_E = \frac{SS_E}{g \cdot l_E} \quad (45)$$

$MS_{Efecto}$  y  $MS_E$  son las medias de los cuadrados del efecto y del error respectivamente, mientras que  $gl_{Efecto}$  y  $gl_E$  son los grados de libertad del efecto y del error respectivamente.

Un efecto principal o de interacción o de curvatura será significativo si se cumple:

$$F_o \geq F_{(\alpha, gl_{Efecto}, gl_E)} \quad (46)$$

Donde  $F_{(\alpha, gl_{Efecto}, gl_E)}$ , es un valor porcentual de la tabla de distribución F con nivel de significancia  $\alpha$  y con  $gl_{Efecto}$  y  $gl_E$  grados de libertad.

**CUADRO N° 13 SUMA DE CUADRADOS Y ANÁLISIS DE SIGNIFICANCIA DE LAS VARIABLES**

Fuente	Suma de Cuadrados	GI	Cuadrado Medio	Razón-F <sub>o</sub>	Valor-P	F <sub>tablas</sub>	significancia
<b>A:% solidos</b>	8.3521	1	8.3521	911.14	0.0001	10.1	si
<b>B:caudal</b>	0.6241	1	0.6241	68.08	0.0037	10.1	si
<b>AB</b>	0.0001	1	0.0001	0.01	0.9234	10.1	no
<b>curvatura</b>	11.8098	1	11.8098	1288.34	0.0000		
<b>Error puro</b>	0.0275	3	0.00916667				
<b>Total (corr.)</b>	20.8136	7					

**3.8.3.4.2. MODELO MATEMATICO CODIFICADO**

El modelo matemático lineal tiene la siguiente forma:

$$Y_{sst} = b_o + \sum b_j X_i \quad (47)$$

Dónde:

$$b_o = \frac{1}{N} * \sum_{i=1}^{v=8} Y_i \quad (48)$$

$Y_i$  : Variable respuesta, incluyendo las réplicas en el centro del diseño.

$$b_j = \frac{E_j}{2} \quad (49)$$

$b_o$  : Término independiente del modelo lineal

$E_j$  : Efecto de la variable j

$b_j$  : Coeficiente de la variable  $j$

El modelo resultante es:

$$Y_{est} = 41.46 + 1.445 X1 - 0.395 X2 \quad (50)$$

### 3.8.3.4.3. EVALUACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO

Para evaluar el grado de ajuste a los datos experimentales del modelo matemático se emplean las siguientes formulas:

Suma de cuadrados del residual:

$$SS_R = \sum_{i=1}^{N_t} (Y_i - Y_{est})^2 \quad (51)$$

$N_t$  : Número total de pruebas experimentales (incluyendo las réplicas en el centro)

El número de grados de libertad para la suma de cuadrados del residual ( $gl_r$ ) es el número total de pruebas experimentales (incluyendo las réplicas en el centro) – número de términos considerado en el modelo (con variables independientes) – 1.

La suma de cuadrados de la falta de ajuste del modelo matemático está dado por:

$$SS_{FA} = SS_R - SS_E \quad (52)$$

El número de grados de libertad para la suma de cuadrados de falta de ajuste (glf) es la diferencia entre el número de grados de libertad de la suma de cuadrados del residual y de la suma de cuadrados del error.

El modelo matemático estimado se ajustará a los datos experimentales si:

$$F_o < F_{(glf, gle) 99\%}$$

Dónde:

$$F_o = \frac{SS_{FA}/glf}{SS_E/gle} \quad (53)$$

El  $F_{(glf, gle) 99\%}$  se halla en la tabla de distribución F.

### 3.8.3.5. ANALISIS DE RECIDUOS

CUADRO N° 14 ANÁLISIS RESIDUALES

N°	Y	Yest.	R	R^2
1	39.2	40.41	-1.21	1.4641
2	42.08	43.3	-1.22	1.4884
3	38.4	39.62	-1.22	1.4884
4	41.3	43.3	-2	4
5	42.8	41.46	1.34	1.7956
6	42.6	41.46	1.14	1.2996
7	42.7	41.46	1.24	1.5376
8	42.6	41.46	1.14	1.2996
SS residual				14.3733

En la Tabla 12. Muestra los análisis residuales del modelo matemático del primer orden.

**CUADRO N° 15 VALORES PARA LOS ANÁLISIS RESIDUALES**

	SS	GL	MS	F
FA (curvatura)	11.8098	2	11.8098	10.01
E (error)	0.0275	3	0.00916667	
R (residual)	14.37			

El valor de F de la tabla para un nivel de significancia de 95 % para 1 y 3 grados de libertad ( $F(1,3)_{95\%}$ ) es 9.37,  $F(1,3)_{95\%} < F_{\text{modelo}}(10.01)$ ; por lo tanto, el modelo resultante es considerado como un modelo adecuado.

### 3.8.3.6. DECODIFICACION DEL MODELO MATEMÁTICO A ESCALA NATURAL

El modelo natural tiene la siguiente forma:

$$Y = a_0 + \sum a_j Z_i \quad (54)$$

Para estimar los coeficientes del modelo matemático a escala natural se consideran los siguientes términos:

$b_0$  : Coeficiente independiente del modelo codificado

$b_j$  : Coeficiente dependiente del modelo codificado

$Z_j^0$  : Centro del diseño para la variable j  $(Z_{\text{max}} + Z_{\text{min}})/2$

$\Delta Z_j$  : Radio del diseño de la variable j  $(Z_{\text{max}} - Z_{\text{min}})/2$

$\varepsilon_j$  : Relación entre el centro y radio del diseño.

$$\varepsilon_j = \frac{z_j^0}{\Delta Z_j} \quad (55)$$

Los coeficientes del modelo a escala natural son:

Para el término independiente:

$$a_o = b_o - \sum_{i=1}^k b_j \varepsilon_j \quad (56)$$

$b_o$  : coeficiente independiente en el modelo codificado

k : número de variables significativamente considerados

Para el término lineal:

$$a_j = \frac{b_j}{\Delta Z_j} \quad (57)$$

**CUADRO N° 16. PARÁMETROS DE DECODIFICACIÓN A ESCALA NATURAL**

	Z1	Z2
$b_j$	1.445	-0.395
Zmin	1100	13.3
Zmax	1400	33.5
Centro del diseño $z_j^0$	1250	23.4
Radio del diseño $\Delta Z_j$	150	10.1
$\varepsilon_j$	8.33333333	2.31683168

El modelo matemático a escala natural calculado es el siguiente:

$$Y_{est} = 30.3335 + 0.00963333 * Dp - 0.0391089 * Qp \quad (58)$$

Este modelo matemático es para optimización de la recuperación se puede optimizar reemplazando a las variables.

### 3.8.3.7. PENDIENTE ASCENDENTE

Como se ve en la figura también se demuestra con la determinación de la región óptima mediante la técnica de pendiente ascendente.

**CUADRO N° 17 CAMINO DE MÁXIMO ASCENSO PARA RECUPERACIÓN**

Dp	Qp	Predicción para Recuperación
(gr/l)	(ml/seg)	(%)
1250.0	23.4	41.46
1280.0	22.8478	41.7706
1310.0	22.2956	42.0812
1340.0	21.7435	42.3918
1370.0	21.1913	42.7024
1400.0	20.6391	43.013

El trayecto de máximo ascenso Este es el trayecto, desde el centro de la región experimental actual, a través del cual la respuesta estimada cambia más rápidamente con un cambio menor en los factores experimentales. Indica buenas locaciones para correr experimentos adicionales si el objetivo es incrementar o

decrementar Recuperación. Actualmente, 6 puntos se han generado cambiando Dp en incrementos de 30.0 gr/l.

### CUADRO N° 18

#### RESULTADOS DE PRUEBAS DE CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

Prueba N°	Densidad de pulpa (gr/l)	Caudal de pulpa (ml/s)	Recuperación Pb(%)	Recuperación Ag(%)
1	1100	13.3	39.2	43.3
2	1400	13.3	42.08	39.75
3	1100	33.5	38.4	41.73
4	1400	33.5	41.3	44.0
5	1250	23.4	42.8	43.3
6	1250	23.4	42.6	42.0
7	1250	23.4	42.7	45.3
8	1250	23.4	42.6	45.0

#### 3.8.4 OPTIMIZACION POR DISEÑOS FACTORIALES DE FLOTACION

Las pruebas metalúrgicas de flotación se han realizado con el relave de la concentración gravimétrica, en la cual se toman las siguientes variables más representativas.

- Sulfuro de Sodio (SNa kg/TM)
- pH
- Aerofloat 242 (AR 242 kg/TM)
- Metil Isobutil Carbinol (MIBC kg/TM)

Cantidad de mineral tomada para cada muestra 1.5 kg.

3.8.5 BALANCES METALURGICOS PARA PRUEBAS DE FLOTACION

CUADROS N° 19

PRUEBA N° 1

COMPONETES	Kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	1.50	9.00	1.55	0.14	2.56	100.0	100.0	9.51
CC. PLOMO	0.16	46.00	4.00	0.07	0.70	53.8	48.5	
RELAVE	1.34	4.65	0.50	0.06	0.74	46.2	51.5	
CABEZA CALCULADA	1.50	9.00		0.14	1.44	100.0	100.0	

PRUEBA N° 2

COMPONETES	Kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	1.50	9.00	1.55	0.14	2.56	100.0	100.0	9.73
CC. PLOMO	0.15	48.90	3.50	0.08	0.59	55.8	47.1	
RELAVE	1.35	4.43	0.45	0.06	0.67	44.2	52.9	
CABEZA CALCULADA	1.50	9.00		0.14	1.26	100.0	100.0	

PRUEBA N° 3

COMPONETES	Kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	1.50	9.00	1.55	0.14	2.56	100.0	100.0	9.63
CC. PLOMO	0.16	48.00	4.00	0.07	0.69	55.4	48.1	
RELAVE	1.34	4.48	0.50	0.06	0.74	44.6	51.9	
CABEZA CALCULADA	1.50	9.00		0.14	1.43	100.0	100.0	

PRUEBA N° 4

COMPONETES	Kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	O Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	1.50	9.00	1.55	0.14	2.56	100.0	100.0	9.48
CC. PLOMO	0.16	48.00	4.00	0.08	0.70	56.3	54.1	
RELAVE	1.34	4.40	0.40	0.06	0.59	43.7	45.9	
CABEZA CALCULADA	1.50	9.00		0.14	1.29	100.0	100.0	

PRUEBA N° 5

COMPONETES	Kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	1.50	9.00	1.55	0.14	2.56	100.0	100.0	9.71
CC. PLOMO	0.15	47.59	3.70	0.07	0.63	54.5	51.5	
RELAVE	1.35	4.57	0.40	0.06	0.59	45.5	48.5	
CABEZA CALCULADA	1.50	9.00		0.14	1.22	100.0	100.0	

PRUEBA N° 6

COMPONETES	Kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	1.50	9.00	1.55	0.14	2.56	100.0	100.0	9.73
CC. PLOMO	0.15	49.00	3.80	0.08	0.65	55.9	49.2	
RELAVE	1.35	4.42	0.45	0.06	0.67	44.1	50.8	
CABEZA CALCULADA	1.50	9.00		0.14	1.31	100.0	100.0	

**PRUEBA N° 7**

COMPONETES	Kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	1.50	9.00	1.55	0.14	2.56	100.0	100.0	9.86
CC. PLOMO	0.15	48.50	4.10	0.07	0.69	54.7	48.1	
RELAVE	1.35	4.54	0.50	0.06	0.74	45.3	51.9	
CABEZA CALCULADA	1.50	9.00		0.14	1.43	100.0	100.0	

**PRUEBA N° 8**

COMPONETES	Kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	1.50	9.00	1.55	0.14	2.56	100.0	100.0	9.54
CC. PLOMO	0.16	48.56	4.00	0.08	0.69	56.5	43.8	
RELAVE	1.34	4.37	0.60	0.06	0.89	43.5	56.2	
CABEZA CALCULADA	1.50	9.00		0.14	1.58	100.0	100.0	

**PRUEBA N° 9**

COMPONETES	Kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	1.50	9.00	1.55	0.14	2.56	100.0	100.0	9.39
CC. PLOMO	0.16	49.50	3.70	0.08	0.65	58.6	44.5	
RELAVE	1.34	4.17	0.55	0.06	0.81	41.4	55.5	
CABEZA CALCULADA	1.50	9.00		0.14	1.46	100.0	100.0	

**PRUEBA N° 10**

COMPONETES	Kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	1.50	9.00	1.55	0.14	2.56	100.0	100.0	8.94
CC. PLOMO	0.17	47.10	4.00	0.08	0.74	58.6	52.8	
RELAVE	1.33	4.20	0.45	0.06	0.66	41.4	47.2	
CABEZA CALCULADA	1.50	9.00		0.14	1.40	100.0	100.0	

**PRUEBA N° 11**

COMPONETES	Kg	LEYES		CONTENIDO METALICO		DISTRIBUCION PORCENTUAL		RATIO
		% Pb	Oz- Ag/TC	TMS Pb	Oz-Ag	Pb	Ag	
CABEZA	1.50	9.00	1.55	0.14	2.56	100.0	100.0	9.49
CC. PLOMO	0.16	49.90	3.80	0.08	0.66	58.5	52.8	
RELAVE	1.34	4.18	0.40	0.06	0.59	41.5	47.2	
CABEZA CALCULADA	1.50	9.00		0.14	1.25	100.0	100.0	

**3.8.6. OPTIMIZACIÓN DE FLOTACION POR DISEÑOS FACTORIALES 2<sup>K-1</sup>**

**MEDIA FRACCION**

**CUADRO N° 21. VARIABLES CONSIDERADOS PARA EL DISEÑO FACTORIAL**

VARIABLES	Nivel inferior (-)	Nivel medio (0)	Nivel superior(+)
A: SNa	0.1	0.25	0.4
B: pH	7	8	9
C:AR 242	0.1	0.25	0.4
D:MIBC	0.01	0.02	0.03
A: X1	-1	0	+1

<b>B: X2</b>	-1	0	+1
<b>C: X3</b>	-1	0	+1
<b>D: X4</b>	-1	0	+1

**CUADRO N° 22. CONSTRUCCIÓN DEL DISEÑO FACTORIAL FRACCIONADO**

BLOQUE N° Pruebas	SNa kg/TM	pH -	AR 242 kg/TM	MIBC kg/TM	X1	X2	X3	X4	X1X2	X1X3	X1X4	X2X4	X3X4	Recupe ración (%)
1	0.1	7	0.1	0.01	-1	-1	-1	-1	1	1	1	1	1	53.8
2	0.4	7	0.1	0.03	1	-1	-1	1	-1	-1	-1	-1	-1	55.8
3	0.1	9	0.1	0.03	-1	1	-1	1	-1	1	-1	1	-1	55.4
4	0.4	9	0.1	0.01	1	1	-1	-1	1	-1	-1	-1	1	56.3
5	0.1	7	0.4	0.03	-1	-1	1	1	1	-1	-1	-1	1	54.5
6	0.4	7	0.4	0.01	1	-1	1	-1	-1	1	-1	1	-1	55.9
7	0.1	9	0.4	0.01	-1	1	1	-1	-1	-1	1	-1	-1	54.7
8	0.4	9	0.4	0.03	1	1	1	1	1	1	1	1	1	56.5
9	0.25	8	0.25	0.02	0	0	0	0	0	0	0	0	0	58.6
10	0.25	8	0.25	0.02	0	0	0	0	0	0	0	0	0	58.6
11	0.25	8	0.25	0.02	0	0	0	0	0	0	0	0	0	58.5

**3.8.6.1. ANÁLISIS DE SIGNIFICANCIA**

**3.8.6.1.1 ESTIMACIONES DE LOS EFECTOS**

Esta tabla muestra las estimaciones para cada uno de los efectos estimados y las interacciones. Igualmente se muestran los intervalos de confianza del intervalos de confianza del 95.0% para los estimados.

	<b>X1</b>	<b>X2</b>	<b>X3</b>	<b>X4</b>
(-)	54.6	55	55.325	55.175
(+)	56.125	55.725	55.4	55.175
Efecto v	1.525	0.725	0.075	0.375

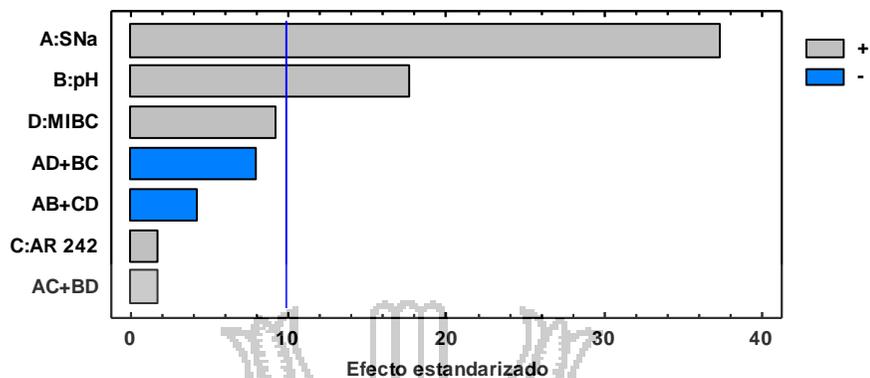


Figura 20. Efectos principales para recuperación.  
Fuente Elaboración propia

Gráfica de Efectos Principales para Recuperación

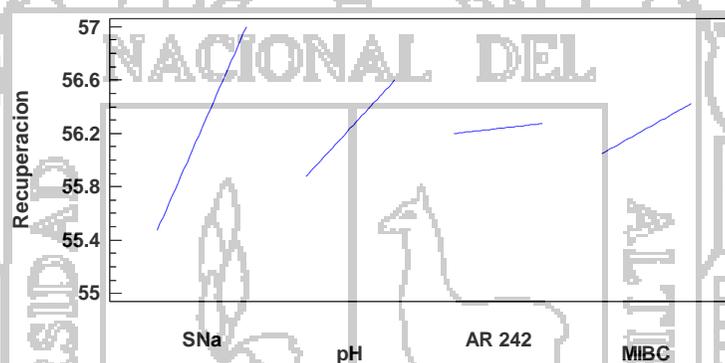


Figura 23. Interacción para recuperación.  
Fuente Elaboración propia

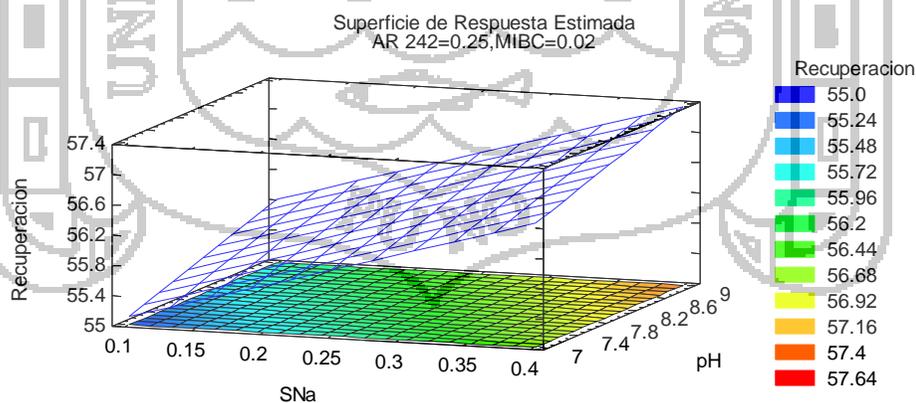


Figura 24. Superficie de respuesta estimada.

Fuente Elaboración propia

## CUADRO N° 23. ANÁLISIS DE VARIANZA PARA RECUPERACIÓN - DISEÑO

EXPERIMENTAL  $2^{K-1}$ 

Fuente	Suma de Cuadrados	Gl	Cuadrado Medio	Razón-F	Valor-P	F tablas	significancia
A:SNa	4.65125	1	4.65125	1395.37	0.0007	18.5	Si
B:pH	1.05125	1	1.05125	315.37	0.0032	18.5	Si
C:AR 242	0.01125	1	0.01125	3.37	0.2076	18.5	No
D:MIBC	0.28125	1	0.28125	84.37	0.0116	18.5	Si
AB+CD	0.06125	1	0.06125	18.37	0.0503	18.5	No
AC+BD	0.01125	1	0.01125	3.37	0.2076	18.5	No
AD+BC	0.21125	1	0.21125	63.37	0.0154	18.5	Si
Falta de ajuste	22.4	1	22.4	6720.01	0.0001		
Error puro	0.00666667	2	0.00333333				
Total (corr.)	28.6855	10					

Recuperación en piezas separadas para cada uno de los efectos. entonces prueba la significancia estadística de cada efecto comparando su cuadrado medio contra un estimado del error experimental. En este caso, 4 efectos tienen un valor-P menor que 0.05, indicando que son significativamente diferentes de cero con un nivel de confianza del 95.0%.

## 3.8.6.2 COEF. DE REGRESIÓN PARA RECUPERACION - DISEÑO

EXPERIMENTAL 2<sup>K-1</sup>

<i>Coeficiente</i>	<i>Estimado</i>
constante	51.628
A:SNa	5.08333
B:pH	0.3625
C:AR 242	0.25
D:MIBC	18.75

El modelo matemático con variables codificadas queda definido

$$Y = 51.628 + 5.08333X1 + 0.3625X2 + 0.25X3 + 18.75X4 \quad (59)$$

## CUADRO N° 24. CAMINO DE MÁXIMO ASCENSO PARA RECUPERACIÓN

<i>SNa</i>	<i>pH</i>	<i>AR 242</i>	<i>MIBC</i>	<i>Predicción</i>
<i>(kg/TM)</i>		<i>(kg/TM)</i>	<i>(kg/TM)</i>	<i>para</i>
				<i>Recuperación</i>
				<i>(%)</i>
0.25	8.0	0.25	0.02	56.2364
0.28	8.09508	0.251475	0.0204918	56.4329
0.31	8.19016	0.252951	0.0209836	56.6295
0.34	8.28525	0.254426	0.0214754	56.826
0.37	8.38033	0.255902	0.0219672	57.0226
0.4	8.47541	0.257377	0.022459	57.2192

Este es el trayecto, desde el centro de la región experimental actual, a través del cual la respuesta estimada cambia más rápidamente con un cambio menor en los

factores experimentales. Indica buenas locaciones para correr experimentos adicionales si el objetivo es incrementar o decrementar Recuperación. Actualmente, 6 puntos se han generado cambiando SNa en incrementos de 0.03 kg/TM.

**CUADRO N° 25 Coef. De regresión para Recuperación de dos efectos principales a un nivel de confianza de 99% - Diseño Experimental 2<sup>n</sup>-1**

Coeficiente	Estimado
constante	52.0655
A:SNa	5.08333
B:pH	0.3625

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

Recuperación = Y

$$Y = 52.0655 + 5.08333NaS + 0.3625pH \quad (60)$$

Este es la ecu. Donde se puede remplazar el valor de las variables y optimizar le recuperación.

### 3.7.4.3 OPTIMIZACION

Valor óptimo = 57.5864

Factor	Bajo	Alto	Óptimo
SNa	0.1	0.4	0.4
pH	7.0	9.0	9.0
AR 242	0.1	0.4	0.4
MIBC	0.01	0.03	0.03

Esta tabla muestra la combinación de los niveles de los factores, la cual maximiza Recuperación sobre la región indicada.

CUADRO N° 26

## RESULTADOS PRUEBAS DE FLOTACION

N° Pruebas	SNa	pH	AR 242	MIBC	Recuperación Pb(%)	Recuperación Ag(%)
	kg/TM	-	kg/TM	kg/TM		
1	0.1	7	0.1	0.01	53.8	48.5
2	0.4	7	0.1	0.03	55.8	47.1
3	0.1	9	0.1	0.03	55.4	48.1
4	0.4	9	0.1	0.01	56.3	54.1
5	0.1	7	0.4	0.03	54.5	51.5
6	0.4	7	0.4	0.01	55.9	49.2
7	0.1	9	0.4	0.01	54.7	48.1
8	0.4	9	0.4	0.03	56.5	43.8
9	0.25	8	0.25	0.02	58.6	44.5
10	0.25	8	0.25	0.02	58.6	52.8
11	0.25	8	0.25	0.02	58.5	52.8

## 3.9. CINÉTICA DE FLOTACIÓN (LABORATORIO)

Se realizó una prueba de flotación con las variables más adecuados para ver el comportamiento del mineral durante el transcurso de la flotacion cuyos resultados aparecen en la Tabla. Además estos resultados fueron ajustados ocupando los modelos de García-Zúñiga y Klimpel.

Las condiciones en que se efectuó la prueba de cinética son:

- Agitación: 430 rpm.
- Aire: 25,3 [l/m] en sistema estándar de presión y temperatura.
- Espumante: MIBC en 0.02 Kg/t.
- Colector: Z-6 en 0.6 kg/t.
- pH en la celda: 8.
- SNa 0.25 kg/t
- AR 242 0.25 kg/t
- Porcentaje de sólidos: 31,4 %.
- Acondicionamiento: 5 minutos.
- Tiempo de flotación: 16 minutos.
- Tiempo entre paleteo: 5 segundos.

Los modelos están definidos por:

**García-Zúñiga:**

$$R(t) = R_{\infty} (1 - e^{-K_c t}) \quad (61)$$

**Klimpel:**

$$R(t) = R_{\infty} \left[ 1 - \left( \frac{1}{K_c t} \right) (1 - e^{-K_c t}) \right] \quad (62)$$

Donde:

- $R(t)$ : Corresponde a la recuperación modelada al tiempo  $t$ , %.
- $R_{\infty}$ : Recuperación a tiempo infinito, %.
- $K_c$ : Constante cinética de flotación,  $\text{min}^{-1}$ .
- $t$ : Tiempo de flotación, min.

**CUADRO N° 27 CARACTERIZACIÓN DE LA CINÉTICA DE FLOTACIÓN**

INTERVALO (min)	TIEMPO (min)	LEY	REC (%)	MODELO ARCIA ZUÑIA	MODELO KLIMPEL
0	0	0	0	0	0
0 - 1	1	52	40	40	41
1 - 2	2	44	47	45	44
2 - 4	4	35	51	52	53
4 - 8	8	14	56	56.5	56.8
8 - 16	16	4	57	57	57

Como se puede apreciar, es el modelo de Klimpel aquel que mejor representa el comportamiento cinético del mineral en su flotación primaria.

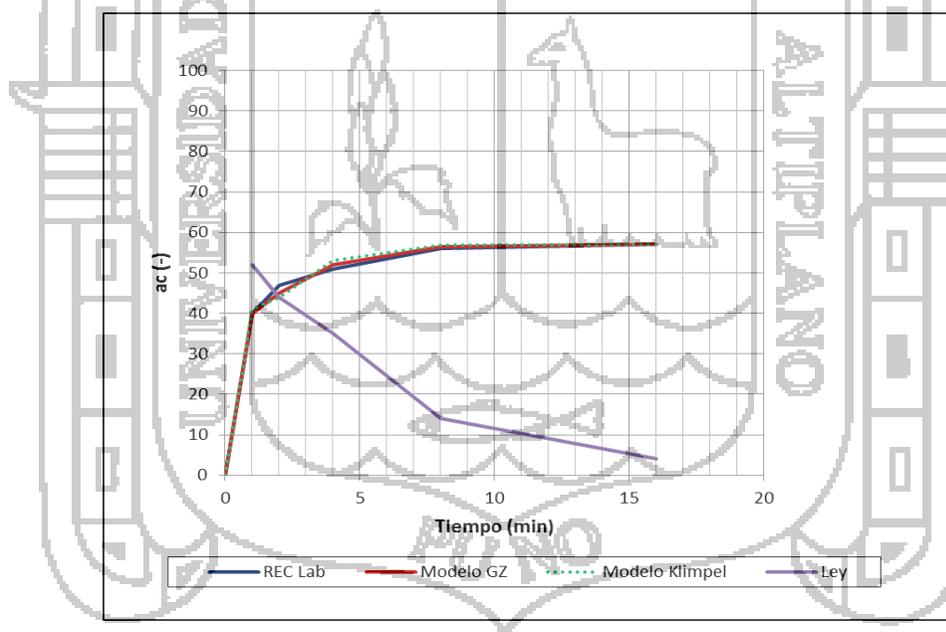


Figura N° 23: Caracterización de la cinética de flotación  
Fuente: Elaboración propia.

En esta figura se muestra que la concentración disminuye de acuerdo al tiempo que pasa.

### 3.10. EQUIPO EXPERIMENTAL

#### 3.10.1. MÁQUINA DE FLOTACIÓN

Para el trabajo se utiliza una celda inoxidable de flotación adaptada a una máquina de taladro, agitada mecánicamente, cuenta con difusores radiales en su base para proporcionar un mejor mezclamiento y con inyección forzada de aire con una compresora de aire



Figura N° 26: Máquina de flotación

La velocidad máxima de agitación es de 1200 rpm.

### 3.10.2. OTROS EQUIPOS AUXILIARES

Además de los equipos antes mencionados, se utilizaron los siguientes equipos auxiliares para la realización de los experimentos.

- Medidor de pH CORNING pH-meter 445, con electrodo CORNING cat N° 476436.
- Balanzas de precisión SARTORIOUS, modelos: BL-1500-S, BL-6100, 2842.
- Compresor de Aire JOINVILLE, modelo Schultz, tipo CRPM-757, con capacidad para 230 psi.
- Modelo de bandeja
- Estufa Heraeus, modelo TU-1, tipo R, de capacidad 4,3 m<sup>3</sup> a 100 °C.

### 3.10.3. CALIBRACIÓN DE INSTRUMENTOS

#### 3.10.3.1. MEDIDOR DE pH

Se calibra a diario de acuerdo al procedimiento estándar para este tipo de instrumentos.

#### 3.10.3.2. JERINGA DE REACTIVOS

Las concentraciones de reactivos son alcanzadas con la composición de un cierto número de gotas. Es así como se debe calibrar una jeringa para cada reactivo ocupado.

**CUADRO N° 28 CALIBRACIÓN DE PESO POR GOTA DE REACTIVO**

N°gotas	MIBC	AR 242	AR 404	Concentraci ón MIBC	Concentra ción AR 242	Concentra ción AR 404
N°	gr	Gr	gr	kg/t	kg/t	kg/t
1	0.03	0.045	0.034	0.06	0.10	0.07
2	0.06	0.09	0.068	0.13	0.19	0.15
3	0.12	0.18	0.136	0.26	0.39	0.29
4	0.24	0.36	0.272	0.52	0.78	0.59
5	0.48	0.72	0.544	1.04	1.56	1.18
6	0.96	1.44	1.088	2.08	3.12	2.36
7	1.92	2.88	2.176	4.16	6.24	4.71
8	3.84	5.76	4.352	8.32	12.48	9.43

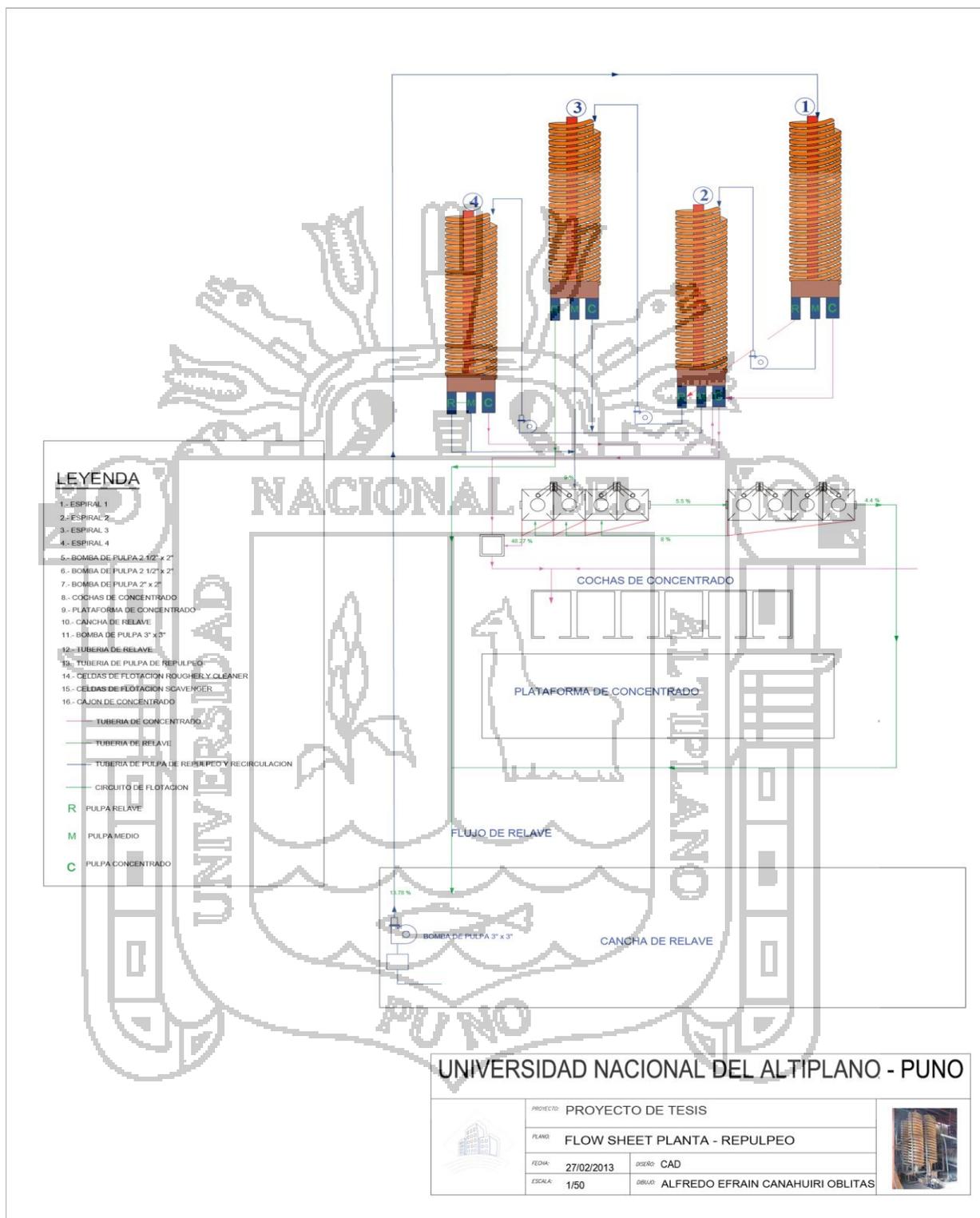
Fuente: elaboración propia

**CUADRO N° 29 CALIBRACIÓN DE PESO DE SOLUCIÓN AL 20%**

	Z-6	SiONa	SNa	(OH)Na	Concentración Z-6	Concentración SiONa	Concentración Sna	Concentración (OH)Na
ml	gr	gr	gr	Gr	kg/t	kg/t	kg/t	kg/t
1	0.12	0.13	0.15	0.12	0.26	0.28	0.32	0.26
2	0.24	0.26	0.3	0.24	0.52	0.56	0.65	0.52
3	0.48	0.52	0.6	0.48	1.04	1.13	1.30	1.04
4	0.96	1.04	1.2	0.96	2.08	2.25	2.60	2.08
5	1.92	2.08	2.4	1.92	4.16	4.51	5.20	4.16
6	3.84	4.16	4.8	3.84	8.32	9.01	10.40	8.32
7	7.68	8.32	9.6	7.68	16.64	18.03	20.80	16.64
8	15.36	16.64	19.2	15.36	33.28	36.05	41.60	33.28

Fuente: elaboración propia

### 3.11 DIAGRAMA DE FLUJO PROPUESTO PARA TRATAMIENTO INDUSTRIAL



Fuente: elaboración propia

## CAPITULO IV

### DISEÑO DE INGENIERIA

En este capítulo se realizaron los cálculos de acuerdo al diagrama de flujos, que se propusieron de acuerdo a las pruebas que se realizaron en el laboratorio tanto en la concentración gravimétrica y flotación, teniendo mucho en cuenta los factores que influyen como la granulometría del mineral, el pH y otros

El orden del diagrama está diseñado de modo que no pueda influir el proceso anterior, causando inconveniencias en el momento de la recuperación.

Si se tendría que pasar primero por la flotación entonces los reactivos de flotación como el espumante podrían causar rebalse de espumas en los cajones de los espirales, es por esa razón que se escogió este orden de tratamiento para el repulpeo del relave.

#### 4.2 SELECCIÓN DE LA BOMBAS

La selección de las bombas se realizara para 41.89 TMSPD de mineral, para la bomba 1, 3" x 3"; para las demás bombas de recirculación en los espirales es de 2 ½" x 2" y 2" x 2" según el caudal de pulpa que se va a bombear. Con 35% de sólidos en pulpa.

#### 4.2.1 CALCULO DE PARAMETROS DE OPERACIÓN DE LA BOMBA B-1

#### 4.2.2 CALCULO DE VELOCIDAD DE FLUJO DE PULPA

Usando la ecuación

Datos:

$$Q = 0.015 \text{ (m}^3\text{/seg.)}$$

$$A = 0.002027 \text{ (m}^2\text{)}$$

$$A = \frac{\pi(0.0508)^2}{4} = 0.002027 \text{ m}^2$$

$$v = \frac{0.004}{0.002027} = 1.97 \text{ m/seg}$$

#### 4.2.3 CALCULO DE LA VISCOSIDAD DE LA PULPA

Ecuación de Thomas

$$\mu_p = 1 + 2.5(0.35) + 10.05(0.35)^2 + 0.00273 * \exp^{16.16(0.35)} * 1.005 * 10^{-3}$$

$$\mu_p = 3.9 * 10^{-3}$$

$\mu$ : Viscosidad de agua a 20°C  $1.005 * 10^{-3} \text{ kg/(m*s)}$

#### 4.2.4 CÁLCULO DE PÉRDIDA DE CARGA EN TUBERÍA

Para el cálculo de pérdida de carga en tuberías se determinara el factor de fricción según el diagrama de Moody y para ello es necesario determinar primero el número de Reynolds y la rugosidad relativa.

#### 4.2.4.1 CALCULO DEL NUMERO DE REYNOLDS

$$N_{RE} = \frac{0.0508 * 1.97 * 1250}{0.0039} = 32075.6 = 3.2 \times 10^4$$

Lo cual nos indica que es un flujo turbulento

#### 4.2.4.2 CALCULO DE RUGOSIDAD RELATIVA

$\varepsilon$ : 0.0015 (mm)

$$\frac{1.5 \times 10^{-7}}{0.0508} = 2.95 \times 10^{-6}$$

Con los datos calculados según el nomograma de Moody el coeficiente de fricción

$f = 0.02$

Las pérdidas de carga en tuberías según la ecuación de Darcy-Weisbach:

$L = 80 \text{ m}$

$g = 9.81 \text{ m/s}^2$

$$h_L = 0.02 * \frac{80}{0.0183} * \frac{(1.97)^2}{2(9.81)} = 6.25 \text{ m}$$

#### 4.2.5 CÁLCULO DE PÉRDIDA DE CARGA EN ACCESORIOS

**Ecuación de Darcy Weisbach**

Para curva de 90°  $h_A = 1.27 * \frac{(1.97)^2}{2(9.81)} = 0.25$

Para codo de 90° 
$$h_A = 1.71 * \frac{(1.97)^2}{2(9.81)} = 0.7 * 2 = 1.4$$

Para curva de 45° 
$$h_A = 0.83 * \frac{(1.97)^2}{2(9.81)} = 0.25$$

Para válvula de compuerta abierta 
$$h_A = 0.55 * \frac{(1.97)^2}{2(9.81)} = 0.12$$

Para cono de reducción 
$$h_A = 1.30 * \frac{(1.97)^2}{2(9.81)} = 0.26$$

Manguito de unión 
$$h_A = 0.06 * \frac{(1.97)^2}{2(9.81)} = 0.012$$

Perdida en accesorio total =  $0.25 + 1.4 + 0.25 + 0.12 + 0.26 + 0.012 = 2.29m$

#### 4.2.6 PÉRDIDA TOTAL POR FRICCIÓN.

$$H_f = 6.25 + 2.29 = 8.54m$$

Carga total del sistema ( $H_{Total}$ ) =  $H_{(estática)} + H_{(Dinámica)}$

Es decir:

$$H_{Total} = 20 + 0 + 6.25 + 2.29 = 28.54m$$

#### 4.2.7 DETERMINACION DE LA EFICIENCIA DE LA BOMBA

En caso de no contar con las curvas características de la bomba, se puede determinar la eficiencia de la bomba mediante el siguiente procedimiento:

Determinar la potencia demandada por la bomba o la entregada por el motor, mediante la ecuación:

Potencia Demandada por la Bomba (hp o kW) =  $13.2 * 0.85 = 11.22$

Establecer la potencia hidráulica de la bomba mediante la siguiente ecuación:

$$\text{Potencia Hidraulica} = \frac{1250 * 9.81 * 0.015 * 28.54}{1000 \frac{w}{kw}} = 5.25(kW)$$

Donde:

Q: caudal (m<sup>3</sup>/s) se toma como la velocidad de succión en la entrada de la bomba

De tal manera que la eficiencia de la bomba queda definida como:

$$\text{Potencia Demandada por la Bomba} = \frac{1250 * 9.81 * 0.015 * 28.54}{0.85 * 1000 \frac{w}{kw}} = 6.175(kW)$$

Si se conoce la potencia requerida por la bomba y la eficiencia del motor, se puede determinar la potencia requerida (kW) por el conjunto bomba-motor con la ecuación:

$$\text{Potencia Requerida} = \frac{6.175}{0.85} = 7.27(kW)$$

Considerando la equivalencia de 1kW=1.34HP

Entonces la potencia requerida es 9.74HP

Se selecciona con potencia de inmediato superior 10HP ó 12HP

Para este intensidad del motor se seleccionó una bomba de 3" x 3"

### 4.3 ANÁLISIS DE DESEMPEÑO, SELECCIÓN Y CÁLCULO DE BOMBAS FALTANTES

A continuación se anexan los resultados de análisis de desempeño y selección correspondiente al resto de bombas hidráulicas abordadas en el presente proyecto.

**CUADRO N° 30 RESULTADO ANÁLISIS ENERGÉTICO BOMBA B-2**

Potencia demandada	4.8kW
Potencia requerida bomba-motor	4.9 kW
Bomba de lodo	21/2"x2"
<b>Observaciones:</b> Esta bomba trabaja con un motor de marca delcrosa es por eso que trabaja normalmente con esta potencia de motor	

**CUADRO N° 31 RESULTADO ANÁLISIS ENERGÉTICO BOMBA B-3**

Potencia demandada	8.6
Potencia requerida bomba-motor	9.4
Bomba de lodo	21/2"x2"
<b>Observaciones:</b> El motor de esta bomba es de marca LUMIX es por eso usa un motor de más potencia	

**CUADRO N° 32 RESULTADO ANÁLISIS ENERGÉTICO BOMBA B-4**

Potencia demandada	4.9
Potencia requerida bomba-motor	5.2
Bomba de lodo	2"x2"
Observaciones:	

**4.4 SELECCIÓN DE ESPIRALES**

La selección de los espirales se hizo de acuerdo a las pruebas metalúrgicas realizadas en donde hubo mejor selección en un circuito de 4 espirales gravimétricos; el modelo de los espirales MD2 se ha modificado en las descargas de concentrado de acuerdo a la recuperación de Pb y Ag.

**4.5 BALANCE DE MATERIA CONCENTRACION GRAVIMETRICA**

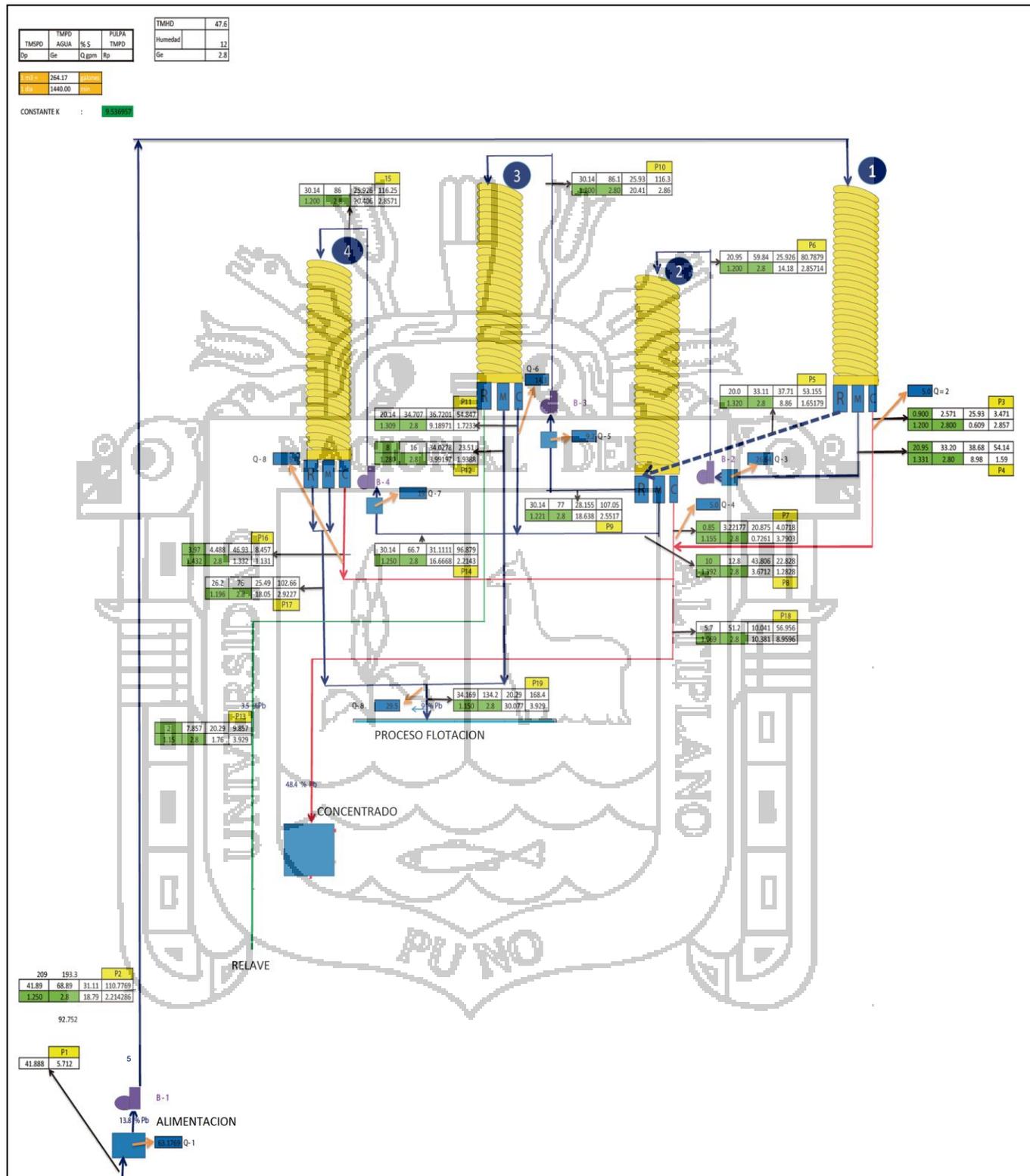
**DATOS DE OPERACION**

- Alimentación a la bomba N° 1 3" x 3" en TMHPD : 47.6
- Porcentaje de humedad de mineral (relave) :12%
- Gravedad especifica del mineral : 2.8 g/cm<sup>3</sup>

**LEYENDA**

	<b>TMPD</b>		<b>PULPA</b>
<b>TMSPD</b>	<b>AGUA</b>	<b>% S</b>	<b>TMPD</b>
<b>Dp</b>	<b>Ge</b>	<b>Q gpm</b>	<b>Rp</b>

Flow sheet N<sup>a</sup> 01



Fuente: elaboración propia

#### 4.5.1 CALCULOS EN CONCENTRACION GRAVIMETRICA

**Punto N° 1 (P1)** por el método de proporcionalidad

-TMHPD = 47.6

-Humedad 12%

- **Calculo de agua**

$$\frac{47.6}{H_2O} = \frac{88}{12} \rightarrow 5.712 \text{ TMHPD AGUA}$$

- **Calculo de TMSPD (mineral) (relave)**

Restando el agua a las TMHPD de mineral

$$47.6 - 5.721 = 41.89 \text{ TMSPD}$$

**Punto N° 2 (P2)**

Datos

Dp: 1.25

Ge: 2.8

- **calculo de porcentaje de sólidos (%S)** reemplazando a la ecu. (38)

$$\%S = \frac{(1.25 - 1) * 2.8 * 100}{(2.8 - 1)1.25} = 31.11$$

- **calculo de dilución de pulpa** reemplazando datos a la ecu. (39)

$$Rp = \frac{100 - 31.11}{31.11} = 2.214$$

- **Calculo de TMPD H<sub>2</sub>O**

$$TMPD_{agua} = 31.11 * 2.214 = 68.89 \text{ Remplazando datos a la ecu. (40)}$$

- **Calculo de TMPD pulpa**

$$TMPD_{pulpa} = 41.89 + 68.89 = 110.78 \text{ Remplazando datos a la ecu. (41)}$$

- **Calculo de caudal (Q gpm)**

$$Q_{gpm} = \left( \left( \frac{41.89}{1.25} \right) + 68.89 \right) * \left( \frac{264.17}{1440} \right) = 18.79 \text{ Remplazando datos a la ecu.}$$

(42)

### Punto N° 3

Datos

Dp: 1.2

Ge: 2.8

- **Calculo de TMSPD y agua**

Las TMSPD se ha calculado midiendo el caudal de pulpa que es 0.033484 lt/seg, que es igual a 2.893 m<sup>3</sup>/día, en donde el mineral es 11.11% en volumen y el 88.89% es agua, entonces:

Los datos se remplazan al mismo ecu. Anterior.

$$\text{Mineral (relave)} = 0.32143\text{m}^3 * 2.8 = 0.9\text{TMS}$$

$$\text{Agua} = 2.5717\text{m}^3 = 2.5717 \text{ TM}$$

- **calculo de porcentaje de sólidos (%S)**

$$\%S = \frac{(1.2 - 1) * 2.8 * 100}{(2.8 - 1)1.2} = 25.93$$

- calculo de dilución de pulpa

$$Rp = \frac{100 - 25.93}{25.93} = 2.857$$

- Calculo de TMPD H<sub>2</sub>O

$$TMPD_{agua} = 25.93 * 2.857 = 2.571$$

- Calculo de TMPD pulpa

$$TMPD_{pulpa} = 0.9 + 2.857 = 3.471$$

- Calculo de caudal (Q gpm)

$$Q_{gpm} = \left( \left( \frac{0.9}{1.2} \right) + 2.571 \right) * \left( \frac{264.17}{1440} \right) = 0.609$$

Las TMSPD de mineral de los puntos 4, 7, 8,13 y 16 se resuelven de la misma manera que en el punto N° 3.

En los puntos 4, 5, 6, 7, 8 ,9, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18 y 19 se resuelven de la misma forma que en los puntos 2 y 3.

Las Densidades de pulpa fueron medidas en todo los puntos.

## BALANCE DE AGUA EN CONCENTRACION GRAVIMETRICA

Agua que ingresa = Agua que sale

$$(H_2O P2) + Q2 + Q3 + Q4 + Q5 + Q6 + Q7 + Q8 = (H_2O P13) + (H_2O P19) + (H_2O P18)$$

$$68.89 + 5 + 26.64 + 5 + 9.2 + 14.3 + 13 + 29.5 = 58.93 + 96.2 + 21.5$$

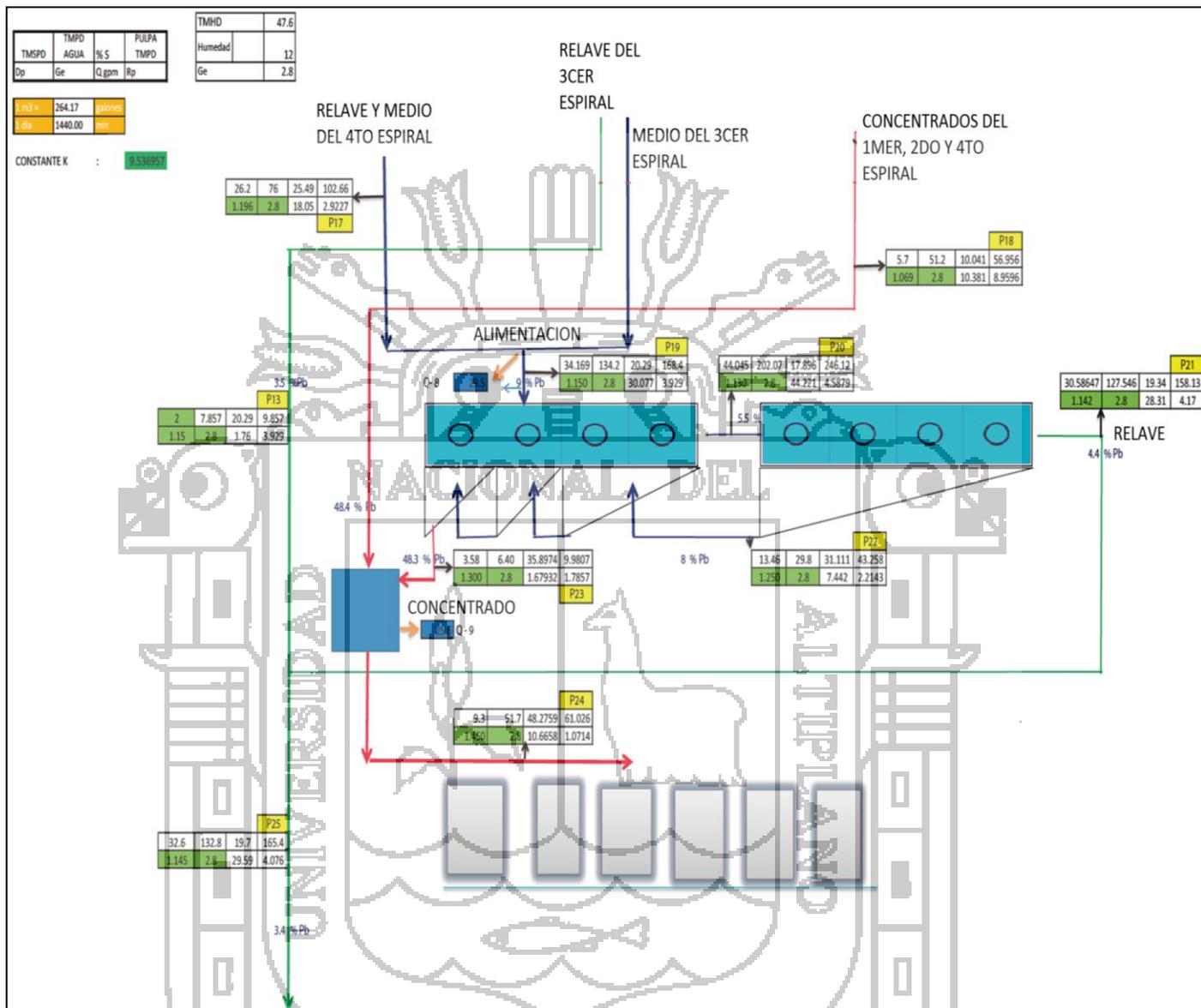
$$176 = 176$$

### 4.5 SELECCIÓN DE CELDAS DE FLOTACION

La selección de celdas se hizo tomando en cuenta la recuperación en las pruebas de flotación en laboratorio y pruebas en planta piloto, llegando a una recuperación adecuada en dos bancos de celdas de 4 celdas cada una, las celdas son de 12x15. Donde las celdas ya se encuentran instaladas, en este caso solo se ha determinado la cantidad de celdas que van a ser necesarias para una buena recuperación. El tonelaje que se va a procesar en las celdas es de 34 TMSPD.

En esta sección no es necesario el uso de un acondicionador por que anteriormente se trabajó con sulfurantes como SNa y lo que queda por sulfurizar se encuentra en poca cantidad.

Flow sheet N° 02



Fuente elaboración propia

4.7 BALANCE DE MATERIA EN FLOTACION

4.7.1 CALCULOS EN FLOTACION

Llamemos P19=A, P20 =B, P21 =C, P22 =D, P23 =E a las TMS de la alimentación productos intermedios y productos finales.

### -Cálculo de los tonelajes de P23 y P21; productos finales.

Aplicando el balance de materia en función de los tonelajes y a contenido metálico en todo el circuito de flotación.

- Usando la ecuación (33)

$$A = E + C \dots (a)$$

$$9*A = 48.3*E + 4.4*C \dots (b)$$

$$C = A - E \dots (c)$$

Reemplazando (c) en (b) se tiene:

$$9*A = 48.3*E + 4.4*(A - E)$$

$$9*A = 48.3*E + 4.4*A - 4.4*E$$

$$A(9 - 4.4) = E(48.3 - 4.4)$$

$$(24.5*4.6) / 43.9 = E$$

$E = 2.57$  TMS de concentrado de Pb.

$C = 24.5 - 2.57 \rightarrow 21.92$  TMS de relave.

### -Cálculo de los tonelajes de B y D

$$B = C + D \dots (d)$$

$$D = B - C \dots (e)$$

Reemplazando (c) en (d)

$$5.5*B = 4.4*C + 8(B - C)$$

$$5.5*B = 4.4*C + 8*B - 8*C$$

$$C(8 - 4.4) = b(8 - 5.5)$$

$$21.92(3.6) = b(2.5)$$

$$B = 31.6 \text{ TMS}$$

$$D = 31.6 - 21.92 \rightarrow 9.65 \text{ TMS}$$

### PUNTO N° 19

Datos

$$Dp: 1.15; Ge: 2.8$$

- **calculo de porcentaje de sólidos (%S)** reemplazando datos en la ecu. (38)

$$\%S = \frac{(1.15-1) \cdot 2.8 \cdot 100}{(2.8-1)1.15} = 20.3$$

- **calculo de dilución de pulpa.** reemplazando datos en la ecu. (39)

$$Rp = \frac{100 - 20.3}{20.3} = 3.93$$

- **Calculo de TMPD H<sub>2</sub>O.** reemplazando datos en la ecu. (40)

$$TMPD \text{ agua} = 20.3 \cdot 3.93 = 96.2$$

- **Calculo de TMPD pulpa.** reemplazando datos en la ecu. (41)

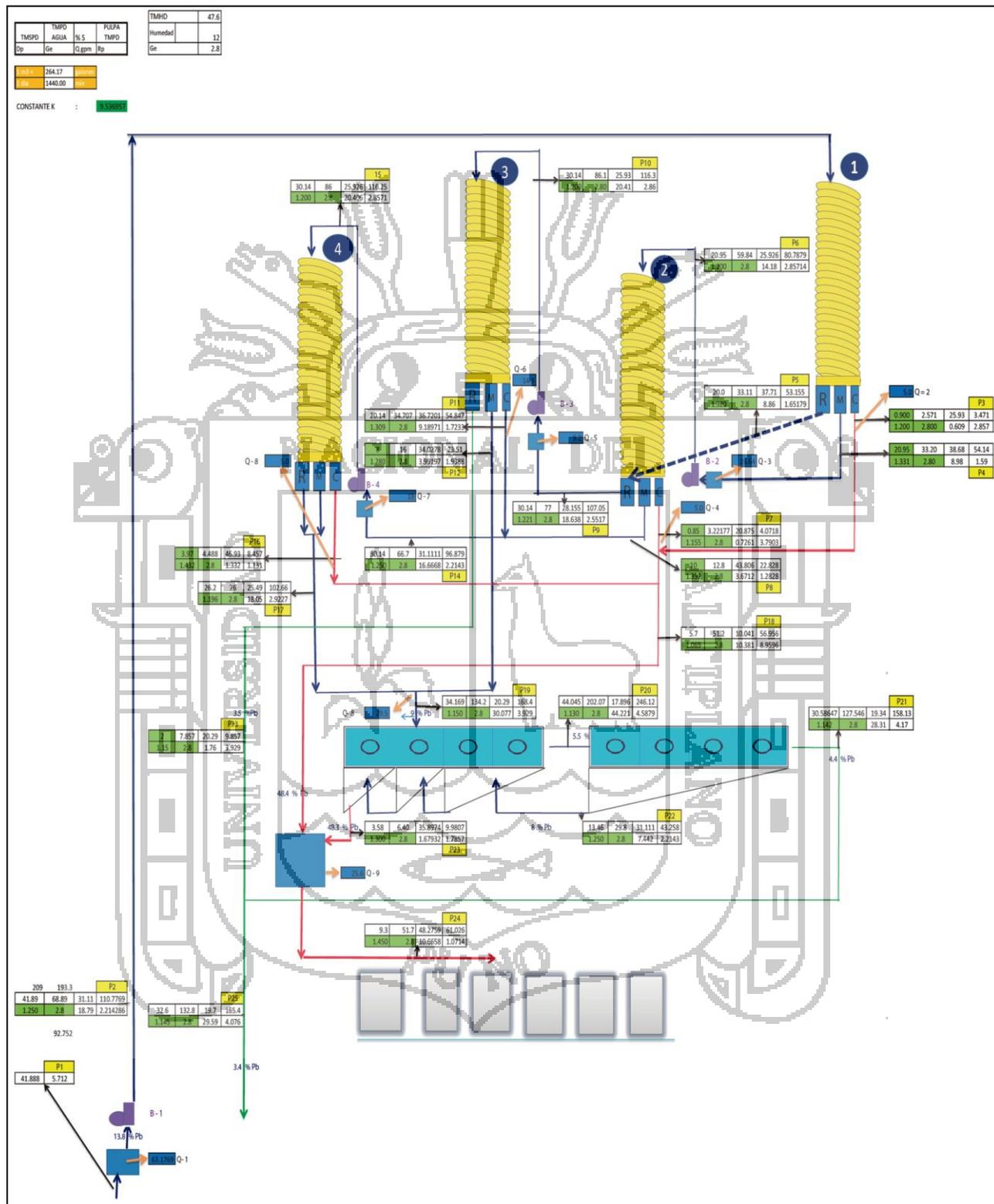
$$TMPD \text{ pulpa} = 24.5 + 96.2 = 121$$

- **Calculo de caudal (Q gpm).** reemplazando datos en la ecu. (42)

$$Q \text{ gpm} = \left( \left( \frac{24.5}{1.15} \right) + 96.2 \right) \cdot \left( \frac{264.17}{1440} \right) = 21.6$$

En los puntos P20, P21, P22, P23 los cálculos se realizan de manera igual que en el punto P19.

### 4.8 BALANCE DE MATERIA GENERAL DE LA PLANTA



Fuente: elaboración propia

#### 4.8.1 BALANCE GENERAL DE AGUA EN PLANTA

Agua que ingresa en TMPD = Agua que sale TMPD

$$(H_2O P2) + Q2 + Q3 + Q4 + Q5 + Q6 + Q7 + Q8 + Q9 = (H_2O P25) + (H_2O P24)$$

$$68.89 + 5 + 26.64 + 5 + 9.2 + 14.3 + 13 + 29.5 + 25.6 = 151 + 51.7$$

$$202 \text{ TMPD} = 202 \text{ TMPD}$$

#### 4.8.2 BALANCE GENERAL DE MINERAL EN PLANTA

Utilizando la ecu. (32)

Alimentación TMPD = Concentrado TMPD + Relave TMPD

$$41.89 = 9.3 + 32.59$$

$$41.89 = 41.89$$

#### 4.9 CONSUMO DE ENERGÍA ELECTRICA EN PLANTA CONCENTRADORA

El consumo de energía de la planta concentradora está dado por el tonelaje de tratamiento de mineral para lo que se ha instalado una cantidad de motores en la planta y la eficiencia de motores está en el rango de 75 a 85 %. La demanda de energía eléctrica para el repulpeo de relave está ilustrada en el cuadro.

**CUADRO N°35**

**DEMANDA DE ENERGIA ELECTRICA EN PLANTA CONCENTRADORA**

<b>SECCION FLOTACION</b>				
<b>ITEM</b>	<b>ESPECIFICACIONES</b>	<b>CANT. DE MOTORES</b>	<b>POTENCIA HP (INSTALADA)</b>	<b>CONSUMO KW (NOMINAL)</b>
1	Motores de dos celdas	4	36	26.84
2	Alimentadores de reactivos	2	1.2	0.89
<b>SECCION CONC. GRAVIMETRICA-BOMBEO</b>				
1	Motor bomba 3" x 3"	1	10	7.46
2	Motor bomba 2" x 2"	1	6.6	4.92
3	Motor bomba 2 1/2" x 2"	1	6.6	4.92
4	Motor bomba 2 1/2" x 2"	1	9	6.71
5	Motor bomba de agua fresca	1	15	11.18
4	Motor bomba de agua de reciclo	1	12	8.95
<b>SECCION LABORATORIO QUIMICO</b>				
1	Motor de molino	1	0.3	0.22
2	Motor de celda de flotación	1	0.3	0.22
<b>SECCION MUESTRANZA Y SERVICIOS</b>				
1	ESMERIL DE BANCO	1		
2	maquina de soldar	1	10	7.46
3	servicio de alumbrado	1		
<b>CONSUMO DE ENERGIA EN PLANTA</b>			<b>97</b>	<b>79.8</b>

#### 4.10 SUMINISTRO DE ENERGIA ELECTRICA

El grupo electrógeno de marca CATERPILLAR modelo 3406 con una potencia de 250 KW y una potencia efectiva de 185 KW a 4500 sobre el nivel del mar, con un voltaje de 220/440 v. este motor suministra la energía eléctrica a la planta.

El grupo electrógeno es la que genera energía eléctrica trifásica, ya que la mayoría de los motores de la planta son trifásicos. El consumo de petróleo es depende del consumo en kW de energía de la planta, en su capacidad máxima el grupo Caterpillar consume 9 glns/hr.

El consumo de combustible para el repulpeo es de 7glns/hr

#### 4.11 COCHAS DE CONCENTRADO

Se usan para almacenar los concentrados obtenidos del proceso de concentración gravimétrica (espirales) y los concentrados del proceso de flotación, en número de 6 construidos de material concreto armado están construidos en un área 49.75 m<sup>2</sup>, el objetivo de estas cochas es precipitar el concentrado fino con la ayuda de floculante y luego ser ensacados y llevados a la plataforma de concentrados que tiene un área de 150m<sup>2</sup> aproximadamente.

#### 4.12 CANCHA DE RELAVES

La cancha relaves tiene un área de 1500m<sup>2</sup>, que deposita la cola de la flotación que tiene mineral valiosa en mínima cantidad. Está en condiciones bastante riesgosa de soplarse y contaminar al ambiente.

## CAPITULO V

### EVALUACION ECONOMICA

#### 5.1 COSTOS DE OPERACIÓN

Los costos e ingresos se hace para una campaña de tratamiento de 1500 TMS de mineral (relave).

#### 5.2 PROYECCION DE COSTOS

Estamos proyectando para una operatividad de 35 días, con los siguientes supuestos:

- La planta trabaja con una capacidad de 41.89 TNSPD.
- la demanda es constante y permanente

CUADRO N° 36

**COSTOS DE PRODUCCION EN LA PLANTA CONCENTRADORA**

rubros	\$/1500 TM	\$/TM
	1500	\$/ 1 TM
<b>COSTOS DIRECTOS</b>	<b>41070.00</b>	<b>27.38</b>
-planta de flotación	6390.00	4.26
• reactivos		
1. SNa	750	0.50
2. MIBC	780	0.52
3. (SiO <sub>2</sub> ) <sub>3</sub> Na	480	0.32
4. AR 242	795	0.53
5. AR 404	810	0.54
6. (OH)Na	90	0.06
7. Z:6	840	0.56
• Formato de reporte operación diario	30	0.02
• Mano de obra		
• Fajas y otros	1125	0.75
	690	0.46
-Cochas de sedimentación de CC Pb	120.00	0.08
• Maderas	105	0.07
• Yute y otros	15	0.01
-Relaves	1005.00	0.67
-agua recuperada	750.00	0.50
• Manguera	300	0,2
• cables	300	0,2
• palos	150	0,1
-Mantenimiento Eléctrico	495.00	0.33
-Mantenimiento Mecánico	1680.00	1.12
-Mantenimiento Instalaciones	405.00	0.27
-concentración gravimétrica	750.00	0.50
-generación eléctrica	27750.00	18.50
• combustible	27750.00	18.50
-Seguridad	465.00	0.31
-Almacén	465.00	0.31
-Seguridad	465.00	0.31
-medio ambiente	15.00	0.01

-proyección social	315.00	0.21
<b>GASTOS INDIRECTOS</b>	<b>4410.00</b>	<b>2.94</b>
-laboratorio químico	2220.00	1.48
-maquinaria pesada	495.00	0.33
-gastos viaje	300.00	0.20
-Bienestar	1320.00	0.88
-Carretera	75.00	0.05
gastos de administración		
administración	<b>2175.00</b>	<b>1.45</b>
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>47655.00</b>	<b>31.77</b>

**CUDRO N° 37**  
**DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS DE IMPLEMENTACIÓN DE LA PLANTA**  
**EXISTENTE**

Descripción	Unidad	Cantidad	Precio unitario (S/.)	Total (S/.)	Total (\$)
Bomba de pulpa 3"X3" HP 10	-	1	5500	1500.00	535.71
Bomba de pulpa 2" x 2" HP 6.6	-	1	3500	800.00	285.71
Bomba de pulpa 2 1/2" x 2" HP 10	-	2	4000	2200.00	785.71
Tubería polietileno 3"	metros	100	10	1000.00	357.14
Transporte	---	---	---	1500.00	535.71
Viáticos	---	---	---	500.00	178.57
<b>Total</b>				<b>7500</b>	<b>2678.57</b>

### 5.3 EVALUACION DE PROYECTO

El objetivo es probar la rentabilidad, al considerar que se estarán tratando 1500 toneladas de relave de mineral oxidado de Pb y Ag. Que equivaldría a 35.81 días de tratamiento, con una recuperación de 78 % de Pb y 67.6 % de Ag.

La producción es de 9.3 TMS/día de concentrado de Pb.

Para el efecto de los cálculos respectivos se considera un costo de oportunidad del capital del 60 % (tasa de descuento) en 5 días para la obtención y/o comparación de los indicadores usuales de evaluación, Valor Actual Neto (VAN); Tasa Interna de Retorno (TIR) y Relación Beneficio Costo B/C.

#### 5.3.1 EVALUACION ECONOMICA

La evaluación económica como respuesta intrínseca esperada del proyecto arroja como resultados, los indicadores siguientes calculados a base del cuadro N° 36.

$$\text{VAN} = 24,588.00$$

$$\text{TIR} = 69 \%$$

#### 5.3.2 RELACION BENEFICIO/COSTE

La relación Beneficio/Coste permite comparar el valor actual de los beneficios (VAB) de proyecto con el valor actual de los costos del mismo (VAC) y la inversión inicial.

En este caso se calcula para la campaña de 1500 ton de cabeza y 336TM de concentrado, los costos son el de operación planta, y la inversión respectivamente.

$$\frac{B}{C} = \frac{VAB}{VAC + I_0}$$

$$B/C = 1.3557$$

En base de estos resultados se puede afirmar que la inversión del proyecto permite la acumulación positiva del capital (VAN) por el valor de US.\$ 24,588.00 de otro lado el proyecto estaría generando un retorno (TIR) equivalente al 69 %, la relación B/C es mayor que la unidad (1.3557): señala que la inversión mediante la alternativa de repulpeo de relave es satisfactorio.

## CAPITULO VI

### IMPACTO AMBIENTAL

#### 6.1 OBJETIVO DEL ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL

Las evaluaciones de impacto ambiental constituyen una técnica generalizada en todos los países industrializados y se ha reconocido como el instrumento más adecuado para la preservación de los recursos naturales y la defensa del medio ambiente.

Esta técnica introduce la variable ambiental en la toma de aquellas decisiones incluidas en el proyecto que mantengan alguna relación con el medio ambiente, con lo que se consigue evitar los atentados contra la naturaleza, proporcionando una mayor fiabilidad y confianza sobre las decisiones que deban adoptarse. Estas evaluaciones permiten elegir entre las diferentes alternativas posibles, aquella que mejor salvaguarde los intereses generales desde una perspectiva global e integrada y teniendo en cuenta todos los efectos derivados de la actividad programada.

El objetivo del estudio de impacto ambiental es, principalmente, preservar la salud y el bienestar del hombre, así como evitar los efectos perjudiciales que las

acciones del proyecto puedan tener sobre el aire, la flora, la fauna, el clima, el agua, los suelos, los materiales, etc.

Reducir la contaminación es una operación cara, y es una cuestión política y social decidir qué cantidad de recursos deben asignarse a este fin.

Debido a su exposición a la información pública permitirá, a todos aquellos particulares que puedan verse afectados, conocer los efectos sobre el medio ambiente que la realización del proyecto conlleva.

El estudio de impacto ambiental identificará y evaluará todos los efectos que la realización del proyecto pueda suponer en el medio ambiente a lo largo del tiempo, propondrá medidas correctoras para minimizar aquellos que sean necesarios.

## **6.2 IMPACTOS SOBRE EL MEDIO AMBIENTE**

En el diseño y proyecto de las instalaciones se ha procurado eliminar, en la medida de lo posible, las agresiones al medio ambiente, considerando que es más positivo eliminar las causas en el origen que aplicar después medidas de corrección.

### **6.2.1 IMPACTO POR CONTAMINACIÓN ATMOSFÉRICA**

La contaminación atmosférica es producida en el traslado de material al punto de alimentación de repulpeo donde se produce emisiones de polvos pero en pequeñas cantidades y por la volatilización de reactivos. Las emisiones de polvo a

la atmósfera producidas, en ningún caso pueden considerarse como nocivas, tóxicas o peligrosas, ni en su estado natural ni en contacto con la humedad ambiente, debido a la baja concentración con que escapa a la atmósfera en caso de la volatilización de reactivos hay que tener bastante cuidado y evitar el contacto directo con la piel. Aun así se dispondrá de los equipos necesarios para evitar estas emisiones de polvo a la atmósfera.

#### **6.2.1.1 MEDIDAS CORRECTORAS**

La generación de polvo producida en la alimentación de repulpeo se evitara a medida que se va mojar con agua proveniente del circuito de recuperación de mineral valioso (concentrado.)

En el caso de volatilización de reactivos es mínimo es por ese motivo que no se toma ninguna medida

#### **6.2.2 IMPACTO POR CONTAMINACIÓN HIDRÁULICA**

Las fuentes de contaminación hidráulica son debidas al vertido de aguas y/o Fluidos contaminadas.

#### **6.2.2.1 MEDIDAS CORRECTORAS**

La manipulación de material y su incorporación al proceso nunca se hace a la intemperie, sino bajo cubiertas o cerramientos de la propia planta y de los equipos de transporte y elevación previstos, razón por la cual quedan eliminados los

posibles arrastres producidos por el agua de lluvia.

El suelo de la nave de proceso está hormigonado y presenta un sumidero que recoge las pérdidas de fluidos de los equipos, evitando así que está por escorrentía se filtren al terreno.

Para reducir el consumo de agua la planta presenta un sistema de tubería desde la cancha de relave a las pozas de reciclaje de agua, se recupera parte del agua empleada en el proceso recirculándose la misma al depósito principal de almacenamiento de agua.

#### **6.4.2.3 IMPACTO POR CONTAMINACIÓN SONORA**

Las fuentes de contaminación sonora son los ruidos y vibraciones producidas por las distintas máquinas en su funcionamiento.

##### **6.4.2.3.1 MEDIDAS CORRECTORAS**

La incidencia, desde el punto de vista de los ruidos y vibraciones, sobre el medio ambiente circundante, será inapreciable al cumplirse dos Reales Decretos relacionados con la protección de los trabajadores en el lugar de trabajo. El funcionamiento de la planta provocará una serie de ruidos que son inevitables. En horas nocturnas, en las que cualquier ruido es más apreciable y produce un mayor impacto, la planta cesará su funcionamiento.

Para evitar ruidos procedentes de un mal funcionamiento de las máquinas se establece un plan de mantenimiento regular.

## 6.2.4 IMPACTO SOBRE EL MEDIO BIÓTICO

La filtración de agentes dañinos desde la cancha de relaves provocará, inevitablemente, un impacto sobre la vegetación y la fauna existentes en la zona. Es importante resaltar que las especies vegetales y animales afectadas no son singulares ni están protegidas.

### 6.4.2.5.1 MEDIDAS CORRECTORAS

Las medidas compensatorias tomadas consisten en la creación de tierra vegetal, y la revegetación de las zonas afectadas con especies autóctonas.

## 6.3 PROGRAMA DE VIGILANCIA AMBIENTAL

El plan de vigilancia ambiental contemplará los impactos que se puedan generar, previstos o no, con el fin de evitar riesgos e incertidumbres y que las medidas correctoras actúen de forma adecuada. Se propone un plan de vigilancia ambiental que analizara la evolución de los ecosistemas y el paisaje con estudios de una periodicidad semestral. La vigilancia se realizara sobre los puntos siguientes:

- Análisis de emisión de polvo.
- Paisaje y su evolución.
- Estructura y cambios en la fauna y vegetación.
- Formas de erosión.

## RESULTADOS Y DISCUSIÓN

El problema de los minerales oxidados de plomo es que son muy solubles, suaves, contienen un alto contenido de finos, aumentando el porcentaje de lamas durante las operaciones de reducción de tamaño, lo que implica un alto consumo de reactivos de flotación y bajos resultados en leyes y recuperaciones.

A medida que aumenta el producto de solubilidad de los minerales la flotabilidad disminuye, los minerales oxidados de plomo tienen productos de solubilidad mayor que sus correspondientes sulfuros.

La solubilidad de la anglesita es varios cientos de veces más alta que la cerusita, esto se debe a la presencia de un número significativo de cationes de plomo en los niveles superiores de superficie durante su fractura, por el contrario la anglesita se caracteriza por la ausencia de estos iones de plomo; por este motivo la anglesita es menos flotable que la cerusita.

Este proyecto prestara servicios para realizar pruebas metalúrgicas y en el tratamiento de minerales oxidados como la cerusita y la anglesita, en las empresas mineras que tratan minerales de composición oxidada.

## CONCLUSIONES

La optimización de recuperación se hizo a nivel laboratorio, se recurrió al programa de Statgraphics en la cual se fijaron los parámetros de operación en concentración gravimétrica y flotación para una mayor recuperación.

1.- En la concentración gravimétrica los parámetros de operación de mayor recuperación es a una Densidad de pulpa de 1400 gr/l y a un caudal de 20.66ml/seg, que se llega a 43.011% de recuperación. Se experimentó que la variable más importante es la densidad de pulpa. Y se obtuvo un modelo matemático a escala natural para la optimización.

$$Y_{est} = 30.3335 + 0.00963333 * Dp - 0.0391089 * Qp$$

2.- En la flotación los parámetros de dosificación de reactivos la variable más importante es el NaS, seguido de pH.

SNa	pH	AR 242	MIBC	Recuperación
(kg/TM)		(kg/TM)	(kg/TM)	(%)
0.4	8.47541	0.25	0.022459	57.2173

El modelo matemático a escala natural considerando las variables más importantes en la optimización es:

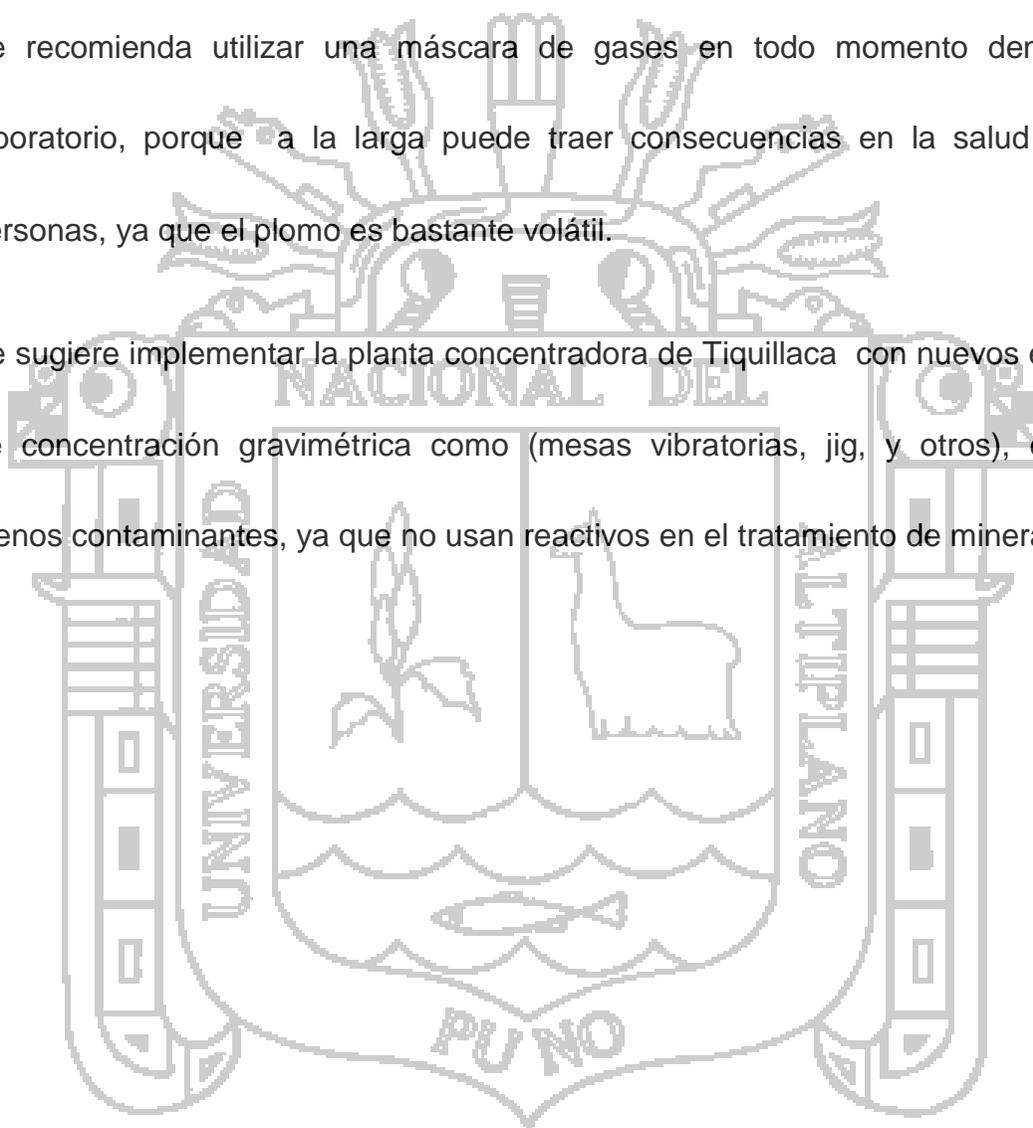
$$Y = 52.0655 + 5.08333NaS + 0.3625pH$$

## RECOMENDACIONES

Realizar una implementación de equipos de seguridad necesarios para un mejor trabajo.

Se recomienda utilizar una máscara de gases en todo momento dentro del laboratorio, porque a la larga puede traer consecuencias en la salud de las personas, ya que el plomo es bastante volátil.

Se sugiere implementar la planta concentradora de Tiquillaca con nuevos equipos de concentración gravimétrica como (mesas vibratorias, jig, y otros), equipos menos contaminantes, ya que no usan reactivos en el tratamiento de minerales.



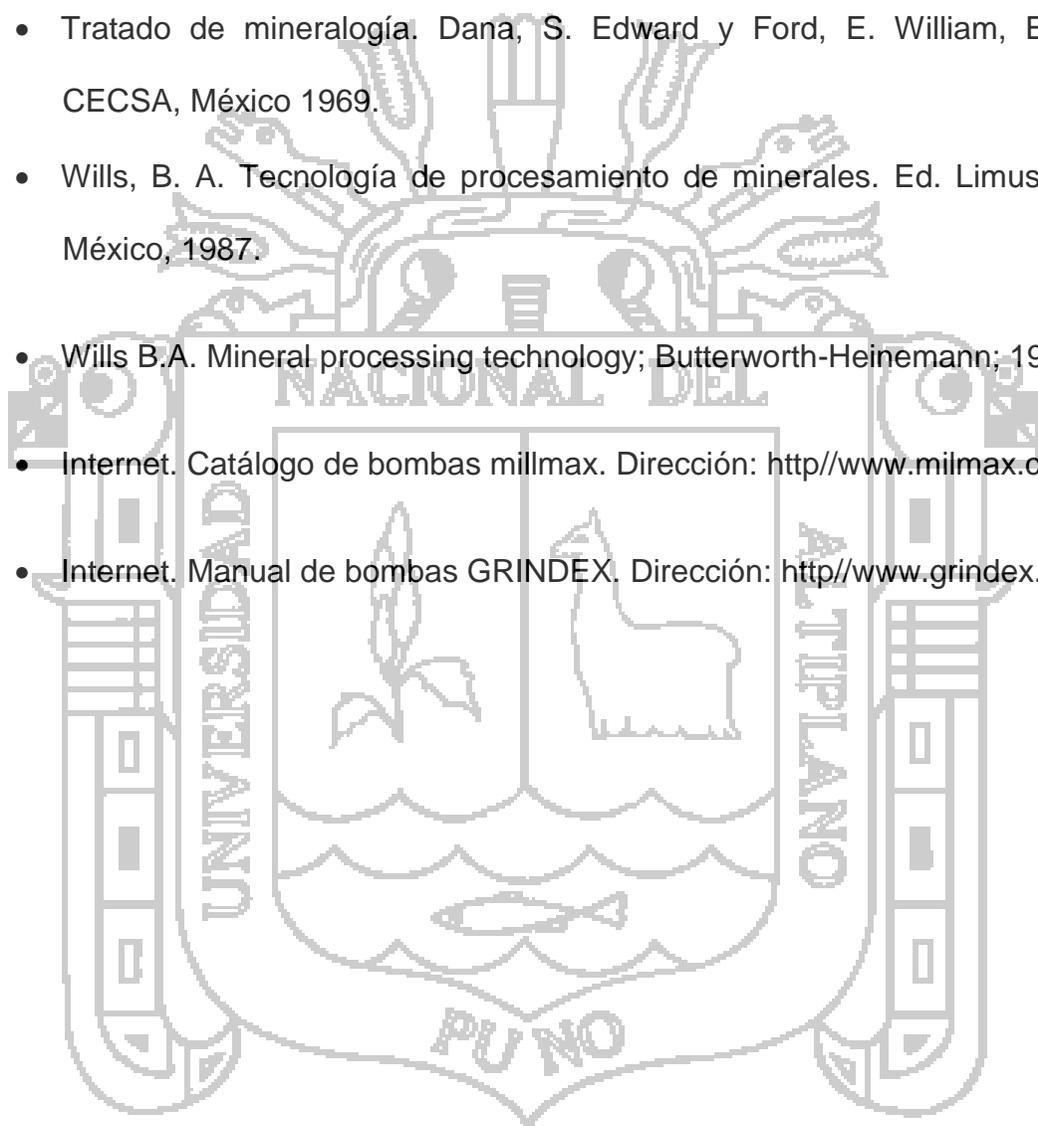
**BIBLIOGRAFIA**

- Altamirano. Juan C. (2011). Estudio técnico económico para la ampliación de la planta concentradora de minerales bertha. Callao, Perú.
- Almonacid Reiterer Harry y Barrios de la Flor Luis. Condiciones generales de compra a pequeña minería-concentrados de plomo-zinc. En Mimpeco, p.1, 2. Lima, 1983.
- Apuntes concentración de minerales i, ii. Dr Ing. Oswaldo Pavez
- Arthur F. Taggart. Handbook of Mineral Dressing. Fourth Printing Sec. 12- Flotation. New York, September, 1950.
- Azañero Ortiz, Ángel. "Modelos matemáticos para simular flotación industrial a partir de pruebas de laboratorio". En Revista del Instituto de Investigación de la FGMMCG-UNMSM, vol. 2, N.º3, Lima, junio 1999; pp. 69-83.
- Azañero Ortiz, Ángel y Otros. 2002. Flotación de Minerales Oxidados de Plomo. Lima: Revista del Instituto de Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica- UNMSM. 2002. pp 33-43
- Caracterización y optimización de flotación a nivel laboratorio del mineral de cobre de la minera candelaria. Tesis para optar el título profesional de Ingeniero Metalurgista. Pedro H. López, Orlando S. Ipanaque. Lima-Perú, 2008.
- Catálogo de bombas METSO

- Cerrón M. M., Córdoba C. F., Guerreros M. R. (1998). Cálculos CYANAMID. 1988. Manual de Productos Químicos para Minería. México.
- Ega Sáenz, J. Ángel. (1985). Evaluación de plantas concentradoras. Primera Edición. Lima, Perú. Ing. Héctor Bueno Bullón. Procesamiento de minerales.”
- Estudio metalúrgico y económico de la planta concentradora de Tiquillaca, para prestación de servicios. Tesis para optar el título de ingeniero metalurgista. Felipe N. Chipana. Puno, Perú 1996
- Fundamentos de la teoría y la práctica de empleo de reactivos de flotación. S. V. Dudenhov, L. V. Shubov, L. A. Glazunov. Impreso en la URSS, traducido en español MIR 1980.
- Grau R.A., Janusz T., Laskowski S. and Heiskanen K. Effect of frothers on bubble size. International Journal of Mineral Processing, Vol 76, No 4, pp. 225- 233; 2005.
- Herrera Urbina R. y Douglas W. Fuerstenau. Aspectos termodinámicos de la flotación de anglesita, cerusita, malaquita y crisocola. Departamento de Ciencia de los Materiales e Ingeniería de Minerales. Universidad de California, Berkeley-California 94720, octubre de 1983, pp.11-20.
- Influencia de la distribución de tamaño de burbujas en la recuperación de la flotación para minerales. Tesis para optar al grado de magister en ciencias de la ingeniería mención metalurgia extractiva. A. Fernando, Barona. Santiago Chile Diciembre 2007.

- King R.P. Principles of flotation. South African Institute of Mining and Metallurgy; 1982.
- Laskowski J.S; Frothing in flotation. Gordon and Brach science publishers; 1989.
- Manzaneda Cábala, J. (1997). Procesamiento de minerales. Lima, Perú, 3, pp 201-203, 209-211, 230, 258,
- Metalúrgicos en Plantas Concentradoras. Huancayo, Perú.
- M.Sc. Ing. Napoleón Jacinto E. (1998). Tecnología del procesamiento de minerales III.
- Ms. Juan Chía Aquije. Procesamiento de minerales.
- Mujica, Patricio. Evaluación general de la bomba de pulpa.
- Pérez Falcon, J. Recuperación de Minerales Oxidados Polimetálicos complejos con Tecnología limpia en la Planta Concentradora de Mesapata-Cátac”
- Quiroz Núñez, I. (1986), Operaciones unitarias en procesamiento de minerales. Cusco, Perú. pp 219
- Río Württote, Justo Felipe. Método de producción y análisis químico y físico del plomo y sus óxidos. Tesis Facultad de Ingeniería Química. UNMSM, Lima, 1982, pp.10-30.
- Sotillo Zevallos, Francisco. "Sulfurización y flotación de cerusita y galena". Tercer Simposium de Metalurgia, Universidad Nacional de Ingeniería, 1985, pp. 73-93.

- Sutulov Alexander. Flotación de Minerales. Cap. IX. Universidad de Concepción (Chile), 1963, pp. 315-332.
- TECSUP. “calculo metalúrgico”
- TECSUP. Concentración de minerales.
- Tratado de mineralogía. Dana, S. Edward y Ford, E. William, Editorial CECSA, México 1969.
- Wills, B. A. Tecnología de procesamiento de minerales. Ed. Limusa S.A., México, 1987.
- Wills B.A. Mineral processing technology; Butterworth-Heinemann; 1997.
- Internet. Catálogo de bombas millmax. Dirección: <http://www.milmax.com>
- Internet. Manual de bombas GRINDEX. Dirección: <http://www.grindex.com>



**ANEXOS**

**ANEXO N°01 FICHA DE FLOTACION**

Prueba

N° .....

Condiciones de operación

Granulometría de operación .....

Reactivos de flotación

Reactivo	Dosis	Reactivo	Dosis
OHNa		MIBC	
SNa		AR-242	
SiONa		AR-404	
Z-6		Cal	

Cp. Flotación (%) .....

Tiempo de acondicionamiento (min) .....

Tiempo de flotación (min) .....

Velocidad de agitación (rpm)	.....
------------------------------	-------

Flujo de aire (l/s)	.....
---------------------	-------

Concentrado	Código	Peso (g)	Ley de Pb (%)	Ley de Ag (%)
Cabeza				
F. Rougher				
F Scavenger				
F. Resto				
Relave				