

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA METALURGICA Y GEOGRAFICA
UNIDAD DE POSGRADO

Celda de flotación de nueva generación, prototipo, pilotaje y evaluación

TESIS Para optar el grado de MAGÍSTER EN INGENIERIA METALURGICA Con Mención en
Metalurgia Extractiva

AUTOR

Figueroa Loli Melchor Aquiles

ASESOR Lovera Dávila Daniel L.

LIMA – PERU 2005

DEDICATORIA

A la memoria de mí añorada esposa:

Carmen Gladys Vásquez Martin

Quien vivirá siempre

En nuestros corazones.

A mis hijos:

Myluska, Pedro, Carmen del Pilar

y Jacqueline,

Con el cariño de siempre.

A mis nietos:

Rodrigo, Angelita y David

Esperanza del futuro promisor.

AGRADECIMIENTO

Al Ing. M.Sc. Pablo A. Nuñez Jara, Decano de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, respetado profesor y consejero.

Al Ing. M.Sc. Daniel F. Lovera Dávila, Asesor de la Tesis por su comprensión y apoyo.

A todos los profesores de Postgrado de la Facultad por sus enseñanzas, consejos y recomendaciones.

Al Ing. M.Sc. Juan Zegarra West, Prestigioso Metalurgista, Gerente de ATIMMSA, por darme la oportunidad y confianza para dirigir las pruebas de pilotaje con la celda Jameson.

INDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN EJECUTIVO	
	Página
CAPITULO I: INTRODUCCION	1
1.1 DESCRIPCION DEL TEMA	1
1.2 ANTECEDENTES	2
1.3 MATRIZ DE CONSISTENCIA	5
 CAPITULO II: CINETICA DE LA FLOTACION	 7
 CAPITULO III: EQUIPOS DE FLOTACION	 13
3.1 CELDAS DENVER SUB "A"	15
3.2 CELDAS AGITAIR	18
3.3 CELDAS DE COLUMNA	20
 CAPITULO IV: PROTOTIPO DE CELDA DE FLOTACION JAMESON	 23
4.1 ENSAMBLAJE DE LA CELDA	23
4.2 PRINCIPIOS GENERALES DE OPERACIÓN	28
4.3 DESCRIPCION DEL EQUIPO Y SUS INSTRUMENTOS	30
4.4 PUESTA EN MARCHA DE LA CELDA	32
4.5 DETERMINACIONES IMPORTANTES	34
4.6 CALCULOS IMPORTANTES	38
4.7 PARALIZACION DE LA CELDA JAMESON	44
 CAPITULO V: PRUEBAS METALURGICAS DE PILOTAJE	 45
5.1 PRUEBAS METALURGICAS PRELIMINERES	49
5.2 PRUEBAS METALURGICAS DE SELECCIÓN DE VARIABLES	50

5.3 PRUEBAS METALURGICAS CON DISEÑO FACTORIAL	51
5.4 PRUEBAS DE OPTIMIZACION CON DISEÑO HEXAGONAL	56
5.5 PRUEBAS METALURGICAS FINALES	58
 CAPITULO VI: EVALUACION DE LOS RESULTADOS	 61
6.1 EVALUACION DE LAS PRUEBAS PRELIMINERES	61
6.2 EVALUACION DE LAS PRUEBAS DE SELECCIÓN DE VARIABLES	62
6.3 EVALUACION DELAS PRUEBAS CON DISEÑO FACTORIAL	63
6.4 EVALUACION DE LAS PRUEBAS DE OPTIMIZACION CON DISEÑO HEXAGONAL	73
6.5 EVALUACION DE LAS PRUEBAS FINALES	80
 CAPITULO VII: EVALUACION ECONOMICA	 82
 CAPITULO VIII: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	 88
8.1 CONCLUSIONES	88
8.2 RECOMENDACIONES	89
BIBLIOGRAFIA	90
 ANEXO	 93

ABSTRACT

Nowadays, the flotation machines more used in minerals concentration are the flotation cells Sub Denver "A", Agitair, and the Column, teams highly mechanics and/or tires of high operation costs and maintenance.

The cell Jameson of simple principle, is a compact unit and high efficiency for mining flotation, developed by the Prof. Jameson from the University of Newcastle, Australia.

The main objective of the study is, replace the cells flotation from the circuits cleaner of zinc for a cell Jameson.

The mining tests at level pilot have been developed in the Shorey Concentration Plant from Nor Peru Mining Corporation.

Technical and economic evaluation of the results.

Conclusions of the study:

The pilot Jameson cell have been operated efficiently, is compact equipment and easily handed.

The concentrated law obtained is from 57.31% of zinc and the recovery of 89.20% superiors to the current operations of plant.

Economic efficiency (EE%) is increased in 9.31%.

A Jameson cell can be replaced in an efficient form, to eight cells Sub "A" from 40 cubic feet each one, in the cleaner stages of zinc from the Shorey Concentrative Plant.

RESUMEN EJECUTIVO

La flotación es un proceso metalúrgico de separación de materias de distinto origen que se efectúa desde sus pulpas acuosas por medio de burbujas de gas y a base de sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas, donde tiene mucha importancia la **máquina de flotación**.

Actualmente las máquinas de flotación mas usadas por su importancia tecnológica, son las celdas de flotación Denver Sub "A", Agitair, y de Columna, equipos netamente mecánicos y/o neumáticos de altos costos de operación y mantenimiento. Se propone cambiar estas deficiencias, mediante el uso de celdas de nueva generación, en la compleja metalurgia peruana.

La celda Jameson de principio sencillo, es una unidad compacta y de alta eficiencia para flotación de minerales, desarrollada por el Prof. Jameson de la Universidad de Newcastle, NSW 2308, Australia en cooperación con la campaña Mount Isa Ltd. La celda se está usando en muchas partes del mundo, reportando operaciones eficientes.

El principal objetivo del estudio es reemplazar las celdas de flotación de los circuitos cleaner de zinc por una celda Jameson.

Las pruebas metalúrgicas a nivel piloto se han desarrollado en la Planta Concentradora Polimetálica de Shorey de Corporación Minera Nor Perú, en los circuitos cleaner de zinc, por encargo de la Gerencia del Departamento de Metalurgia de la empresa Alta Tecnología en Investigación Minera y Metalúrgica (ATIMMSA).

Se preparó y desarrollo el siguiente programa escalonado típico de pruebas metalúrgicas de pilotaje:

- Pruebas metalúrgicas preliminares
- Pruebas metalúrgicas de selección de variables
- Pruebas metalúrgicas con diseño factorial
- Pruebas metalúrgicas de optimización con diseño hexagonal
- Pruebas metalúrgicas finales.

Evaluación técnica y económica de los resultados.

Del estudio determinamos las siguientes conclusiones:

- La celda piloto Jameson operó eficientemente, es un equipo compacto y de fácil manejo.
- La ley de concentrado obtenido es de 57.31 % de zinc, superior en 3.29% a la ley de concentrado que se tiene en planta, similarmente la ley de plata se incrementa en 0.31 onz/TCS.
- La recuperación de zinc se incrementa de 85.08% a 89.20% y la de plata de 46.1% a 47.8%.
- La evaluación económica realizada mediante la EE% (eficiencia económica) determinó una diferencia a favor de las pruebas metalúrgicas a nivel piloto con celda Jameson de 9.31 % sobre las operaciones actuales de la planta, a esto habría que añadir una reducción de los gastos en energía eléctrica, repuestos y mantenimiento en general.
- Los resultados técnicos y económicos obtenidos hacen atractivo el proyecto.
- Una celda Jameson puede reemplazar en forma más eficiente, a ocho celdas sub "A" de 40 pies cúbicos cada una, en las etapas cleaner de zinc de la Planta Concentradora de Shorey.

NOMENCLATURA

n	Número inicial de partículas disponibles para la flotación.
N	Número de burbujas introducidas en la pulpa en la unidad de tiempo.
F	Fuerza promedia con que las partículas se adhieren a las burbujas.
t	Tiempo de flotación.
K	Constante que reúne las características de la máquina de flotación.
R	Recuperación metalúrgica.
K_1	Constante específica para todo mineral.
P	
d_p	Densidad de la pulpa.
U	Velocidad del fluido o pulpa.
Co	Coeficiente de orificio.
Q	Flujo volumétrico.
A	Area del orificio.
D	Diámetro del orificio.
G_c	Factor de conversión fuerza/masa.
M_c	Flujo másico de concentrado.
Q_w	Flujo de agua de lavado.
X_c	% Sólidos (peso).
J_g	Velocidad Superficial del aire en la Celda.
Z^o	Centro del diseño.
ΔZ_j	Radio del seño.
Y_i^o	Replicas en el punto central del diseño.
$\bar{Y}^o$	Promedio de todas las replicas.
n_o	Número de replicas en el centro del diseño.
Z_j^o	Centro del diseño para la variable j .
ΔZ_j	Radio del diseño para la variable j .

$\bar{a}$ Resultado de la división Z_j^0 entre ΔZ_j .
 TMD Toneladas métricas por día.
 TMS Toneladas métricas secas.
 TMSN Toneladas métricas secas netas.
 TCSPH Toneladas cortas secas por hora.
 Vc Valor de concentrado por unidad.
 M Contenido de metal en el concentrado.
 D Deducciones por pérdida metalúrgica.
 P Precio del metal.
 f Factor de precio.
 T Maquila de tratamiento.
 PB Precio Base.
 X Deducciones por impurezas.
 Y Créditos por subproductos.
 e Escaladores.
 pH Variación de hidrógeno.
 % Porcentaje.
 Kpa Kilopascal.
 Oz/TC Onzas por tonelada corta.
 m/s Metros por segundo.
 M³/s Metros cúbicos por segundo.

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1. DESCRIPCION DEL TEMA

La flotación es un proceso metalúrgico de separación de materias de distinto origen que se efectúa desde sus pulpas acuosas por medio de burbujas de gas y a base de sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas. En general, es un proceso de separación, pues se trata de la individualización de las especies mineralógicas que representaban anteriormente una mezcla mecánicamente preparada.

Cuando las especies útiles constituyen una fracción menor del mineral y las especies estériles son de gran volumen, las separaciones por flotación toman el aspecto de un proceso de concentración.

La flotación es un proceso sumamente complejo donde intervienen muchas variables que se explican mejor mediante el estudio de la cinética de la flotación o sea, la recuperación de especies minerales en la espuma en relación con el tiempo.

Sin entrar en detalles del mecanismo cómo se unen las partículas con las burbujas, se pueden considerar los fenómenos en forma estadística, utilizando los factores cinéticos que participan en el proceso y obteniéndose formulas matemáticas con las que se pueden graficar curvas de cinética de flotación que depende del carácter del mineral y de la **máquina de flotación**.

Desde que se desarrolló por primera vez la flotación como un método de concentración, se han introducido muchos diseños de máquinas de flotación,

todas con operaciones mecánicas y/o neumáticas que originan desgastes de equipos y altos consumos de energía.

La eficiencia de una máquina de flotación, en consecuencia, se determina por el tonelaje que puede tratar por unidad de volumen, calidad de los productos obtenidos y recuperaciones, consumo de energía eléctrica, reactivos, gastos de operación y mantenimiento necesarios por tonelada del mineral.

Actualmente las máquinas mas usadas por su importancia tecnológica, por lo menos en lo que se refiere al Continente Americano, son las celdas de flotación Denver Sub "A", Agitair, y de columna.

En la tesis se plantea un nuevo concepto de máquina de flotación, para lo que se utiliza la teoría del Profesor Jameson de la Universidad de Newcastle , Australia, el ensamblaje nacional de un prototipo de celda piloto de flotación, y el desarrollo de pruebas metalúrgicas utilizando diseños experimentales activos en los circuitos de limpieza de concentrado de zinc de la planta concentradora Shorey de mineral polimetálico, resultados que permitirán realizar las correspondientes evaluaciones y el modelo matemático.

1.2. ANTECEDENTES:

Para el Perú la minería y por ende la metalurgia es y tendrá que ser cada vez más la actividad económica principal, para nuestro crecimiento integral y sustentable en el tiempo. Somos el segundo productor mundial de plata, tercero en zinc, cuarto en plomo, quinto en cobre y sexto en oro.

La principal variedad mineralógica que poseemos son los polimetálicos, en los yacimientos se presentan en forma de sulfuros, cuando los minerales se

presentan de esta forma, son separados mediante el proceso de flotación diferencial en concentrados individuales de cobre, plomo y zinc. El proceso consiste en flotar el mineral de cobre plomo como un bulk deprimiendo el zinc, para dicha operación se usa los reactivos de cianuro de sodio, el bisulfito de sodio y el sulfato de zinc, con adecuado control del pH, para deprimir los elementos no deseados como la pirita y la ganga; para lograr selectividad en la flotación se usan agentes colectores como los xantatos, los concentrados obtenidos en una primera flotación requieren de etapas sucesivas de limpieza para obtener un concentrado aceptable para su comercialización. Algunas veces los concentrados bulk de cobre plomo son separados para obtener concentrados individuales, esto se logra con la adición de un depresor para uno de los elementos, así logramos obtener concentrados de plomo y cobre. Los minerales de esfalerita son activados con el sulfato de cobre, y un control adecuado del pH y la ayuda de colectores, es flotado el zinc, finalmente se requiere de etapas de limpieza donde se obtiene concentrados de zinc con valor comercial.

En el Perú las principales compañías mineras que aplican este tipo de proceso de flotación denominado convencional son: Cia. Minera Yanacocha, Cia. Minera Volcan, Empresa Minera Yauliyacu, Sociedad Minera El Brocal, Cia. Minera Atacocha, Cia. Minera Raura, Pan American Silver, Cia. Minera Casapalca, Cia. Minera Austria Duvaz, también se tiene minas predominantes de zinc como: Cia. Minera Iscay Cruz, Cia. Minera Santa Luisa y Cia. Minera San Vicente.

Así mismo se tiene conocimiento el uso en procesos de concentración por flotación de alrededor de 200 Celdas Jameson en diferentes partes del mundo, con buenos resultados técnicos y económicos para una variedad de metales. Australia tiene operando celdas para recuperar Cu, Ni, Pb/Zn, Malasia para Cu, Filipinas tiene 26 celdas para Cu instaladas de 1994 a 1997,

Sud Africa tiene 4 celdas para cleaner de Sb/Au 2 mas en estudio y 2 para Pt desde 1998. En Argentina en gran minería de cobre la Planta Concentradora Bajo de la Lumbre tiene operando 8 celdas en cleaner, 2 en re-cleaner y 4 en cleaner de scavenger desde 1996, En Bolivia Sol Mil usa 1 celda para rougher de Zn (1997) y Cia. Minera del Sur lo usa para scavenger de Zn (1998). Chile tiene 1 celda en rougher de Cu en Oxide Plant Antofagasta desde 1993.

Por tal motivo son muy importantes las innovaciones tecnológicas de equipos y de optimización metalúrgica en los procesos de concentración de minerales específicamente en el caso de zinc, del cual somos importante productor mundial.

1.3. MATRIZ DE CONSISTENCIA (Primera Parte)

PROBLEMA	OBJETIVOS	JUSTIFICACION	HIPOTESIS
GENERALES: ¿Es constante la innovación tecnológica, en concentración de minerales, para mantener el liderazgo de la producción de metales? ¿Se aplica modelamiento matemático en investigación metalúrgica? ESPECIFICOS: ¿Se usa equipos de nueva generación a nivel piloto, para investigar concentración de minerales por flotación? ¿Es posible mejorar la ley de concentrado de zinc? ¿Es posible mejorar la recuperación de zinc en el concentrado? ¿Es posible mejorar la eficiencia económica del proceso de concentración de zinc?	OBJETIVOS GENERALES: Operar equipos de nueva generación, en la concentración de minerales por flotación. Aplicar diseños experimentales en investigación metalúrgica para el modelamiento matemático. OBJETIVOS ESPECIFICOS: Ensamblar y operar un equipo Jameson, a nivel piloto en la Planta Concentradora Shorey. Mejorar las leyes de concentrado de zinc. Mejorar la recuperación metalúrgica de zinc. Mejorar la eficiencia económica del proceso de concentración cleaner de zinc.	En la metalurgia peruana se está usando equipos solo de generación mecánica y/o neumática. Se usa muy poco el modelamiento matemático y poca investigación metalúrgica a nivel piloto. La celda Jameson usa un nuevo tipo de auto generación de burbujas para la flotación de minerales. Existe rango para realizarlo. Existe rango para realizarlo Existe rango para realizarlo	Las celdas Jameson pueden ser usados en los circuitos cleaner de flotación de zinc, con mayor eficiencia que las actuales celdas en operación. El modelo matemático puede interpretar mejor el proceso. El tipo de burbuja de la celda Jameson es adecuado para etapas cleaner de flotación. Se puede superar la ley de Planta del concentrado de zinc. Se puede superar la recuperación del concentrado de zinc. Se puede mejorar la eficiencia económica del proceso.

MATRIZ DE CONSISTENCIA (Segunda Parte)

VARIABLES	INDICADORES	METODO
PRINCIPALES DEL PROCESO: Suministro de aire (lpm) Altura de espuma (mm) Agua de lavado (lpm)	Balances Metalúrgicos: Ley de concentrado. Recuperación metalúrgica. Ratio de concentración. Eficiencia Económica (EE %): Valor de concentrado. Valor de concentrado ideal. Valor de mineral de cabeza. Valor de mineral de cabeza ideal.	Ensamblar y operar un prototipo de celda de flotación Jameson en el Perú. Instalación de la celda piloto Jameson en la Planta Concentradora de Shorey. Evaluación de funcionamiento del nuevo equipo de flotación. Desarrollo de pruebas metalúrgicas de pilotaje, aplicando la teoría de diseños experimentales. Evaluación de las pruebas de pilotaje, cálculos del ANAVA y obtención de los modelos matemáticos. Evaluación Económica del proceso. Conclusiones y recomendaciones.
GENERALES DEL PROCESO: % de sólidos de la alimentación pH de la pulpa Densidad de pulpa Presión de pulpa (Kpa) Bias (cc / seg) J g (cm² / seg)	Indicadores Estadísticos: ANAVA.	

CAPITULO II

CINÉTICA DE LA FLOTACIÓN:

Entre los problemas más importantes de la cinética de la flotación se encuentra el de la definición de velocidad de flotación, o sea, la recuperación de especies minerales en la espuma en relación con el tiempo (4).

En el proceso de flotación, dentro de un solo experimento que dura varios minutos, participan normalmente centenares de millones de partículas y decenas de millones de burbujas. Sin entrar en detalles del mecanismo cómo se unen las partículas con las burbujas, se pueden considerar los fenómenos en forma estadística, utilizando los factores cinéticos que participan en el proceso (15).

Supongamos que:

- n** es el número inicial de partículas disponibles para la flotación.
- N** es el número de burbujas introducidas en la pulpa en la unidad de tiempo.
- F** es la fuerza promedia con que las partículas minerales se adhieren a las burbujas.
- t** es el tiempo de flotación.

Supongamos ahora, que dentro del tiempo **t** desde el principio de la flotación flotaron en el concentrado **x** partículas de una cantidad inicial **n**. Si el número de burbujas introducidas durante la unidad de tiempo, **N** se mantuvo constante y si la fuerza media **F** con que las partículas se asocian con las burbujas también se mantuvo constante, entonces dentro del tiempo **dt** flotaron en el concentrado **dx** partículas.

Como durante el tiempo **dt** a través de la pulpa que contiene **(n - x)** partículas, pasan **Ndt** burbujas, entonces el número de asociaciones exitosas entre burbujas y partículas tiene que ser proporcional a **N (n - x) dt**. De aquí que el número de partículas flotadas en el concentrado en la unidad de tiempo es:

$$dx = K N F (n - x) dt \quad \dots\dots\dots (2.1)$$

F es la fuerza media que une las partículas con las burbujas y **K** una constante que reúne las características de la máquina de flotación.

La ecuación diferencial (2.1) describe el proceso de flotación sin considerar los detalles de su mecanismo. La integración de esta ecuación es posible sólo cuando **N** y **F** son funciones del tiempo, lo que es posible aceptar.

Entonces:

$$\begin{aligned} \int_0^x \frac{dx}{n - x} &= K \int_0^t N F dt \\ \ln \frac{n}{n - x} &= K \int_0^t N F dt \quad \dots\dots\dots (2.2) \end{aligned}$$

Al dividir el miembro de la izquierda por **n** y sabiendo que **x/n** es **R**, la recuperación, resulta que:

$$\ln \frac{1}{1 - R} = K \int_0^t N F dt \quad \dots\dots\dots (2.3)$$

Como durante un experimento N y F son constantes, la ecuación (2.3) toma la forma:

$$\ln \frac{1}{1 - R} = K_1 t \quad \dots\dots\dots (2.4)$$

K_1 es evidentemente una constante específica para todo mineral.

La ecuación (2.4) se puede expresar también en forma exponencial:

$$R = 1 - e^{-K_1 t} \quad \dots\dots\dots (2.5)$$

Las ecuaciones (2.4) y (2.5) explican que la recuperación por flotación es una función exponencial del tiempo (3).

Esto significa, que anotando nuestras experiencias de flotación en diagramas Recuperación – Tiempo, en un caso normal, tendremos curvas logarítmicas, como lo demuestra la Fig. 2-1:

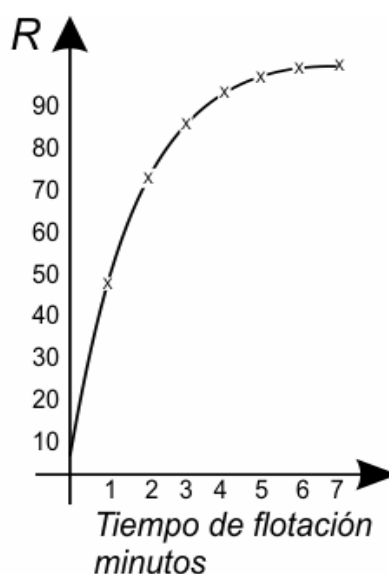


Fig. (2.1) Recuperación VS Tiempo

El trabajo con estas curvas no es cómodo, particularmente en la parte avanzada de la flotación o hacia el fin de la misma; pues los incrementos de recuperación con el tiempo son muy bajos y dificultan las comparaciones necesarias. Y estos son precisamente los lugares que principalmente interesan en la flotación, pues en ellos se efectúa la lucha decisiva por obtener una mejor recuperación.

Este problema, se puede resolver cómodamente con coordenadas semi – logarítmicas, donde la ordenada es $\log. 1 / 1-R$ y la abscisa el tiempo.

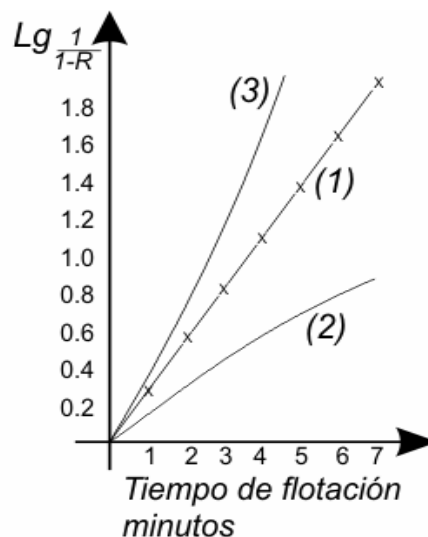


Fig. (2.2) $Lg 1/1-R$ VS Tiempo

De este modo, la curva de la Fig.2-1 A toma el aspecto de la curva de la Fig. (2-2).

La importancia práctica de estas curvas reside en el hecho de que un proceso de flotación, que se desarrolla normalmente, en el gráfico 2-2 tiene que estar representado por una recta de inclinación variable (1) que depende del carácter del mineral y **de la máquina de flotación**. Si hay desviaciones de esta recta, éstas significan que el proceso de flotación no se desarrolla normalmente. La curva convexa (2) significa que el proceso de flotación es

obstaculizado, mientras que la curva cóncava (3) significa que el proceso es favorecido.

Al tratar de abordar el problema de la velocidad de la flotación podemos ver los siguientes pasos consecutivos en su solución:

1. El método empírico, que trata de solucionar el problema en base a los gráficos recuperación – tiempo que se obtienen en forma experimental.
2. El método semi-empírico que contempla el análisis de los datos experimentales mediante ecuaciones diferenciales tal como lo hizo H. García Zúñiga (4).

En forma definitiva estas ideas se pueden expresar mediante la ecuación diferencial:

$$\frac{dR}{dt} = K N F (1 - R) \quad \dots\dots (2.6)$$

Esta ecuación hace posibles comparaciones y analogías con las reacciones químicas. En realidad una serie de investigadores consideraron a la flotación como una reacción química de primer orden. En forma experimental con flotaciones unitarias esto se ha podido comprobar en varias oportunidades.

Sin embargo, hay desviaciones que afirman que la expresión más completa para el proceso de flotación según Arbiter(2), sería una ecuación diferencial:

$$\frac{dR}{dt} = K N F (1 - R)^n \quad \dots (2.7)$$

Donde n sería una cantidad variable, pero fija para cada caso particular. La mayoría de los autores concuerdan en que n varía entre 1 y 2.

Es necesario mencionar que últimamente han aparecido nuevos movimientos para describir el proceso de flotación por ejemplo por el método analítico que contempla la hidrodinámica y la teoría de la probabilidad en la descripción del encuentro y contacto entre la partícula y la burbuja, analiza con detalle el mecanismo y las variables conocidas que intervienen en el proceso.

Con respecto a las variables, es necesario mencionar que en la flotación éstas son innumerables y son poco consideradas integralmente en las deducciones propuestas.

He tenido la oportunidad de asistir a las exposiciones y discusiones sobre este apasionante tema por los profesores: N. Arbiter (2), H. Garcia Zúñiga (4), R. Klimpel (9), J. Laskowski (10), B. Yarar (19), D. Schuhmann (16) y otros investigadores, que nos confirma que la flotación es un proceso muy complejo y cuya interpretación definitiva aun no ha concluido.

CAPITULO III

EQUIPOS DE FLOTACION

Desde que se desarrolló por primera vez la flotación como un método de concentración, se han introducido muchos diseños de máquinas de flotación (15).

Todas ellas pueden considerarse comprendidas en dos categorías:

Las máquinas de flotación mecánicas, que han sido las de mayor uso hasta la actualidad y las máquinas de flotación neumáticas.

Dentro de cada categoría existen dos tipos, las que trabajan como un solo tanque y las que trabajan como una batería de tanques. La mayor parte de la flotación se lleva a cabo en bancos de celdas de flotación (8).

Aunque existen muchos diseños diferentes de máquinas de flotación, todas ellas tienen la función primaria de hacer que las partículas que se han convertido en hidrofóbicas entren en contacto y se adhieran a las burbujas de aire, permitiendo así que dichas partículas se eleven a la superficie y formen una espuma, la cual es removida.

Para lograr esta función, una buena máquina de flotación debe:

1. Mantener todas las partículas en suspensión.
2. Asegurar que todas las partículas que entren en la máquina tengan la oportunidad de ser flotadas.
3. Dispersar burbujas finas de aire en el seno de la pulpa.
4. Promover el contacto partícula-burbuja.
5. Minimizar el arrastre de pulpa hacia la espuma.
6. Proporcionar suficiente espesor de espuma.

Los factores principales para calificar el rendimiento de la máquina son:

1. Rendimiento metalúrgico, representado por la ley y la recuperación.
2. Capacidad, en TMH y por unidad de volumen.
3. Costos de operación por tonelada de alimentación
4. Facilidad de operación (la cual puede bien ser subjetiva).

Según el método de introducción del aire a la pulpa, podemos distinguir diferentes tipos de máquinas:

1. Máquinas mecánicas, en la que el aire se introduce por agitación mecánica y en cuya distribución es de fundamental importancia un agitador.
2. Máquinas mecánicas, en que el aire se introduce bajo presión en la parte inferior de la pulpa, manteniendo la agitación mecánica.
3. Máquinas neumáticas, la inyección de aire se produce a elevada presión (compresoras) no se cuenta con agitación mecánica.

Una buena máquina de flotación debe tener facilidades para:

1. Alimentación de la pulpa en forma continuada.
2. Mantener la pulpa en estado de suspensión.
3. Evitar las sedimentaciones.
4. Separación apropiada de la pulpa y de la espuma mineralizada.
5. Evacuación de la última en forma ordenada.
6. Fácil descarga de los relaves.

La eficiencia de una máquina de flotación, en consecuencia, se determina por las toneladas que puede tratar por unidad de volumen, calidad de los productos obtenidos, recuperaciones metalúrgicas, consumo de energía eléctrica, consumo de reactivos, gastos de operación y mantenimiento.

Actualmente las mas usadas por su importancia tecnológica, por lo menos en lo que se refiere al Continente Americano, son las celdas de flotación Denver Sub "A", Agitair, y de Columna.

3.1.- CELDAS DENVER SUB-A

Las máquinas Denver Sub-A consisten en celdas cuadradas hechas, de madera o acero ver Fig. (3.1) cada una con su propio agitador, solas o reunidos en grupos o baterías de 2, 4, 6, 8 o más celdas según las necesidades.

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

El principio de funcionamiento de esta máquina se puede apreciar en la Fig. (3.1), la alimentación se introduce por un tubo lateral inclinado que descarga la pulpa directamente sobre un agitador que es un disco de seis o mas paletas, orientadas hacia arriba. Se encuentra situado debajo de un difusor estacionario con orificios que sirven para la mejor dispersión de las burbujas de aire, y con paletas orientadas hacia abajo para la mejor dispersión de la pulpa, El agitador se hace funcionar por un motor que transmite su movimiento rotatorio mediante un eje central que se encuentra en un tubo que sirve para hacer llegar el aire exterior

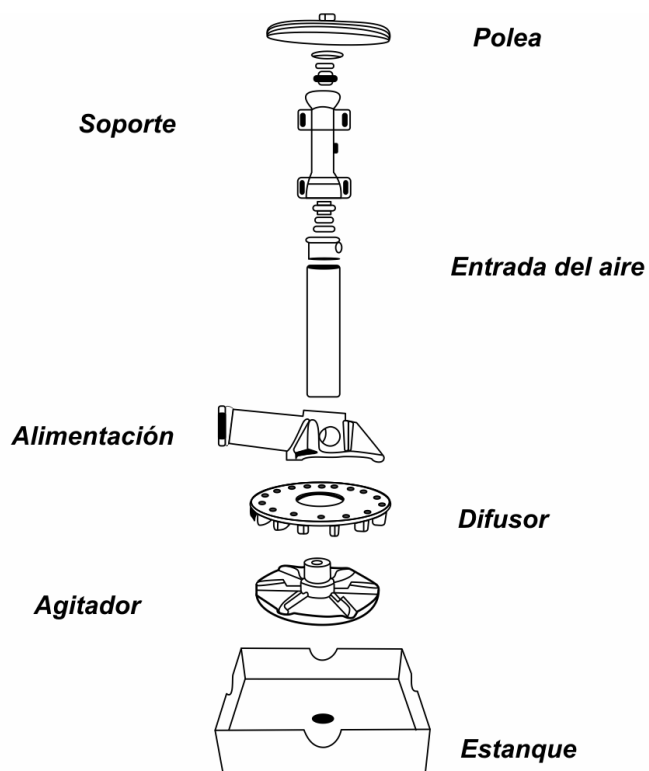
hasta la pulpa. Al hacer funcionar el agitador con una velocidad periférica que puede variar entre 500 y 600 m por minuto, empieza a succionar el aire por un orificio situado en la parte superior del tubo. El aire toma contacto con la pulpa en la zona del agitador que lanza lateralmente la mezcla, que se dispersa con la ayuda del difusor. Las burbujas mineralizadas suben a la superficie y los relaves junto con las partículas no recuperadas siguen su camino por gravedad bajo la presión de la pulpa nueva que llega a la celda a través de una compuerta ajustable para entrar por un tubo inclinado a la próxima celda.

Para los minerales de una molienda gruesa o para los que flotan con gran velocidad y donde no es necesario o contraproducente una agitación intensa, se usan máquinas con difusores planos, esto disminuye la fricción en la pulpa, el consumo de energía eléctrica. Para los minerales poco flotables o con los cuales se necesita una mayor cantidad de aire, este último se puede agregar bajo pequeña presión. Finalmente, si se necesita mayor agitación de la pulpa, ésta se puede obtener al reemplazar el agitador de seis paletas por una de doce.

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

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

Las celdas Denver Sub – A son ideales para operar circuitos de flotación cleaner y re-cleaner, donde la selectividad del producto es indispensable con estas celdas se obtienen buenas leyes de concentrados manteniendo recuperaciones también interesantes.



**Detalle de la máquina de flotación
Denver Sub-A**

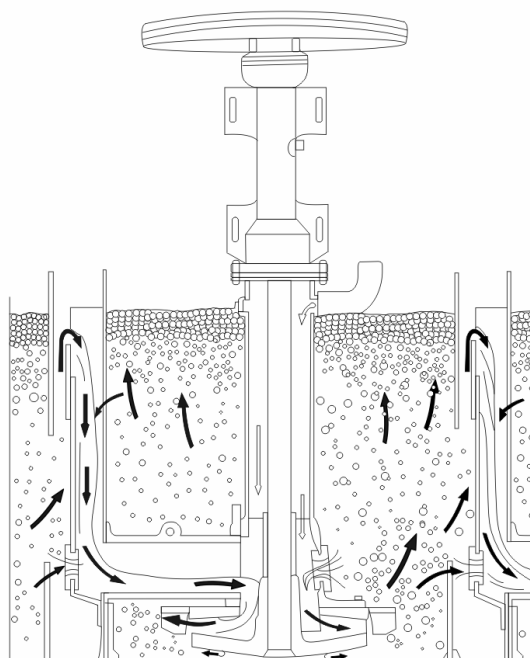


Fig. 3.1. MAQUINA DE FLOTACIÓN DENVER SUB-A

3.2.- CELDAS AGITAIR

La construcción de la máquina Agitair se puede ver en la Fig. (3.2). Igual que otras máquinas, dispone de un agitador por medio del cual se introduce el aire y se efectúa la agitación de la pulpa y de un cuerpo estacionario llamado estabilizador, que sirve para su dispersión y estabilización. La diferencia fundamental entre ésta y otras máquinas reside en el hecho de que las Agitair para la aireación usan aire comprimido a baja presión.

El agitador, cuyos detalles se pueden apreciar en la Fig. (3.2) es un tubo hueco de acero revestido de goma que descansa sobre rodillos. En su parte inferior tiene un disco con dientes orientados hacia abajo que sirven para la dispersión de la pulpa aireada. La velocidad periférica de este aparato es baja y varía entre 330 y 470 m/min. Su parte inferior se puede separar del eje hueco y no requiere cuidado especial, sino que cuando se deteriora se reemplaza.

El estabilizador consiste en planchas de acero, también revestidas de goma, distribuidas en forma radial. No tocan el fondo sino que están suspendidas a una altura de más o menos de algunos centímetros para poder dejar circular libremente la pulpa. Su función es la de evitar las turbulencias dentro de la zona inferior de la máquina que se encuentra fuertemente agitada, y asegurar la distribución pareja de las burbujas a través de toda la superficie de la celda.

El sistema de aireación artificial bajo presión tiene la ventaja sobre la aireación por succión de que se puede regular con gran sensibilidad y de que puede además ser muy abundante cuando lo requieren las condiciones. Además, como el aire es suministrado a la celda a la misma presión

independientemente de la altura a la que se encuentra la planta, la velocidad del agitador y el control de la operación son iguales a cualquier altura. El aire llega a la máquina por una cañería de 6" y a las celdas individuales por una cañería de 2" a través del eje hueco del agitador. Hay válvulas que regulan la cantidad de aire que se deja entrar.

Las máquinas Agitair se usan en unidades de dos, cuatro y más celdas, según las necesidades. Su alimentación y descarga se efectúan a través de compartimentos especiales situados en la cabeza y cola de la máquina respectivamente. El nivel de la pulpa es regulado en cada límite de celdas y en el rebalse de descarga mediante vertederos de acero de altura variables. La altura de la espuma, sin embargo, se puede regular separadamente en cada celda, ajustando la altura del rebalse por medio de tablillas removibles, mientras que el volumen de la espuma se puede controlar con la válvula de aire. Para cada tipo de operaciones, tales como flotación colectiva o de limpieza o de recuperación de los productos medios, se usan distintos bancos de máquinas.

Las celdas Agitair son muy usados en los circuitos de flotación rougher y scavenger donde es importante la alta recuperación metalúrgica para evitar que las partículas valiosas se desplacen a los relaves, logicamente que esta pequeña deficiencia en selectividad deberá ser corregida en las siguientes etapas de flotación y / o remolienda.

Una variante muy utilizada actualmente son las celdas de grandes volúmenes como la Wenco y Outokumpo que reemplaza a baterías completas de celdas principalmente de los circuitos rougher ,estas celdas tienen gran capacidad y son completamente automáticas y programables con las que se pueden obtener productos mas uniformes para ser tratados en las siguientes etapas de flotación.

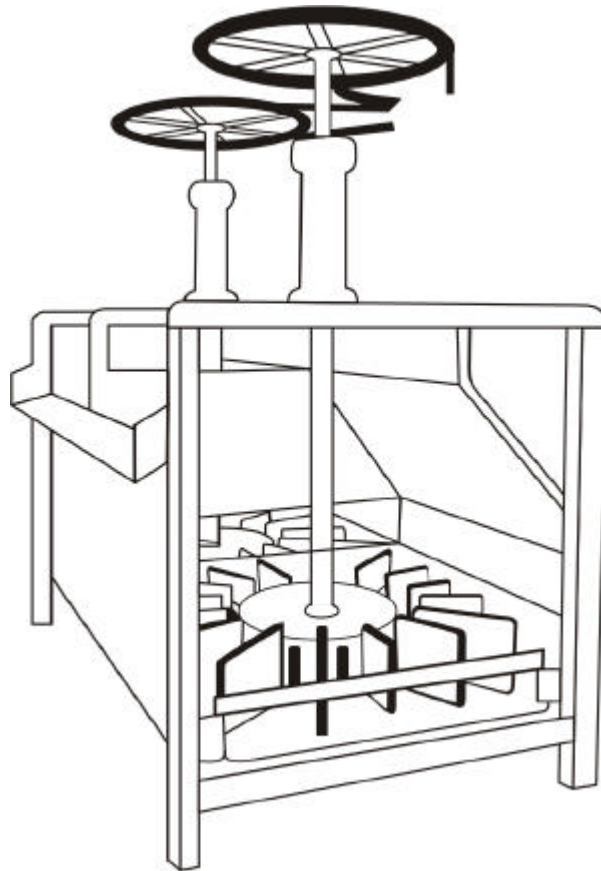


Fig.(3-2) Máquina de Flotación Agitair

3.3: CELDAS DE COLUMNA

Las celdas de columna se puede considerar integrante de la familia de reactores químicos denominados de burbujas. Estos reactores presentan una eficiencia intrínsecamente mayor que los mezcladores perfectos, ya que los procesos de transferencia tienen lugar bajo condiciones de flujo pistón. De acuerdo a este mismo criterio de clasificación, las celdas de flotación pertenecen a la familia de los reactores de mezclado perfecto.

En la columna de flotación ideal el flujo de pulpa y el flujo de burbujas de aire cruzan la columna en direcciones opuestas, flujos en contracorriente y ambos pueden ser considerados flujos pistón. La Fig. (3.3) muestra esquemáticamente una columna de flotación. En la celda columna se pueden distinguir dos zonas o secciones que presentan diferentes condiciones de proceso y flujos internos. La primera ocurre inmediatamente debajo del nivel de alimentación de pulpa y se conoce con el nombre de sección de recuperación. Los eventos básicos de la flotación, colisión, adhesión y levitación entre el sistema de partículas y el sistema de burbujas, tienen lugar en esta zona. El flujo descendente de partículas contenidas en la pulpa se enfrenta con un flujo ascendente de pequeñas burbujas. A diferencia de la situación que ocurre en las celdas, donde la colisión se ve favorecida por una fuerte agitación de tipo mecánico, en la columna el sistema prácticamente carece de turbulencia. La colección de las partículas hidrofóbicas se fomenta mediante un adecuado tiempo de residencia (tránsito) de la pulpa en la zona de recuperación.

La segunda zona de la columna, ubicada por sobre el nivel de alimentación de la pulpa y hasta el nivel de rebalse de concentrados ubicado en la parte superior de la columna, se denomina sección de lavado. En esta zona, las burbujas que transportan material particulado se enfrentan a un flujo de agua que avanza en sentido contrario. La misión de este flujo consiste en des-adherir de las burbujas aquellas partículas no suficientemente hidrofóbicas y que eventualmente contaminarían el concentrado.

De esta manera la columna de flotación minimiza el efecto de arrastre mecánico que es bastante común en las celdas mecánicas.

En el Perú las celdas de columnas se están usando en los circuitos cleaner de flotación de esfalerita y de molibdeno.

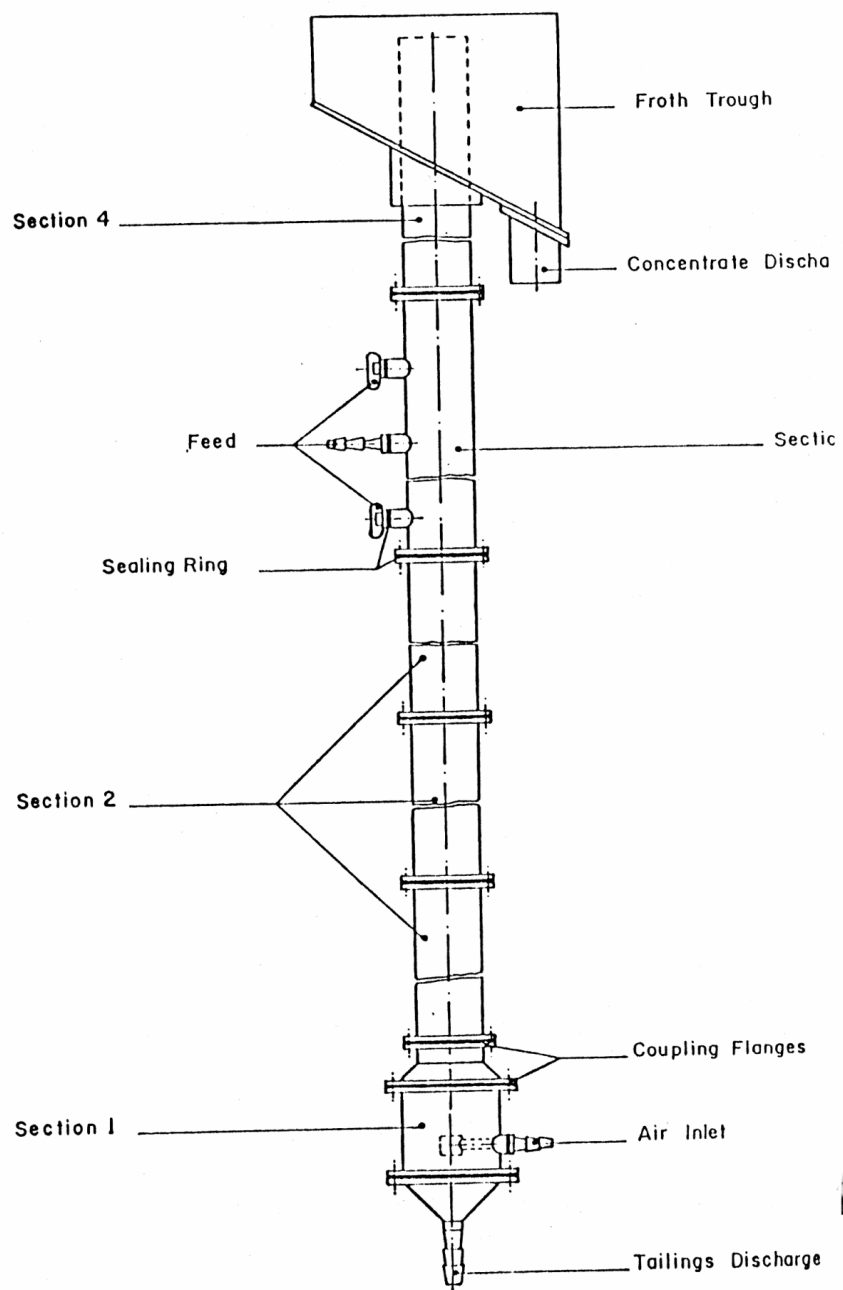


Fig. (3.3) Celda de flotación columnar.

CAPITULO IV

PROTOTIPO DE CELDA DE FLOTACION JAMESON

La celda Jameson es una unidad compacta y de alta eficiencia para flotación de minerales, desarrollada por el Prof. Jameson de la Universidad de Newcastle, NSW 2308, Australia en cooperación con la compañía Mount Isa Ltd.

La licencia para la difusión de la tecnología, ha sido otorgada a MIM Holdings Limitado, por TUNRA Ltd. de la Universidad de Newcastle's compañía encargada del mercado de tecnología. La celda se está usando en muchas partes del mundo, reportando operaciones eficientes.

Las operaciones que se describen tienen como fuente el Sales Manual de M. P. Gray (5) de MIM Technologies.

4.1.- ENSAMBLAJE DE LA CELDA

Partes de la celda piloto:

- Soporte inferior con el cuerpo de la celda y corredera para control de nivel de pulpa interior.
- Soporte superior con tablero de instrumentos de control.
- Una tubería de alimentación de 50 mm diám. fabricada de PVC en 3 tramos: superior, medio e inferior.
- Una tubería de alimentación de 63 mm diám. fabricada de PVC en 3 tramos: superior, medio e inferior.

- Un cabezal mezclador de PVC.
- Sistema de control manual de nivel.
- (3) abrazaderas apropiadas para los tubos alimentadores de 50 y 63 mm.
- Cadena para ajuste del controlador de nivel.
- 1 Flujómetro para aire.
- 1 Flujómetro para agua.
- 1 Manómetro de presión.
- 1 Vacuómetro.
- Manguera para controlador de nivel.
- Manguera para agua de lavado de espumas.
- Tubería de desplazamiento inferior de 75 mm diám. aplicable a alimentadores de 50 y 63 mm de diámetro.
- Tubería de desplazamiento inferior de 150 mm diám. aplicable a alimentadores de 50 y 63 mm de diámetro.
- 1 bomba wilfley de 3" x 2" con motor eléctrico de 4.00 HP.

La celda se ubicó en la Planta Concentradora Shorey de Corporación Minera Nor Perú en Quiruvilca La Libertad, en lugar adecuado, teniendo en cuenta las áreas y alturas requeridas para operar cómodamente y con espacio suficiente para la colección de las muestras.

Se tiene disponibilidad de aire comprimido, energía y agua así como facilidades para depositar los concentrados y relaves.

Al colocar la sección inferior de la celda, en posición. Se aseguró que el labio de descarga de espumas esté a nivel. Se montó la sección superior del marco en las posiciones previstas.

Instalación de la tubería de alimentación

Cada tubo de alimentación está constituido de 3 secciones. La parte superior y central son tubos de PVC especialmente maquinados para la aplicación. La porción inferior puede ser del mismo diámetro o tubería del mismo diámetro y longitud a la cual se le ha adherido un cilindro de PVC de mayor diámetro, denominado sección de desplazamiento.

Por la capacidad disponible de bomba, se seleccionó el tubo de alimentación de 50 mm de diámetro con sección de desplazamiento 75 mm. Para un caudal aproximado de pulpa de 30 lpm.

Instalar el orificio perforado de 7 mm en el cabezal mezclador. Asegurar que los bordes en V del orificio, enfrenten al flujo de fluido. Conectar la cabeza mezcladora a la sección superior del tubo de alimentación. Ajustar herméticamente la conexión para asegurar aislamiento total. Colocar la abrazadera superior en posición. Verificar completa verticalidad de la sección superior del tubo alimentador y ajustar la abrazadera para mantenerlo en posición.

Colocar la bomba adecuada en posición y conectar su salida a la manguera de alimentación al cabezal mezclador en su punto de alimentación de pulpa, asegurar las abrazaderas. Conectar el manómetro de presión para el alimento en la posición provista. Arrancar la bomba con agua y verificar su descarga por la sección superior del tubo alimentador. EL agua deberá fluir continuamente y por el centro del tubo. Caso contrario los centrar con los tornillos de bronce del cabezal hasta centrar el chorro de agua en el tubo alimentador. Una vez

centrado el flujo se paralizará la operación de la bomba y se instalará la sección intermedia del tubo alimentador utilizando el mismo procedimiento de centrado.

Una vez que las dos secciones del tubo alimentador están verticales y el chorro de agua alineados, instalar la sección inferior del tubo alimentador seleccionado con o sin sección de desplazamiento. Si se incluye la etapa de lavado de espumas, ésta deberá ser colocada en posición de trabajo.

Conectar la línea de medición de aire a la unión correspondiente en la cabeza mezcladora. La línea de aire debe ser dividida en dos partes usando la "T". Una de las líneas debe ir a uno de los puntos de baja presión en el vacuómetro, conectar la otra línea en el terminal correspondiente en el flujómetro de aire.

Asegurar que todas las conexiones están seguras y no hay ingreso de aire falso. Para verificar posibles fugas de aire en el sistema cerrar la válvula de admisión del rotámetro o flujómetro de aire y poner en operación la bomba con agua hasta obtener el máximo vacío y luego parar la bomba. Si el vacío se mantiene al máximo nivel significa que no hay ingreso de aire falso o fugas. Si el vacío se reduce, las conexiones de la línea deberán ser verificadas.

Conectar la línea de relave a sus niples terminales y la línea de suministro de agua al flujómetro correspondiente. Si se va a instalar la línea de agua para lavado de espuma deberá colocarse en posición, asegurando su nivel.

La celda piloto Jameson ensamblada en la Planta concentradora Shorey, queda como se puede apreciar en la Fig. (4.1)

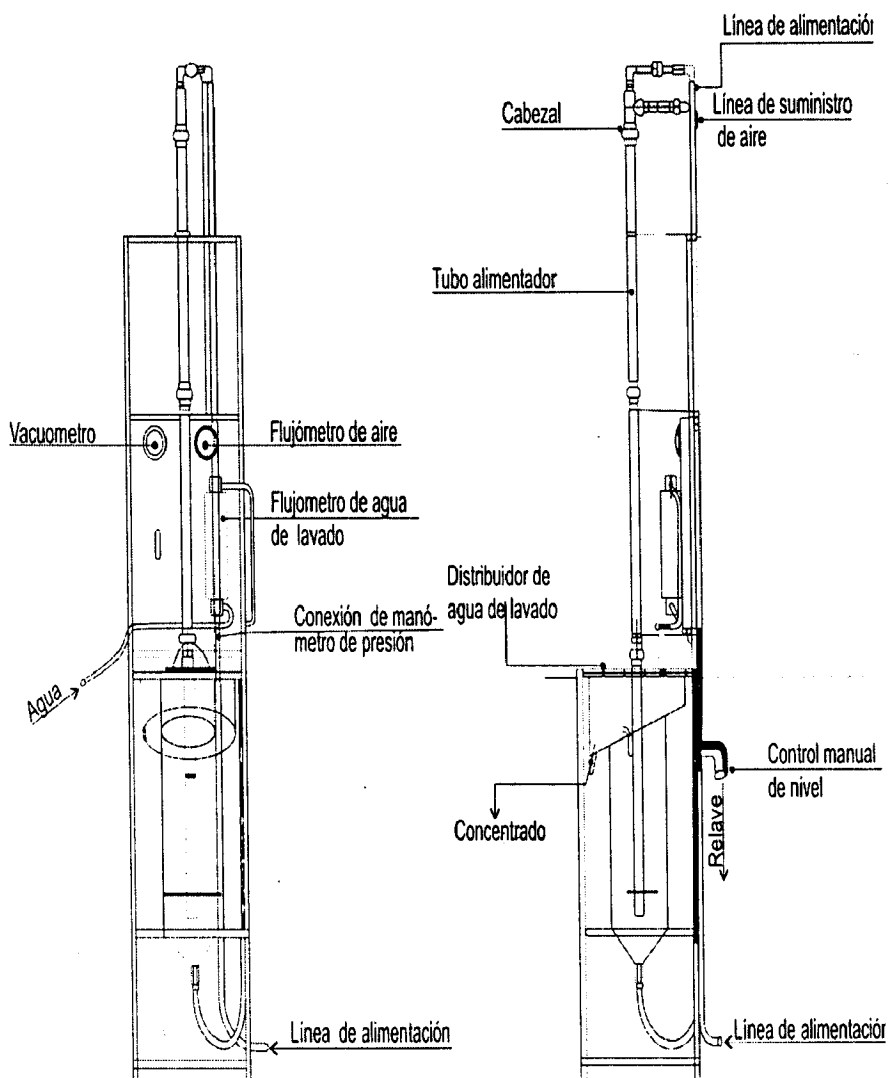


Fig. 4.1: Vista Esquemática de la Celda Piloto Jameson

4.2 PRINCIPIOS GENERALES DE OPERACION

Los principios de operación de la celda pueden ser explicados refiriéndonos a la Fig. (4. 2), la cual presenta la celda Jameson en forma de diagrama:

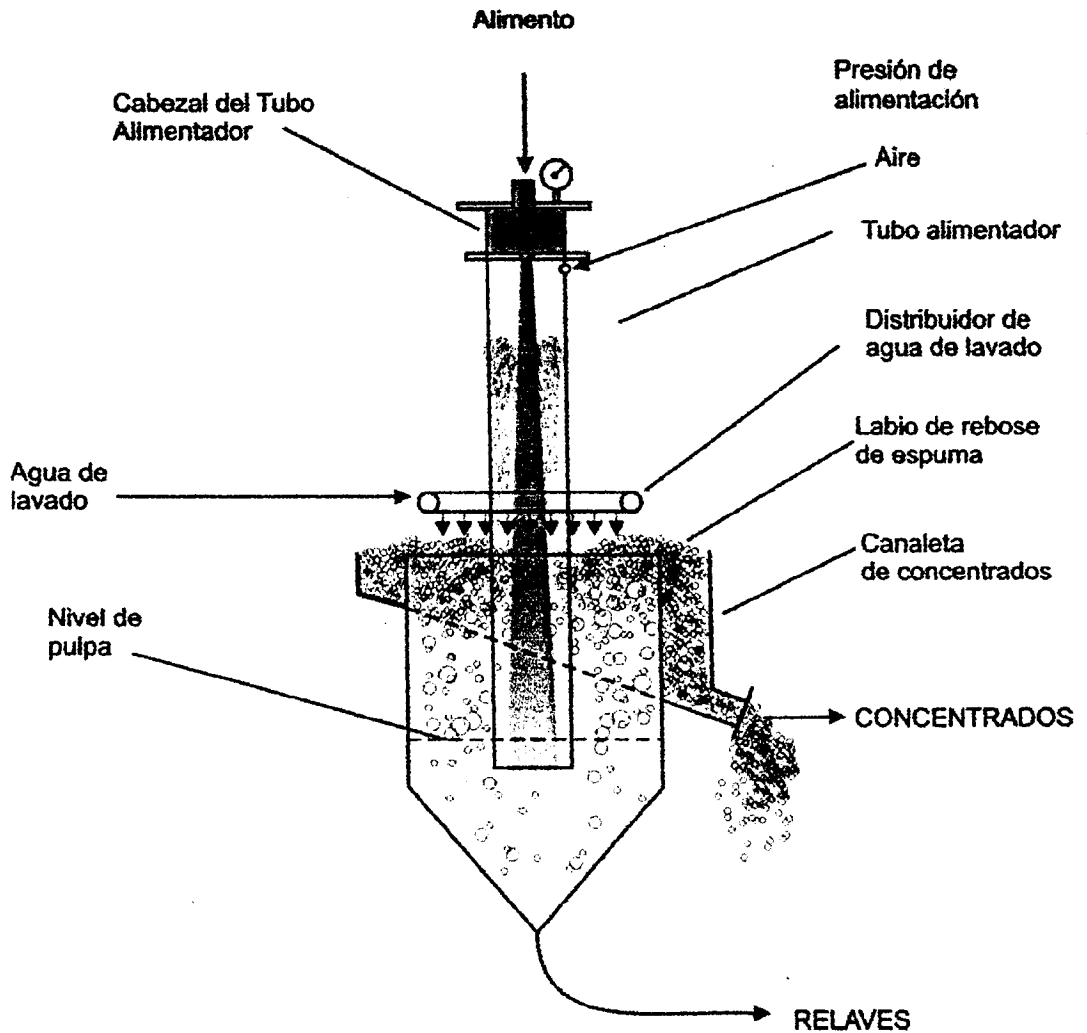


Fig. 4.2: Diagrama de la Celda de Flotación Jameson

El alimento de pulpa y el suministro de gas, usualmente aire de la atmósfera, se ponen en contacto en el tubo alimentador. El alimento se suministra a presión a la parte superior del alimentador, donde primero ingresa en una zona de baja turbulencia, antes de pasar a través de un orificio o boquilla. La pulpa pasa a través del orificio a alta velocidad, dirigiéndose verticalmente hacia abajo a lo largo del eje del tubo alimentador. Aire es succionado a la parte superior del alimentador justo por debajo del extremo inferior de la boquilla de alimentación, y es atrapado por el flujo de pulpa en forma de burbujas finas de aire. El tubo alimentador se llena de espumas espesa, en la cual las burbujas están separadas por películas delgadas de líquido, produciendo un ambiente favorable para la rápida captura (adherencia) de las partículas colectadas a las burbujas.

La espuma densa se descarga por la parte inferior del tubo alimentador en el recipiente de la celda, el cual actúa como cámara de separación de fases. Las burbujas portando su carga de partículas sólidas suben hacia la parte superior de la celda formando un estrato de espuma, el cual a su vez muestra movimiento ascendente y luego pasa sobre el labio de la celda alcanzando a la canaleta de concentrados, mientras que la pulpa fluye hacia abajo, a la línea de descarga de relaves.

En operaciones de cleaner, es normal tener lavado de las espumas, por medio de agua de lavado la cual es distribuida sobre la espuma. EL agua de lavado desplaza partículas de ganga atrapadas en la espuma mecánicamente, transfiriéndolas al relave final.

Cuando una celda Jameson es puesta en operación, la siguiente secuencia de eventos tiene lugar. Se asume que el recipiente está completamente vacío y que las válvulas de relave y de admisión de aire están completamente cerradas.

Las tuberías son llenadas con pulpa hacia el tubo de alimentación y la presión aumenta rápidamente hasta alcanzar su valor de trabajo. La pulpa pasa a través del orificio y fluye hacia la base del tanque de la celda, donde se

acumula inicialmente. Cuando el líquido alcanza niveles sobre el fondo del tubo alimentador, se produce un sello hidráulico y el aire retenido en el tubo de alimentación es atrapado por el chorro introducido por la boquilla, siendo transferido fuera del tubo alimentador. EL nivel interior del líquido en el tubo de alimentación aumenta y después de un periodo de tiempo alcanza el nivel del orificio y no progresa más. EL manómetro de la presión de alimentación en este momento indicará un valor menor que cuando el tubo alimentador estuvo vacío, debido a la succión ejercida por la mezcla de pulpa y aire. Dejando transcurrir un tiempo, la succión será igual a una columna de pulpa de altura idéntica a la del tubo alimentador.

Debido a la alta velocidad de mezcla y la elevada área de interfases existe rápido contacto y captura de las partículas mineralizadas por las burbujas. Las espumas están caracterizadas por tener espacios vacíos. La espuma cargada de concentrados se descarga por el fondo del tubo alimentador ingresando a una zona relativamente quieta de la celda. En el ascenso de la espuma por la celda es lavada por un flujo en contracorriente del agua de lavado que arrastra las gangas al relave, produciendo concentrados de mayor pureza.

4.3 DESCRIPCIÓN DEL EQUIPO Y SUS INSTRUMENTOS

Manómetro para Presión y Alimentación

Este manómetro es del tipo diafragma y mide la presión en la tubería previa al ingreso al tubo alimentador, La presión se muestra en kilo Pascal (kPa).

100 Kpa = 1 bar = 10 m aprox. de columna de agua a condiciones normales.

Control de Nivel de Espuma

El control de nivel en la celda es controlado subiendo o bajando el tubo de descarga de relaves a lo largo del eje soporte.

Suministro de Aire a la Celda.

El flujo de aire suministrado es medido por un flujómetro, el cual es inducido naturalmente ingresando al tubo alimentador, el aire comprimido no es necesario en este diseño de celda.

Succión del Tubo Alimentador

La succión en la sección superior del tubo alimentador es un parámetro importante de control. Se reporta en un vacuómetro sobre el panel de control conectado a la tubería entre la válvula de control de aire y el cabeza. Es importante para una adecuada interpretación, que la línea de alimentación de aire a la celda esté libre de interferencias. De otra forma, la caída de presión en la línea de aire de flotación sería apreciable y la verdadera succión del tubo alimentador será mucho mayor que la reportada por el vacuómetro.

Suministro de Agua de lavado.

El agua de lavado se distribuye sobre la espuma por una canasta de malla colocada sobre la celda. Se deberá contar con un punto de suministro de agua limpia para realizar esta función, su flujo es medido por el rotámetro colocado en el panel.

Indicador de Nivel de Pulpa o Líquido.

La altura de pulpa en la celda puede ser medido por la posición del tubo de descarga de relaves, y es regulable moviéndolo a lo largo del eje soporte.

4.4 PUESTA EN MARCHA DE LA CELDA.

Limpieza de la Instalación

La celda y sus accesorios deben ser inspeccionados antes de iniciar la operación para asegurar que ningún resto de la fabricación ha sido dejado en el cajón de alimentación o en la propia celda. Las líneas de alimentación, de suministro de agua y el cajón de bomba deben ser lavados, para remover sólidos extraños.

Llenar el cajón de alimentación con agua y operar la bomba para lavar el sistema totalmente. Alimentar agua a través del sistema de lavado de espumas y dejarlo operando a un flujo bajo.

Prueba Inicial con Agua

- Cuando se opera la celda por primera vez, o después de una paralización prolongada, en la cual la celda ha llegado a secarse, es recomendable iniciar las operaciones con agua para verificar los sistemas operativos.
- Suministrar flujo de agua suficiente en el cajón de alimentación. Cerrar la válvula de descarga de la bomba y abrir la válvula de drenaje del cajón de la bomba. Verificar que las descargas de relaves y de concentrados estén operativas.
- Verificar que el agua de lavado de espuma, fluya normalmente a un bajo flujo.
- Cerrar la válvula de suministro de aire a flotación.
- Cerrar la válvula de drenaje del cajón de la bomba, poner en operación la bomba y abrir la válvula de descarga de la bomba.

- Observar el manómetro de presión de alimentación. Con agua suministrada por la bomba, deberá registrar en el rango de 112 a 130 KPa. Si es necesario, la válvula de la bomba deberá ser regulada abriendo o cerrando hasta alcanzar dicha presión.
- Observar el nivel del líquido en el recipiente de la celda.
- El vacuómetro de succión en el tubo alimentador, no variará hasta que el líquido ha alcanzado nivel suficiente para cubrir la base del tubo alimentador y proporcione el sello hidráulico. Cuando esto ocurre, la succión incrementa. Con agua clara en el alimento, la succión aumentará débilmente. La máxima succión posible corresponde a la presión hidrostática en el cabezal de alimentación al tubo alimentador, 2.5 (Kpa) aproximadamente. Este valor se obtendrá únicamente cuando el líquido contiene adecuada cantidad de espumante.
- Ajustar el nivel de la línea de relaves para obtener el nivel requerido en la celda. Debe tenerse en cuenta que el nivel no será alterado una vez que se abastece el alimento, para evitar el atoro por arenamiento.

Inicio de operación con Pulpa a Experimentar

- Observar que el aumento de presión alcanza valor constante, gradualmente cortar el agua de alimentación al cajón de la bomba.
- La presión de alimentación aumentará debido al cambio en densidad en la pulpa alimentada. La nueva presión será la siguiente:

PRES. MANO. = 112.5 Kpa

- Esperar algunos minutos hasta que la succión en la línea de suministro de aire a flotación al tubo alimentador alcanza a 25 - 30 KPa. Esto indicará que el tubo alimentador está lleno de pulpa.

- Abrir la válvula de suministro de aire lentamente. Flujo acelerado de aire se producirá inicialmente hacia el tubo alimentador, succionado por la cabeza de pulpa.
- Mientras abre la válvula, deberá observar el vacuómetro. La succión gradualmente bajará a un valor en el rango de 4 a 11 KPa. Ajustar el nivel de espuma a una profundidad en la que la espuma fluye hacia la canaleta de concentrado.

4.5.- DETERMINACIONES IMPORTANTES

Pruebas preliminares son necesarias para determinar los ajustes requeridos para la buena operación de la celda.

- Determinación del Efecto de Espumante sobre la Relación Flujo de Aire/ Vacío

Si hay insuficiente espumante en el alimento, el chorro que emerge del orificio no podrá atrapar suficiente aire para lograr que el tubo alimentador opere adecuadamente, El alimentador no se llenará con espuma densa y permanecerá vacío, por lo tanto la succión será muy baja.

La celda Jameson es diseñada para operar con adiciones de pequeñas cantidades de espumante en algunas aplicaciones y sin espumante en otras.

Seleccionar la adición de espumante en la que se obtiene flujo de aire estable y la presión se encuentra en el máximo valor posible. Este será el control de flujo base de espumante. Ver Fig. (4.3).

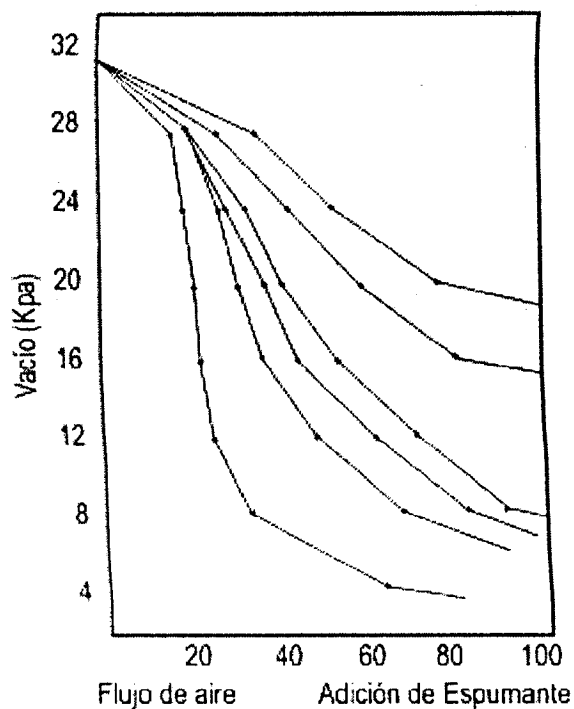


Fig. (4.3) Efecto de adición de esp vs vacío.

Determinación del Efecto de Altura de Espuma sobre el Vacío en el Tubo Alimentador.

La posición de la interfase espuma/ pulpa en la celda también afecta el vacío producido y en consecuencia el flujo de aire de flotación.

La diferencia de altura entre el nivel de pulpa en el tubo alimentador y en la celda establecen el vacío producido.

La curva de altura de espuma y vacío deberá graficarse y la curva lucirá similar a la mostrada en la Fig. (4.4).

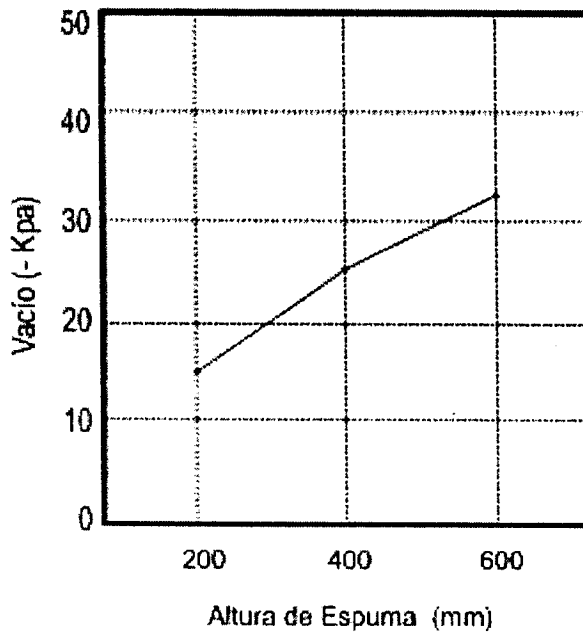


Fig. (4.4) Efecto de altura vs vacío

- Determinación del Bías

Bías es la diferencia entre el flujo de agua aplicado como agua de lavado con el de agua separada de la celda en el concentrado.

Cuando la celda está en operación, no hay forma directa e instantánea de determinar el bías. Para calcularlo, es necesario conocer el flujo de concentrado y su porcentaje de sólidos.

Debido a que el concentrado tiene alta proporción de burbujas, no es posible obtener el porcentaje de sólidos utilizando balanza Marcy. Por lo tanto es

necesario obtener un estimado del bias, dejando el cálculo del bias real para cuando el porcentaje de sólidos en el concentrado ha sido obtenido en el laboratorio.

En la práctica, es a menudo determinado que las mejores condiciones operativas se obtienen cuando el bias es ligeramente negativo, es decir que el agua de lavado es ligeramente menor que el flujo de agua en el concentrado. Incrementando el bias a valores positivos podrían no mejorar la ley del concentrado significativamente, pero sí afectará la recuperación de valores. Tomemos un ejemplo de flotación de calcopirita para relacionar grado vs. Recuperación, Fig (4.5).

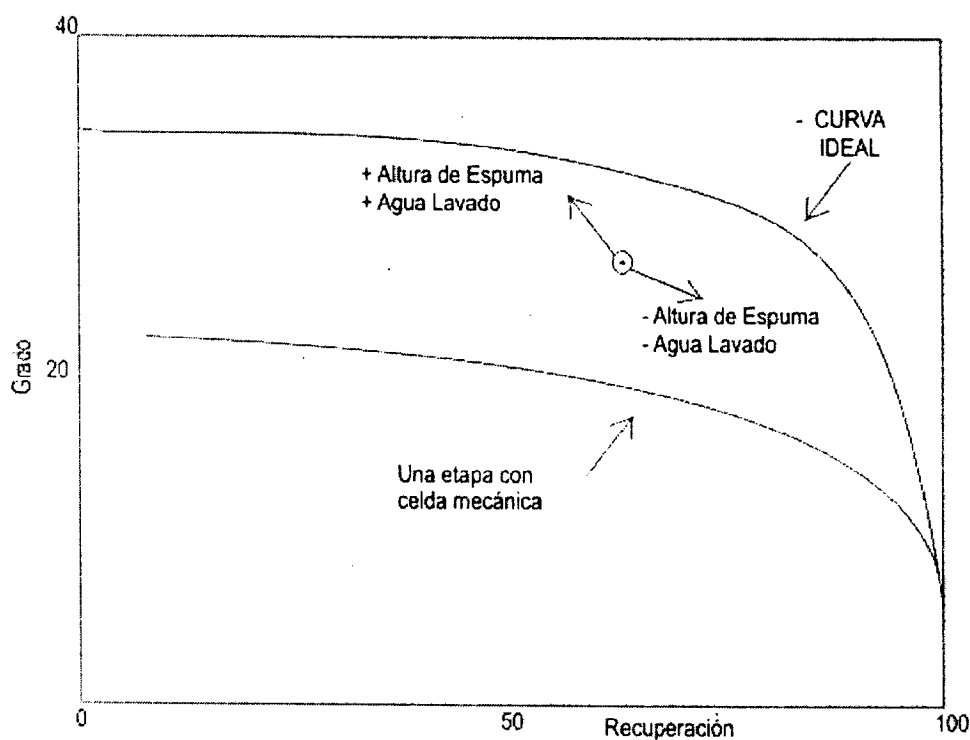


Fig. (4.5) Curva grado vs recuperación

4.6.- CALCULOS IMPORTANTES

Los cálculos que se presentan sirven para preparar las hojas de reporter de operación y evaluación, para el desarrollo de las pruebas metalúrgicas de pilotaje:

Orificio del Alimentador

La placa con orificio es el corazón del equipo, y debe estar en buenas condiciones operativas para alcanzar los resultados metalúrgicos deseados.

Cuando se opera a la presión deseada de 1 bar (100 KPa), el diámetro del orificio determina la capacidad de la celda.

EL flujo a través del orificio y por lo tanto del flujo a través de la celda puede ser calculado usando la siguiente ecuación:

$$P = 1/2 \, d_p \, U^2 \quad \dots\dots\dots (4.1)$$

Donde.

P = Diferencia de presión a lo largo del orificio (Pascal)

d_p = Densidad real de la pulpa en (Kg/m³)

U = Velocidad del fluido o pulpa a través del orificio. (m/s).

Debe tenerse en consideración que P es la presión en el alimento, y no es estrictamente correcto usarla, porque debiera ser el diferencial de presión entre ambos lados del orificio; el valor de P en el alimento, indicado por el manómetro, incluye elementos adicionales generados por las diferencias en niveles y densidades en los fluidos en el interior y exterior del tubo alimentador.

Correcciones debieran ser aplicadas para obtener el valor absoluto, pero comúnmente estas correcciones son poco significativas. Además, un coeficiente de orificio C_o debe ser incorporado en la ecuación, el cual se aproxima a $C_o = 0.8 - 1.0$, para orificios circulares.

EL flujo Q a través del orificio puede ser calculado usando la ecuación:

$$Q = C_o A.U \quad \dots\dots\dots (4.2)$$

Donde:

Q = Flujo volumétrico (m^3 / s)

A = Área del orificio (m^2)

$$A = \pi D^2 / 4$$

D = Diámetro del orificio (m)

C_o = Coeficiente del orificio adimensional.

Para orificio de bordes redondeados usados en boquillas de HDPE $C_o = 1.0$.

Cálculo del Flujo Alimentado

La velocidad del flujo alimentado es normalmente 15 m/s. Puede ser calculado con las fórmulas anteriores.

Ejemplo de cálculo de flujo:

La presión que indica el monómetro es 140 Kpa con un alimento de 1200 Kg/ m^3 y un diámetro de orificio de 12 mm, encontrar el flujo alimentado:

Datos: $P = 140 \text{ Kpa}$

$$d_p = 1200 \text{ Kg/m}^3$$

Cálculo:

Velocidad del chorro: $U = (2 P / d_p)^{1/2}$

$$U = (2 \times 140 \times 10^3 / 1200)^{1/2}$$

$$U = 15.3 \text{ m/s}$$

El flujo alimentado puede ser luego calculado:

$$d = 12 \text{ mm}$$

$$Q = U (3.1416 / 4) \times d^2$$

$$Q = 15.275 (3.1416 / 4) (.012)^2$$

$$Q = 1.728 \times 10^{-3} \text{ m}^3 / \text{s}$$

$$Q = 103.7 \text{ l / min.}$$

Flujo de alimento en unidades Inglesas

La presión indicada por el monómetro es 22 PSI, y la gravedad específica de la pulpa es 75 lbs/pie³. Determinar el flujo si el orificio tiene un diámetro de ½" (12.7 mm)

Datos:

$$P = 22 \text{ PSI} = 22 \times 12^2 \text{ lbs / pie}^2$$

$$d_p = 75 \text{ lbs/pie}^3 = 1.2 \times 62.4 \text{ (densidad de agua)}$$

$$g_c = \text{factor de conversión fuerza/masa} = 32.2 \text{ pie/seg}^2$$

Cálculo:

$$U = (2 * P * g_c / d_p)^{1/2} = (2 \times (22 \times 12^2) \times 32.2 / 75)^{1/2}$$

$$U = 52.2 \text{ pies/seg} = (15.9 \text{ m / seg})$$

El flujo de alimentación se calcula:

Datos:

$$d = \frac{1}{2}'' = 0.0417 \text{ pie}$$

$$Q = U (3.1416 / 4) d^2$$

$$Q = 52.2 (3.1416 / 4) (0.0417)^2$$

$$Q = 0.071 \text{ pie}^3/\text{s}$$

$$Q = 31.9 \text{ US gal / min} = (121 \text{ lit / min})$$

Cálculo del bias

Si:

$$M_c = \text{Flujo másico de concentrado (Kg/s)}$$

$$Q_w = \text{Flujo de agua de lavado (l /seg)}$$

$$X_c = \% \text{ Sólidos (peso) en el alimento}$$

El flujo másico de agua en el concentrado es:

$M_c (100 - X_c) / 100$ en Kg/s y es numéricamente igual al flujo de agua en el concentrado expresado en litro/seg.

Luego el flujo bias de agua de lavado Q_b es:

$Q_b = \text{Flujo de agua de lavado} - \text{Flujo de agua removida en conc.}$

$$Q_b = Q_W - M_c (100 - X_c) / 100$$

EL bias puede ser positivo o negativo. Cuando no se adiciona agua de lavado es negativo y cuando el agua de lavado de espumas es igual al agua removida en el concentrado, el bias es 0.

El bias es a menudo expresado como velocidad superficial J_g (Cm/seg) dividiendo el flujo neto de bias por la sección transversal efectiva de la celda.

Esta cifra es útil porque no cambia en los cálculos de diseño de equipos de mayor tamaño.

Velocidad Superficial del Gas (Aire Normalmente) en la Celda: J_g

Una celda de 530 mm de diámetro con un tubo alimentador de 4" (115 mm d.e.) está operando con 100 l / min (lectura en el flujómetro de aire) de aire atrapado en el alimentador, calcular el J_g .

Datos:

$$Q_{\text{aire}} = 100 \text{ l / min (lectura en la escala)}$$

$$Q_{\text{aire}} = 1666.7 \text{ cm}^3/\text{seg}$$

$$D_c = 530 \text{ mm}$$

$$Dd = 115 \text{ mm}$$

Cálculo del Aire libre: A_c

$$A_c = (3.1416 / 4) (532 - 11.5) = 2102.3 \text{ cm}^2$$

$$J_g = Q_a / A_c = 1666.7 / 2102.3$$

$$J_g = 0.79 \text{ cm / s}$$

Se ha determinado que las operaciones de limpieza con altos contenidos de sólidos finos, $d_{50} = 50 \text{ um}$ y más bajos, el valor de J_g deberá ser alrededor de 0.6 a 1 cm/s. Con altos valores de J_g , aproximándose a 2 cm/s, sería muy difícil remover la ganga atrapada y la espuma sería muy húmeda.

Cuando la molienda es gruesa, mayores valores de J_g serían necesarios hasta $J_g = 2 \text{ cm/s}$ para crear espumas altas y estables en la celda para propósitos de limpieza. Este comentario es aplicable a flotación rougher y scavenger generalmente.

Para valores más altos del J_g , deberán usarse secciones de desplazamiento de mayor diámetro. Debe verificarse siempre que la sección de desplazamiento corresponda al diámetro del tubo alimentador.

Las dimensiones de las celdas en uso deberán ser verificadas siempre. En celdas de sección rectangular de 460 mm x 460 mm, con tubo alimentador de diámetro externo de 115 mm, la sección transversal efectiva es:

$$46 \times 46 - (3.1416 / 4) (11.5)^2 = 2012 \text{ cm}.$$

Si el flujo de aire es de 100 litros/min.

El J_g resulta:

$$((100 \times 1,000) / 60) / 2012 = 0.83 \text{ cm/s}$$

CAPITULO V

PRUEBAS METALURGICAS DE PILOTAJE

Las pruebas metalúrgicas a nivel piloto se han desarrollado en la Planta Concentradora Shorey de Corporación Minera Nor Perú.

La Planta Concentradora de Shorey esta ubicada a 110 kilómetros al Este de Trujillo, distrito de Quiruvilca, provincia de Santiago de Chuco, departamento de La Libertad, actualmente pertenece al grupo Pan American S.A. transferida por Corporación Minera Nor Perú , dicha unidad cuenta con reserva de mineral propio y una planta de tratamiento de 1600 TMSD; obteniéndose un promedio diario de 24 TM de concentrado de plomo, 36 TM de concentrado de cobre y 123 TM de concentrado de Zinc, el mineral es de naturaleza polimetálica y contiene: cobre, plomo, zinc y plata distribuidos en pirita y cuarzo como la mayor ganga, el proceso de concentración consiste en reducir el mineral en circuitos de chancado , molienda y clasificación con hidrociclón hasta un rebose que tiene 60% malla menos 200, la etapa de flotación propiamente dicha se realiza en circuitos de flotación bulk , circuitos de separación plomo cobre y circuito de flotación de zinc.

El método de concentración aplicado es la flotación diferencial, que utiliza agentes químicos para procesar la separación de los sulfuros flotando los minerales y deprimiendo la ganga. En el circuito de flotación bulk utiliza depresores como sulfato de zinc, cianuro de sodio y bisulfito de sodio para deprimir el zinc y los sulfuros de hierro; en este circuito de etapa rougher se usan celdas Denver DR 48, los sulfuros de cobre, plomo y de plata son flotados en un pH entre 7.5 y 8.0, el colector utilizado es el xantato de sodio (Z-11) y el espumante es el F-70. El concentrado bulk de Cu-Pb pasa a un circuito de remolienda y luego son tratados en circuitos de separación donde se deprime el

cobre con una mezcla de NaCN, Zn SO₄ y cal hasta alcanzar un pH de 8.00, se flota el plomo en celdas Denver Sub A de 40 p3.

El sulfuro de zinc deprimido en la flotación bulk pasa a la flotación de zinc, donde es reactivado con sulfato de cobre y flotado con xantato de sodio (Z-11) y F-70 en pH entre 11.0 y 11.5 obtenido con adición de cal. los circuito rougher y escavenger utilizan celdas Denver DR 48 y los circuitos de limpieza celdas Denver Sub A de 40 p3.

Los relaves generales son clasificados con dos hidrociclones de 12". La porción gruesa es bombeada hacia la mina para ser empleada como relleno y el resto se deposita en las canchas de relaves.

En síntesis la planta de Shorey beneficia mineral polimetálico complejo aplicando los procesos de flotación selectiva para obtener los concentrados de cobre, plomo y zinc, como se puede apreciar en la figura (5.3): Diagrama y balance de flujos de los circuitos de molienda y flotación de la planta, desarrollado en las fechas coincidentes del estudio.

El balance metalúrgico promedio correspondiente al periodo en que se desarrollo las pruebas piloto con la celda Jameson se presentan en el siguiente cuadro resumen.

BALANCE METALURGICO DE PLANTA

Prod. Peso TMS	Peso (TMS)	Leyes (%)			Recuperación
		%Cu	%Pb	%Zn	%Zn
Cabeza	1566.000	0.84	1.40	5.02	100.00
Conc. Cu	36.578	27.30	5.60	4.48	2.08
Conc. Pb	24.580	3.56	65.46	8.00	2.50
Conc. Zn	122.734	0.63	1.17	54.02	84.34
Relave	1382.108	0.11	0.17	0.63	11.08

El circuito de zinc esta formado por los bancos de rougher, escavenger y tres etapas de cleaner.

El balance de flujos y características, para los circuitos de zinc en la planta concentradora de Shorey dio el siguiente resultado:

BALANCE DE FLUJOS DEL CIRCUITO DE ZINC

DESCRIPCION	TCSPH	GPM	Dens.Pulpa	P. Espc.	% Solidos
Alim. Planta	71.8	627.1	1318	3.30	34.6
Alim. Cir. Zn	69.0	686.9	1205	3.22	33.4
Cc. Rougher	9.9	107.3	1247	4.15	26.6
Cc.Cleaner 1	9.3	108.9	1260	4.18	27.1
Cc.Cleaner 2	6.9	51.5	1290	4.17	29.5
Conc.Final 3	3.5	97.7	1111	4.24	12.9

La flotación cleaner de zinc se realiza en 15 celdas Denver sub "A" de 40 pies cúbicos cada una, distribuidos en la siguiente forma:

- 1er cleaner en 7 celdas sub A de 40 p3.
- 2do cleaner en 5 celdas sub A de 40 p3.
- 3er cleaner en 3 celdas sub A de 40 p3.

Los tiempos de residencia calculados son:

- 1er cleaner: 6.97 minutos.
 - 2do cleaner: 16.33 minutos.
 - 3er cleaner: 17.59 minutos.
- Total: 40.89 minutos.

Los principales objetivos fijados para las pruebas de pilotaje son:

- Operatividad continua y eficiente de la celda piloto Jameson.
- Ley de concentrado igual y/o superior a 54.02 % Zn, ley producido por los actuales bancos del circuito cleaner.

- Similarmente la recuperación metalúrgica del circuito cleaner no debe ser inferior a 85.08 %, que se obtiene con los actuales circuitos.
- Reemplazar las celdas del circuito cleaner de zinc por una celda Jameson.

Características de la materia prima para el proyecto de investigación y que corresponde al concentrado rougher de zinc de de los circuitos en operación de la planta:

- Densidad de pulpa 1100 - 1420 g/l
- % de sólidos 19.82 - 32.12
- p H 11.3 - 12.1
- Ley de Zn % 16.00 - 42.83
- Ley de Ag Onz/TC 4.03 - 15.02

Definidos los objetivos y conociendo las características del concentrado rougher que será el flujo de alimentación a la celda piloto jameson y teniendo en cuenta que solo se está evaluando el nuevo equipo de flotación, no se va alterar en absoluto las condiciones de operación que se viene aplicando en planta, es decir que se va ha mantener las dosificaciones de reactivos y otros parámetros del proceso.

Se ha preparado el siguiente programa escalonado típico de pruebas metalúrgicas de pilotaje:

- Pruebas metalúrgicas preliminares
- Pruebas metalúrgicas de selección de variables
- Pruebas metalúrgicas con diseño factorial
- Pruebas metalúrgicas de optimización con diseño hexagonal
- Pruebas metalúrgicas finales.

5.1 PRUEBAS METALÚRGICAS PRELIMINARES:

Luego de instalar correctamente el equipo y de haber realizado la comprobación de los sellos y otros con agua conforme se explico en el capítulo anterior, se derivo un ramal de la tubería de concentrado rougher después del punto 48 del flow-sheet Fig.(5.3), que alimenta al siguiente esquema:

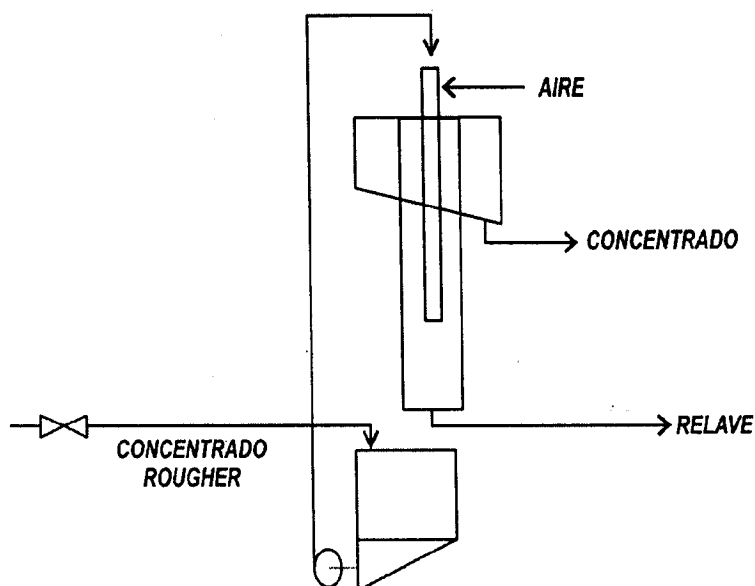


Fig. (5.1) Diagrama de flujos para las pruebas iniciales

Las pruebas metalúrgicas preliminares tienen por finalidad conocer el equipo, preparar a los operadores para trabajar por turnos rotativos, conocer las tareas propias de la investigación como la toma y preparación de muestras para los

análisis, la correcta anotación de datos en las fichas previamente preparadas y otras eventualidades que se presenten en el desarrollo de las pruebas.

Los análisis químicos se han realizado en el laboratorio central de la empresa en Shorey, que nos facilitaba la información de una guardia a otra para tener tiempo de realizar modificaciones pertinentes para las siguientes pruebas.

Se cuenta con infraestructura adecuada, agua, electricidad, aire comprimido, materiales, herramientas, apoyo eléctrico y mecánico durante las 24 horas del día.

Se planificó laborar dos turnos por día, de ocho de la mañana hasta las 24 horas, de lunes a sábado.

Se realizaron un total de 25 pruebas metalúrgicas preliminares con las condiciones y resultados que se indican en las tablas 5.1 y 5.2 del Anexo, los que serán evaluados en el siguiente capítulo.

5.2 PRUEBAS METALÚRGICAS DE SELECCIÓN DE VARIABLES

Los resultados obtenidos de las pruebas preliminares ordenados secuencialmente de acuerdo a la función objetivo, en este caso recuperación metalúrgica de zinc en el correspondiente concentrado, según las tablas 5.5 y 5.6 del Anexo, nos permiten considerar como variables importantes en la investigación las siguientes:

- % de sólidos de la alimentación
- Altura de espuma (mm)
- PH de la pulpa
- Suministro de aire (lpm)
- Agua de lavado (lpm)
- Presión de pulpa (Kpa)
- Bias (cc / seg)
- J g (cm² / seg)

Con estos datos se ha planificado el desarrollo de 33 pruebas metalúrgicas a nivel piloto variando los niveles de acuerdo a los resultados de laboratorio y sobre todo al criterio del investigador, procurando mantener las condiciones uniformes el mayor tiempo posible, verificando la correcta operación del equipo y sobre todo la correcta toma de muestras.

En la tabla 5-3 del Anexo se puede apreciar las condiciones de operación de las pruebas pilotos Nros. 22 al 55 y cuyos resultados se pueden ver en la tabla 5.4 notándose que varias pruebas han superado nuestras expectativas en cuanto a leyes y recuperación.

Ordenándolas de mayor a menor en función a la recuperación de zinc considerado criterio de optimización para la investigación, se tiene tabla 5.8 del Anexo que resume los balances metalúrgicos de las pruebas y por consiguiente contiene las leyes y distribuciones de los concentrados. La tabla 5.7 del Anexo contiene las condiciones de operación.

Las tablas 5.9 y 5.10 del Anexo describen las condiciones de operación y los balances metalúrgicos de las cinco mejores pruebas, de donde seleccionamos las tres variables más importantes y sus correspondientes niveles para pasar a la siguiente etapa de pruebas metalúrgicas aplicando los diseños experimentales.

5.3 PRUEBAS METALÚRGICAS CON DISEÑO FACTORIAL

En metalurgia, especialmente en flotación de minerales, el proceso es complejo, del tipo caja negra (black box). La relación del criterio de optimización a las variables independientes del proceso (función objetivo), puede ser descrito adecuadamente a través de un modelo matemático empírico de la siguiente manera:

Consideremos la función objetivo:

$$Y = \emptyset (x, u, z) \dots\dots\dots (5.1)$$

Donde:

Y : Criterio de optimización

X : Variable controlable

U : Variable no controlable

Z : Variable desconocida.

Las variables no controlables del proceso pueden medirse pero no controlarse, y las variables desconocidas no pueden medirse ni controlarse y se encuentran dentro de las denominadas variables aleatorias; éstas son incorporadas dentro de la función objetivo en forma de parámetros, como se aprecia seguidamente:

$$F = \emptyset (X_1, X_2, \dots, X_k) + Z_r \dots\dots\dots (5.2)$$

Donde :

Z_r : Variables aleatorias (variable no controlable y desconocida)

En el diseño factorial 2^k se estudian los efectos de todas las combinaciones de n variables tomando cada una de ellas en dos niveles distintos.

$N = 2^k$ indica el número de experiencias que deben hacerse para distintos valores de las n variables y k es el número de variables.

Si cada variable es continua, los dos niveles son el superior y el inferior.

En la notación 2^k los niveles superior e inferior están indicados por los signos (+) y (-) ó (+1) y (-1) respectivamente.

Un diseño experimental del tipo 2^k puede considerarse geométricamente y cada combinación experimental corresponde a un punto en el espacio cartesiano cuyas coordenadas son (+) y (-).

Investigar con diseño experimental es determinar los experimentos que conviene usar para poder hacer un mejor estudio de las variables, al mismo tiempo determinar la influencia de cada una sobre la función objetivo, que para el caso planteado de flotación_cleaner de zinc se ha determinado la recuperación metalúrgica manteniendo la ley de concentrado sobre 54.02% de zn.

El modelo matemático general es:

$$Y = b_0 + b_1 X_1 + b_2 X_2 + ...+b_k X_k + Z_r (5.3)$$

Cuando K = 1

$$Y = b_0 + b_1 X_1 (5.4)$$

Cuando K = 2

$$Y = b_0 + b_1 X_1 + b_2 X_2 + b_{12} X_1 X_2 (5.5)$$

Cuando K = 3

$$Y = b_0 +b_1 X_1 +b_1 X_2 + b_1 X_3 + \text{Interacciones} + \text{Aleatorias} \dots (5.6)$$

Para nuestro caso vamos ha aplicar el diseño factorial simple considerando las tres variables más importantes seleccionadas de la tabla 5.9 como consecuencia de la tabla 5-10 en la que se ha seleccionado las cinco mejores pruebas metalúrgicas a nivel piloto :

VARIABLES	NIVEL(-)	NIVEL(+)
Z1:Altura de espuma mm	800	850
Z2:Suministro de aire lpm	25	35
Z3:Agua de lavado lpm	8	12

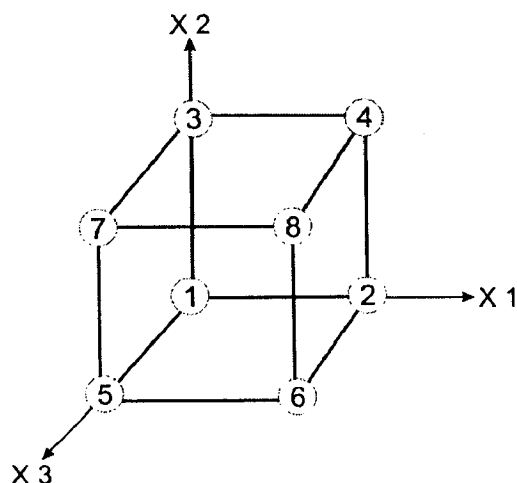
$$N = 2^k = 2^3 = 8 \dots\dots\dots (5.7)$$

Donde:

K = Número de variables = 3

N = Número de experimentos = 8

La siguiente figura grafica la representación geométrica de un diseño factorial con tres variables:

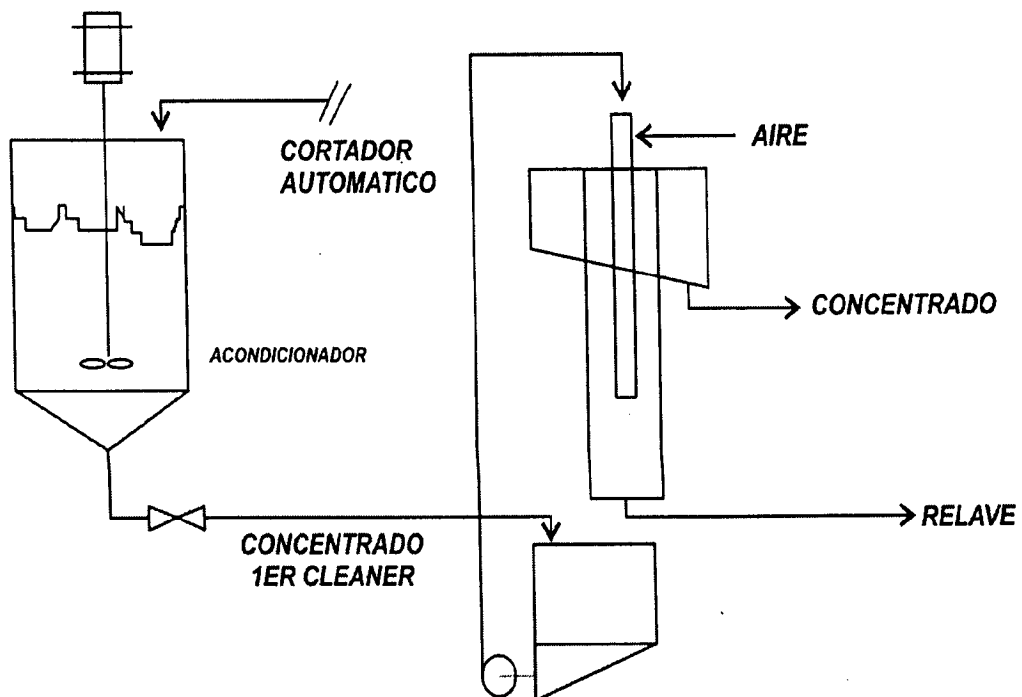


Con lo cual se puede confeccionar la matriz de diseño para $k = 3$.

MATRIZ DE DISEÑO PARA $K = 3$

No	X1	X2	X3	Z1	Z2	Z3	Y
1	-1	-1	-1	800	25	8	Y1
2	1	-1	-1	850	25	8	Yx1
3	-1	1	-1	800	35	8	Yx2
4	1	1	-1	850	35	8	Yx1x2
5	-1	-1	1	800	25	12	Yx3
6	1	-1	1	850	25	12	Yx1x3
7	-1	1	1	800	35	12	Yx2x3
8	1	1	1	850	35	12	Yx1x2x3

En este punto de la investigación se concluyó el balance total de flujos de la planta concentradora, lo que nos permitió comprobar que en la pulpa de alimentación al equipo piloto se estaba produciendo una segregación, en la tubería de derivación del concentrado rougher, además este flujo presenta notables variaciones en porcentaje de sólidos, densidad de pulpa y leyes. Para mejorar las condiciones de operación, evitar la segregación y adecuar los contenidos metálicos y características de flujo a las 55 pruebas ya realizadas, se decide tomar como nuevo alimento el concentrado del primer banco cleaner, mediante un cortador automático de boca ancha se separa el flujo de pulpa que previamente pasa por un acondicionador para homogenizar la carga antes de entrar al circuito piloto, como se aprecia en el siguiente esquema:



55

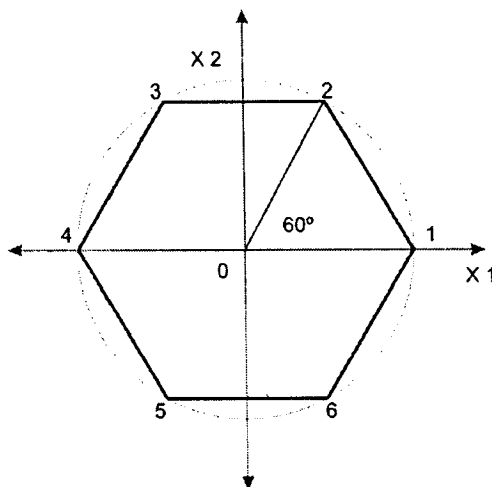
Las condiciones de operación de las 10 pruebas metalúrgicas aplicando el diseño factorial se presentan en la tabla 5.11 del Anexo, y los resultados obtenidos son buenos, conforme se muestra en la tabla 5.12 y se evalúa en forma detallada en el siguiente capítulo.

5.4 PRUEBAS DE OPTIMIZACIÓN CON DISEÑO HEXAGONAL

Un diseño experimental rotatable es aquel en el cual se tiene igual facultad de predicción en todas direcciones a partir de un punto experimental central y donde los otros puntos experimentales están a una distancia constante del punto central.

El hexagonal es el diseño más popular utilizado por los investigadores metalurgistas en las etapas de optimización, muy útil para estimar modelos de segundo orden, el cual consiste en seis puntos experimentales correspondientes a un hexágono regular inscrito en una circunferencia cuyo centro es el origen del sistema $X_1 - X_2$ de radio unitario, más las pruebas necesarias replicadas en el centro del diseño, para estimar la variancia del error experimental.

Este diseño se muestra gráficamente en la siguiente Fig.



En los diseños presentados hemos codificado las variables originales de tal manera que varíen entre -1 y +1. Usando la alternativa que considera la circunferencia de radio unitaria vemos que los puntos experimentales quedan dentro del rango de trabajo, es decir ± 1 ; cumpliéndose las condiciones de ortogonalidad.

Desarrollado el cálculo de efectos se ha seleccionado las dos variables más importantes en los siguientes rangos:

VARIABLES		NIVEL (-)	NIVEL(+)
Z1	Altura de espuma mm.	800	900
Z2	Suministro de aire lpm	25	40

La matriz del diseño codificado hexagonal tiene que complementarse con la matriz de diseño hexagonal a escala natural, para poder realizar las pruebas metalúrgicas como parte de un diseño predeterminado.

Cálculos para matriz a escala natural:

Una de las formas más adecuadas, para pasar de la escala codificada X, a la escala natural Z, es utilizando las ecuaciones siguientes

$$Z_j^0 = Z_j^{\text{Max}} + Z_j^{\text{Min}} / 2 \quad \dots\dots\dots (5.8)$$

Donde:

Z^0 : Centro del diseño

El radio del diseño queda definido por

$$\Delta Z_j = Z_j^{\text{Max}} - Z_j^{\text{Min}} / 2 \quad \dots\dots\dots (5.9)$$

Por lo tanto, los valores de las variables en escala natural quedan definidos por la ecuación:

$$Z_j = Z_j^o + X_j * \Delta Z_j \dots\dots\dots (5.10)$$

Matriz de diseño hexagonal obtenido:

N° Pruebas	Codificado		Natural	
	X 1	X 2	Z 1	Z 2
1	1.00	0.00	900.00	32.50
2	0.50	0.87	875.00	39.00
3	-0.50	0.87	825.00	39.00
4	-1.00	0.00	800.00	32.50
5	-0.50	-0.87	825.00	26.01
6	0.50	-0.87	875.00	26.01
7	0.00	0.00	850.00	32.50
8	0.00	0.00	850.00	32.50
9	0.00	0.00	850.00	32.50

Se ha desarrollado un total de nueve pruebas, en las condiciones que establece el diseño hexagonal, que se detalla en la tabla 5.13 del Anexo y cuyos resultados satisfactorios se muestran en la tabla 5.14, las evaluaciones correspondientes se explican en el siguiente capítulo.

5.5 PRUEBAS METALÚRGICAS FINALES

Los buenos resultados obtenidos con los diseños experimentales, había que comprobarlos con el desarrollo de cinco pruebas finales en condiciones similares con los mejores parámetros de las variables estudiadas, pruebas que se realizaron en cinco días consecutivos de ocho horas cada una.

Condiciones de operación:

- % de sólidos alim. = 20.22%
- Altura de espuma = 875 mm.
- PH de la pulpa = 11.8

- Suministro de aire = 39 lpm
- Agua de lavado = 8.00 lpm
- Presión de pulpa = 166.00 Kpa
- Bías = - 22.94 cc / seg
- J g = 0.828 cm² / seg

Los resultados de las pruebas finales se pueden apreciar en la tabla 5.16 del Anexo y confirma los buenos resultados de la investigación metalúrgica a nivel piloto con celda de flotación Jameson, en la Planta Concentradora de Shorey.

Las condiciones de operación completas se detallan en la tabla 5.15 del Anexo y las evaluaciones definitivas se realizan en el capítulo siguiente.

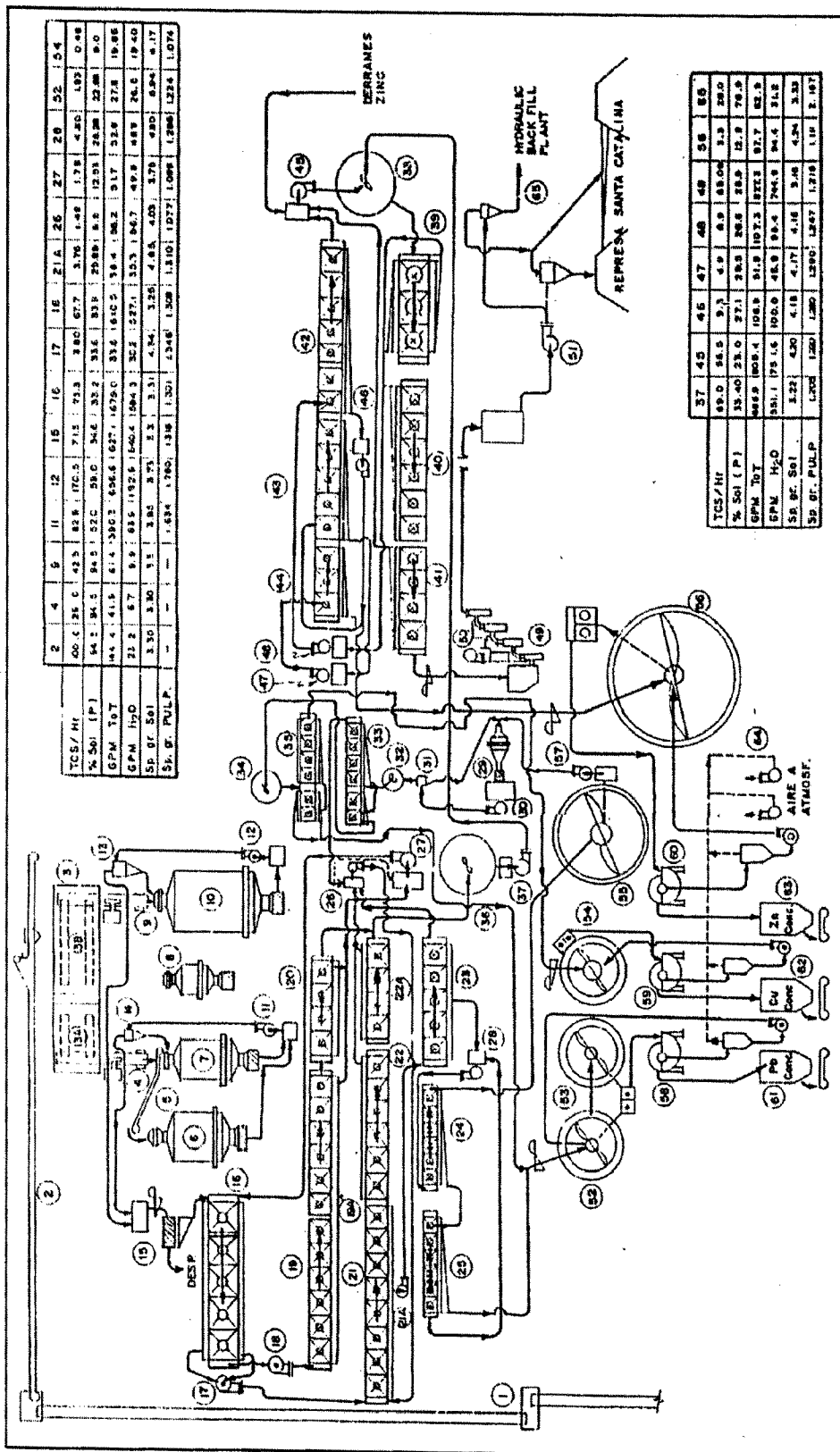


Fig. (5.3) Diagrama de flujos de la Planta Concentradora Shorey

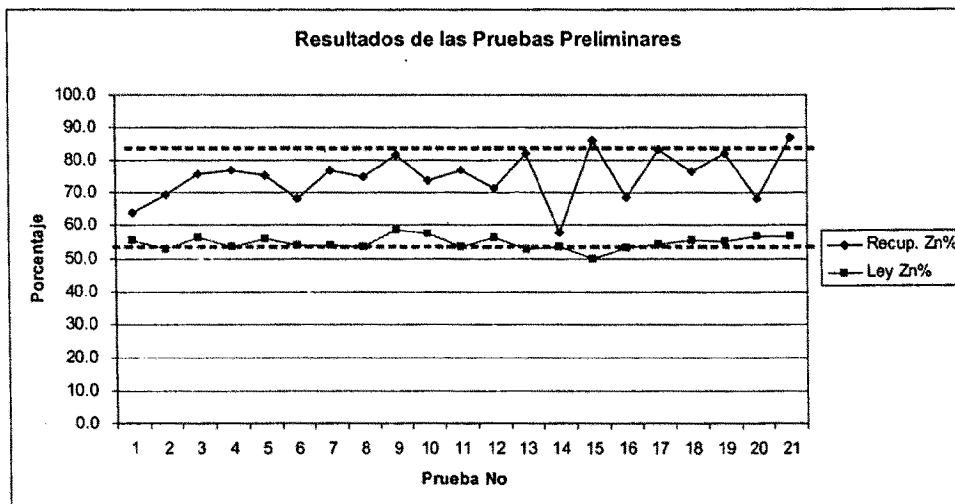
CAPITULO VI

EVALUACION DE LOS RESULTADOS

6.1. EVALUACION DE LAS PRUEBAS PRELIMINARES

Las pruebas preliminares tenían como objetivo principal verificar el buen funcionamiento del equipo, la operatividad del mismo, el entrenamiento de los ayudantes, tomar conocimiento de las variables en general del proceso, verificar los servicios de apoyo y otras relacionadas a la propia investigación, tareas que se han cumplido satisfactoriamente.

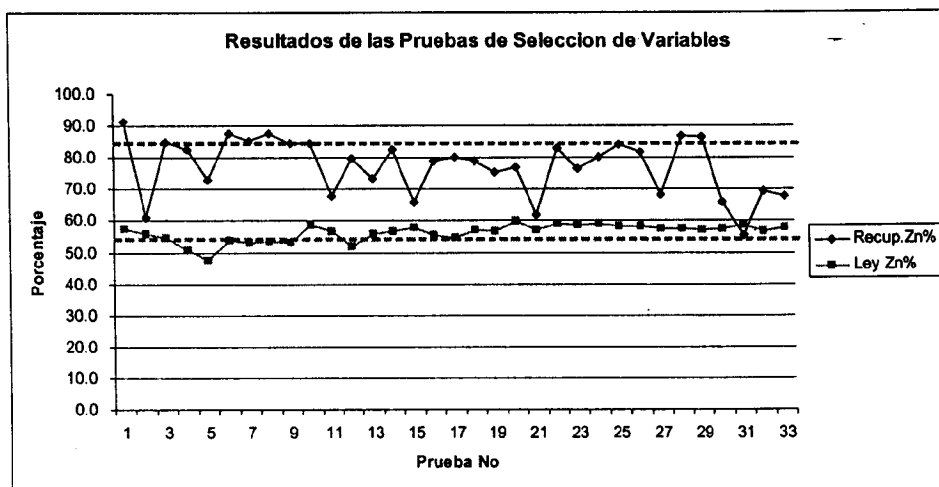
Se realizaron un total de 21 pruebas metalúrgicas a nivel piloto, con condiciones de operación, a criterio del investigador, con los resultados que se aprecian en el siguiente cuadro:



Los resultados obtenidos van desde la prueba No 1 (Ley de Zn 55.40% con una recuperación de 63.6%) hasta la prueba No 21 (Ley de Zn 56.63% con una recuperación de 87.0%) que nos indica ya las bondades del equipo piloto para la flotación cleaner de zinc.

6.2. EVALUACION DE LAS PRUEBAS DE SELECCIÓN DE VARIABLES

Se desarrollaron un total de 33 pruebas piloto variando las condiciones de ocho variables previamente seleccionadas por el investigador como consecuencia de las pruebas preliminares, los resultados obtenidos se indican en el siguiente cuadro que nos confirma la obtención de buenos resultados.



Los concentrados tienen buenas leyes de zinc que superan a las de planta, pero se hace necesario mejorar las recuperaciones. De las cinco mejores pruebas se seleccionan las variables más representativas para pasar a las etapas con diseños experimentales.-

Las variables seleccionadas en este caso serán:

- Altura de espuma de 800 a 850 mm.
- Suministro de aire de 25 a 35 lpm.
- Agua de lavado de 8 a 12 lpm.

Las demás variables se mantendrán constantes y/o variaran como consecuencia de la influencia de las seleccionadas.

6.3. EVALUACION DE LAS PRUEBAS CON DISEÑO FACTORIAL

El diseño factorial a dos niveles asume que la relación entre las variables y la respuesta se representa por un modelo matemático lineal de la forma:

$$\hat{Y} = b_0 + \sum_{j=1}^k b_j x_j + \sum_{u=j=1}^k b_{uj} x_u x_j \quad (6.1)$$

El modelo debe predecir adecuadamente todos los puntos del diseño, inclusive el punto central del diseño.

Sin embargo el modelo matemático lineal no es suficiente para explicar las respuestas en dicha región experimental y podemos asumir la existencia de curvatura, para ello la adición de pruebas en el punto central de diseño nos permite estimar el efecto curvatura.

Con las tres variables seleccionadas se plantea la matriz codificada de variables independientes considerando como criterio de optimización la recuperación metalúrgica de zinc en las pruebas correspondientes.

DISEÑO FACTORIAL PARA CONC Zn

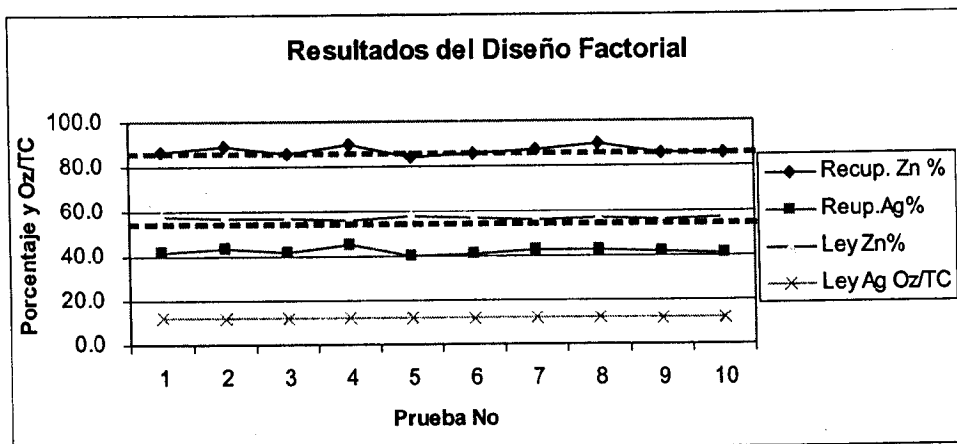
VARIABLES		NIVELES	
		Inferior	Superior
Z1	ALTURA DE ESPUMA mm	800	850
Z2	SUMINISTRO DE AIRE lpm	25	35
Z3	AGUA DE LAVADO lpm	8	12

Numero de pruebas: 8

Numero de pruebas centrales: 2

Total pruebas: 10

Los resultados obtenidos se muestran en el siguiente cuadro:



Con estos resultados pasamos a desarrollar la matriz del diseño factorial.

MATRIZ DE VARIABLES INDEPENDIENTES CODIFICADO

No	X0	X1	X2	X3	X1*X2	X1*X3	X2*X3	X1*X2*X3	Y(obs)
1	1	-1	-1	-1	1	1	1	-1	86.40
2	1	1	-1	-1	-1	-1	1	1	89.50
3	1	-1	1	-1	-1	1	-1	1	86.10
4	1	1	1	-1	1	-1	-1	-1	90.30
5	1	-1	-1	1	1	-1	-1	1	84.50
6	1	1	-1	1	-1	1	-1	-1	85.70
7	1	-1	1	1	-1	-1	1	-1	87.20
8	1	1	1	1	1	1	1	1	90.40
9	1	0	0	0	0	0	0	0	85.90
10	1	0	0	0	0	0	0	0	86.20

Cálculo de efectos

Para saber cuantitativamente cuánto afectan las variables sobre el criterio de optimización, se determina el cálculo de los efectos.

Existen varias formulas para realizar estos cálculos, una forma útil y práctica es matricialmente:

$$E_j = \frac{\sum_{i=1}^N X_{ij}Y_i}{(N/2)(r)} \quad j=1,2,\dots,N \quad \dots\dots\dots(6.2)$$

Donde:

X_{ij} : Es la matriz de variables independientes

Cuando se trabaja en computadora con programas de excel es práctico el cálculo de efectos matricial con la siguiente formula:

$$E_{xi} = \frac{[x^T][Y]}{(N/2)(r)} \dots\dots\dots (6.3)$$

El numerador de la ecuación se calculará independientemente ya que facilita los cálculos para los efectos y lo utilizamos también para los cálculos del análisis de varianza ANAVA.

CALCULO DE EFECTOS

X0	X1	X2	X3	X1*X2	X1*X3	X2*X3	X1*X2*X3
700.10	11.70	7.90	-4.50	3.10	-2.90	6.90	0.90
	2.93	1.98	-1.13	0.78	-0.72	1.73	0.22

$[X]^T [Y]$
Exj =

Cálculos aplicando el método de Yates:

					Efectos	SS Efectos
1	86.40	175.90	352.30	700.1		
X1	89.50	176.40	347.80	11.70	2.93	17.11
X2	86.10	170.20	7.30	7.90	1.98	7.80
X1X2	90.30	177.60	4.40	3.10	0.78	1.20
X3	84.50	3.10	0.50	-4.50	-1.12	2.53
X1X3	85.70	4.20	7.40	-2.90	-0.72	1.05
X2X3	87.20	1.20	1.10	6.90	1.73	5.95
X1X2X3	90.40	3.20	2.00	0.90	0.22	0.10

Total 700.10

Análisis de varianza ANAVA

El procedimiento apropiado para probar el significado real de los efectos de las variables es mediante el análisis de varianza.

La suma de cuadrados de los efectos e interacciones viene definido por la siguiente relación:

$$SS_E = \sum_{i=1}^{n_o} (Y_{i^o} - \bar{Y}^o) \dots\dots\dots (6.4)$$

Y_{i^o} = Replicas en el punto central del diseño.

$\bar{Y}^o$ = Promedio de todas las replicas

n_o = Número de replicas en el centro del diseño.

La suma de cuadrados para la curvatura está dado por:

$$SS_{\text{curvatura}} = N n_o (\bar{Y} - \bar{Y}^o) / (N + Y^o) \dots\dots\dots (6.5)$$

$\bar{Y}$ = Promedio de los puntos exteriores del diseño.

Calculando los promedios de los resultados, recuperación del zinc en los concentrados de las pruebas metalúrgicas de la matriz de diseño planteado, y del promedio de las replicas en el punto central del diseño se aplican las formulas expuestas para calcular:

$$\bar{y} = 87.513$$

$$\bar{y}^o = 86.050$$

$$SS_{\text{Error}} = 0.045$$

$$SS_{\text{Curvatura}} = 3.422$$

$$\text{Error} = 0.212$$

La manera precisa de medir los efectos de las variables estudiadas y de sus interacciones se hace mediante la aplicación del Teorema de Cochran, el cual se puede resumir en la siguiente expresión:

$$F_o = \frac{SS_{\text{Efectos}} / f_1}{SS_{\text{Efectos}} / f_2} = \frac{MS_{\text{Efectos}}}{MS_E} \dots\dots\dots (6.6)$$

Un efecto o interacción es significativo si cumple la siguiente relación:

$$F_o > F_{\alpha}$$

Donde: **$F_{\alpha} = 161.446$**

Siendo α el nivel de confiabilidad al 95%.

La tabla siguiente resume el análisis de varianza:

	fuelle de variacion	SS Efectos	grados de libertad	media de cuadrado	F°	Significancia
X1	X1	17.111	1	17.111	380.250	si
X2	X2	7.801	1	7.801	173.361	si
X3	X3	2.531	1	2.531	56.250	no
X1X2	X1X2	1.201	1	1.201	26.694	no
X1X3	X1X3	1.051	1	1.051	23.361	no
X2X3	X2X3	5.951	1	5.951	132.250	no
X1X2X3	X1X2X3	0.101	1	0.101	2.250	no
	curvatura	3.422	1	3.422	76.050	no
	Error	0.045	1	0.045		
	Total	39.216	9			

Modelo matemático codificado

Una vez determinados los efectos, por lo tanto las influencias que resulten significativas. El siguiente paso es obtener un modelo matemático que represente al proceso investigado, con el diseño factorial a dos niveles. En este caso solo podemos estimar modelos matemáticos lineales de la forma:

$$\hat{Y} = b_o + \sum_{j=1}^k b_j x_j + \sum_{u=j=1}^k b_{uj} x_u x_j \dots\dots\dots (6.7)$$

Para estimar los coeficientes b_j , b_{uj} se hace uso de la formula matricial:

$$[B] = ([X]^T [X])^{-1} ([X]^T [Y]) \quad (6.8)$$

Por la propiedad de ortogonalidad de la tabla de indicadores de nivel, el producto $(X)^T (X)$ es igual a una matriz cuyos elementos de la diagonal es igual al número de experimentos (N). Así los elementos de la diagonal de la matriz inverso $(X)^T (X)^{-1}$ son:

$$C_{ij} = 1 / N \quad (6.9)$$

								$[X]^T [Y]$
0.125	0	0	0	0	0	0	0	700.1
0	0.125	0	0	0	0	0	0	11.7
0	0	0.125	0	0	0	0	0	7.9
0	0	0	0.125	0	0	0	0	-4.5
0	0	0	0	0.125	0	0	0	3.1
0	0	0	0	0	0.125	0	0	-2.9
0	0	0	0	0	0	0.125	0	6.9
0	0	0	0	0	0	0	0.125	0.9

Como consecuencia, los coeficientes del modelo matemático son definidos como el producto escalar de la columna Y por la respectiva columna X_j dividida entre el número de experimentos (N) del diseño:

$$b_j = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N x_{ij} y_i \quad (6.9)$$

Otra forma de expresarla es:

$$b_j = \frac{E_j}{2} \quad (6.10)$$

Utilizando la última relación procedemos a calcular los coeficientes del modelo lineal:

X0	X1	X2	X3	X1*X2	X1*X3	X2*X3	X1*X2*X3
87.513	1.463	0.987	-0.563	0.388	-0.362	0.863	0.112

Ecuación lineal a escala codificado:

$$Y = 87.513 + 1.463 X_1 + 0.987 X_2 - 0.563 X_3 + 0.388 X_1 X_2 - 0.362 X_1 X_3 + 0.863 X_2 X_3 + 0.112 X_1 X_2 X_3$$

Análisis de residuos

El objetivo de hallar un modelo matemático es predecir satisfactoriamente el fenómeno estudiado. Es decir que reemplazando los valores de X en el rango investigado, prodiga valores similares a los datos observados. Lo que puede ser calculado matricialmente:

$$Y = [X] * [B] \quad \dots\dots\dots (6.11)$$

Siendo Y los valores predichos por el modelo, llamado también Y estimado, o simplemente Y est.

MATRIZ CODIFICADO:

[X]							[B]	[Y est.]
X0	X1	X2	X1*X2	X1*X3	X2*X3	X1*X2*X3		
1	-1	-1	1	1	1	-1	87.513	85.84
1	1	-1	-1	-1	1	1	1.463	88.94
1	-1	1	-1	1	-1	1	0.987	85.54
1	1	1	1	-1	-1	-1	0.388	89.74
1	-1	-1	1	-1	-1	1	-0.362	85.06
1	1	-1	-1	1	-1	-1	0.863	86.26
1	-1	1	-1	-1	1	-1	0.112	87.76
1	1	1	1	1	1	1		90.96

Podemos hacer en este punto un análisis de residuos:

ANÁLISIS DE RESIDUALES			
N	Y	Yest.	Y- Yest.
1	86.40	85.84	0.56
2	89.50	88.94	0.56
3	86.10	85.54	0.56
4	90.30	89.74	0.56
5	84.50	85.06	-0.56
6	85.70	86.26	-0.56
7	87.20	87.76	-0.56
8	90.40	90.96	-0.56

Con estos elementos podemos calcular la suma de cuadrados de residual del modelo, mediante la ecuación:

$$SCM_R = \sum_{i=1}^{Nr} \frac{(Y - \tilde{Y})^2}{Nr - 1} \dots\dots\dots (6.12)$$

Para saber estadísticamente si el modelo matemático hallado representa adecuadamente a los datos experimentales mediante el test F.

$$F_O = \frac{SCM_R}{CSCM_E} \quad F_O \leq F_{(\alpha, f_1, f_2)} \dots\dots\dots (6.13)$$

$$SS_{\text{Residuales}} = 2.531$$

$$F^\circ = 56.250$$

$$F_{(\alpha, f_1, f_4)} = 161.446 \text{ (De tablas para 95\% de confiabilidad).}$$

$$F^\circ < F_{(\alpha, f_1, f_4)}$$

$$56.250 < 161.446$$

Por lo tanto, el modelo matemático representa adecuadamente al fenómeno investigado.

Decodificación del modelo matemático a escala natural

Es importante decodificar el modelo matemático hallado a escala natural, especialmente cuando se desea graficar o para pasar a la siguiente etapa de optimización.

Se ha deducido fórmulas para la decodificación que son las siguientes:

- Para el término independiente:

$$a_0 = b_0 - \sum_{j=1}^k b_j \varepsilon_j + \sum_{i,j=1}^k b_{ij} \varepsilon_{ij} \quad i \neq j \dots\dots\dots (6.14)$$

Para el término lineal

$$a_j Z_j = \frac{b_j}{\Delta Z_j} - \sum_{j,i=1}^{k-1} \frac{b_{ij}}{\Delta Z_j} \quad i \neq j \quad \dots\dots\dots (6.15)$$

Para el término interacción

$$a_{ji} Z_j Z_i = \frac{b_{ji}}{\Delta Z_j \Delta Z_i} \quad \dots\dots\dots (6.16)$$

Donde:

Z_j^0 : Centro del diseño para la variable j

ΔZ_j : Radio del diseño para la variable j

ϵ : Resultado de la división Z_j^0 entre ΔZ_j

VARIABLE	NIVEL (-)	NIVEL (+)	Z_j^0	ΔZ_j
Z1	800	850	825	25
Z2	25	35	30	5
Z3	8	12	10	2

El modelo matemático a escala codificado es:

$$Y = 87.513 + 1.463 X_1 + 0.987 X_2 - 0.563 X_3 + 0.388 X_1 X_2 - 0.362 X_1 X_3 + 0.863 X_2 X_3 + 0.112 X_1 X_2 X_3$$

Reemplazando los datos a las fórmulas anteriores, tenemos:

Modelo	Z0	Z1	Z2	Z3	Z1*Z2	Z1*Z3	Z2*Z3	Z1*Z2*Z3
Codificación real	87.513	1.463	0.987	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
	b_i/DZ_j	0.059	0.198	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000

MODELO MATEMATICO A ESCALA DESCODIFICADA

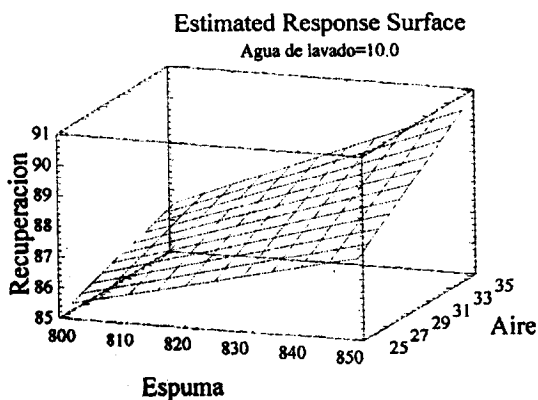
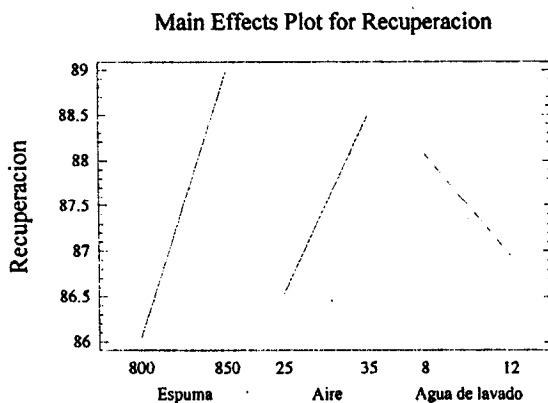
Modelo	Z0	Z1	Z2	Z3	Z12	Z13	Z23	Z123
Decodificado Real	33.325	0.059	0.198	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000

El modelo matemático a escala natural es

$$Y = 33.325 + 0.059 Z1 + 1.98 Z2$$

Esta ecuación nos señala que la tercera variable, agua de lavado, en esta etapa de investigación ya no tiene influencia en el modelo estudiado, por lo que ya no es necesario utilizarlo al pasar a la etapa de optimización con modelos circulares.

Gráfica de las tendencias de las variables en relación a la recuperación de zinc y de la ecuación del modelo matemático utilizando el programa STATGRAPHICS Plus.



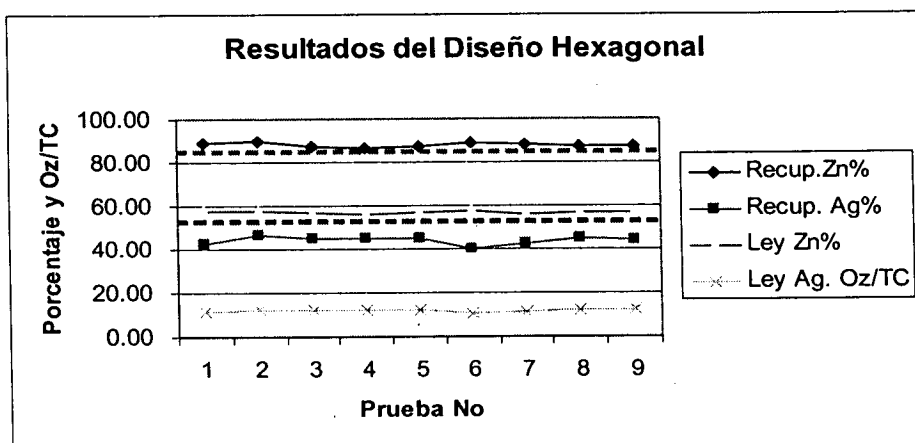
6.4. EVALUACION DE LAS PRUEBAS CON DISEÑO HEXAGONAL

Para utilizar los diseños circulares se requiere la adecuada selección de las dos variables más importantes del proceso estudiado, en este caso serán: la altura de la espuma y el suministro de aire al equipo en los niveles abajo señalados.

Diseño : Optimización etapa cleaner de zinc

VARIABLES		NIVEL (-)	NIVEL(+)
Z1	Altura de espuma mm.	800	900
Z2	Suministro de aire lpm	25	40

Resultado de las pruebas metalúrgicas con diseño hexagonal:



Matriz de diseño codificado:

PRUEBA (N)	VARIABLES CODIFICADAS					Y(obs)	Y(est)
	X1	X2	X1^2	X2^2	X1*X2		
1	1.00	0.00	1.00	0.00	0.00	88.63	89.03
2	0.50	0.87	0.25	0.75	0.43	89.98	89.58
3	-0.50	0.87	0.25	0.75	-0.43	87.55	87.95
4	-1.00	0.00	1.00	0.00	0.00	86.72	86.32
5	-0.50	-0.87	0.25	0.75	0.43	87.08	87.48
6	0.50	-0.87	0.25	0.75	-0.43	88.98	88.58
7	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	87.60	87.29
8	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	87.06	87.29
9	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	87.20	87.29

Estimación del modelo matemático en escala codificado

La matriz X y el vector Y están definidos como:

X0	X1	X2	X1^2	X2^2	X1*X2	Y
1	1.00	0.00	1.00	0.00	0.00	88.63
1	0.50	0.866	0.25	0.75	0.433	89.98
1	-0.50	0.866	0.25	0.75	-0.433	87.55
1	-1.00	0.00	1.00	0.00	0.00	86.72
1	-0.50	-0.866	0.25	0.75	0.433	87.08
1	0.50	-0.866	0.25	0.75	-0.433	88.98
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	87.60
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	87.06
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	87.20

La transpuesta X^T esta definida por:

1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
1.00	0.50	-0.50	-1.00	-0.50	0.50	0.00	0.00	0.00
0.00	0.87	0.87	0.00	-0.87	-0.87	0.00	0.00	0.00
1.00	0.25	0.25	1.00	0.25	0.25	0.00	0.00	0.00
0.00	0.75	0.75	0.00	0.75	0.75	0.00	0.00	0.00
0.00	0.43	-0.43	0.00	0.43	-0.43	0.00	0.00	0.00

El producto de las matrices $X^T * X$ es la siguiente matriz:

B0	B1	B2	B11	B22	B12	$X^T * Y$
9.00	0.00	0.00	3.00	3.00	0.00	790.80
0.00	3.00	0.00	0.00	0.00	0.00	4.08
0.00	0.00	3.00	0.00	0.00	0.00	1.27
3.00	0.00	0.00	2.25	0.75	0.00	263.75
3.00	0.00	0.00	0.75	2.25	0.00	265.19
0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.75	0.23

La inversa de la matriz $(X^T * X)^{-1}$, o matriz de correlación es:

0.33	0.00	0.00	-0.33	-0.33	0.00
0.00	0.33	0.00	0.00	0.00	0.00
0.00	0.00	0.33	0.00	0.00	0.00
-0.33	0.00	0.00	0.83	0.17	0.00
-0.33	0.00	0.00	0.17	0.83	0.00
0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1.33

Los coeficientes b_j (B) están definidos por el producto $(X^T * X)^{-1} (X^T * Y)$:

$$B_0 = 87.29$$

$$B_1 = 1.36$$

$$B_2 = 0.42$$

$$B_{11} = 0.39$$

$$B_{22} = 1.35$$

$$B_{12} = 0.31$$

Reemplazando se obtiene la ecuación codificada:

Y	B0	X1	X2	X1^2	X2^2	X1*X2
COEFIC	87.29	1.36	0.42	0.39	1.35	0.31

$$Y = 87.29 + 1.36 X_1 + 0.42 X_2 + 0.39 X_1^2 + 1.35 X_2^2 + 0.31 X_1 * X_2$$

El modelo matemático sirve para predecir los valores de la recuperación de zinc, pero es preferible expresar el modelo matemático en escala natural especialmente cuando se desea graficar el modelo, para ello se debe calcular los coeficientes decodificados del modelo hexagonal con las siguientes ecuaciones:

Para el término independiente:

$$a_0 = b_0 - \sum_{j=1}^k b_j \epsilon_j - \sum_{i,j=1}^k b_{ij} \epsilon_{ij} - \sum_{i=1}^k b_{ii} \epsilon_i^2 \quad i \neq j \quad \dots\dots (6.17)$$

Para los términos lineales:

$$a_i Z_i = (b_i / \Delta Z_i) - 2 (b_{ij} / \Delta Z_i) \epsilon_j - (b_{ju} / \Delta Z_i) \epsilon_j \epsilon_u \quad \dots\dots\dots (6.18)$$

$$j \neq u \neq 1 \dots\dots k-1$$

Para los términos cuadráticos:

$$a_{ii} X_i^2 = b_{ii} / \Delta Z_i^2 \quad \dots\dots\dots (6.19)$$

Para los términos interacción:

$$a_{ij} Z_i Z_j = b_{ij} / \Delta Z_i \Delta Z_j \quad i \neq j, j \neq i \neq 1 \dots k \quad \dots\dots (6.20)$$

Aplicando las ecuaciones para el modelo tenemos la siguiente tabla de datos a escala natural:

N	Z1	Z2
-	800	25
+	900	40
Z ⁰	850	32.5
Δ Z	50	7.5
ε	17.00	4.33

Con los que obtendremos los coeficientes a escala natural:

$$B_0 = 27.36$$

$$B_1 = -0.29$$

$$B_2 = -2.20$$

$$B_{11} = 0.00$$

$$B_{22} = 0.02$$

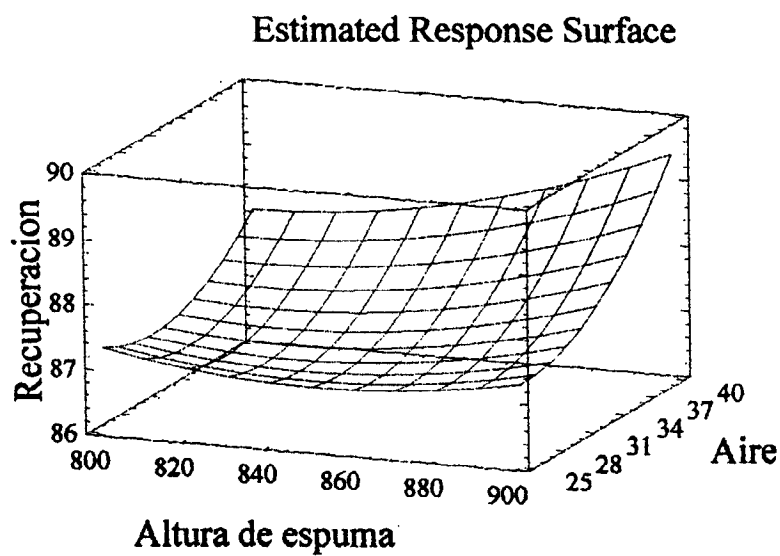
$$B_{12} = 0.00$$

	Z_0	Z_1	Z_2	Z_1^2	Z_2^2	$Z_1 \cdot Z_2$
Coefficientes Z	27.36	-0.29	-2.20	0.00	0.02	0.00

Por lo tanto, el modelo matemático a escala natural es:

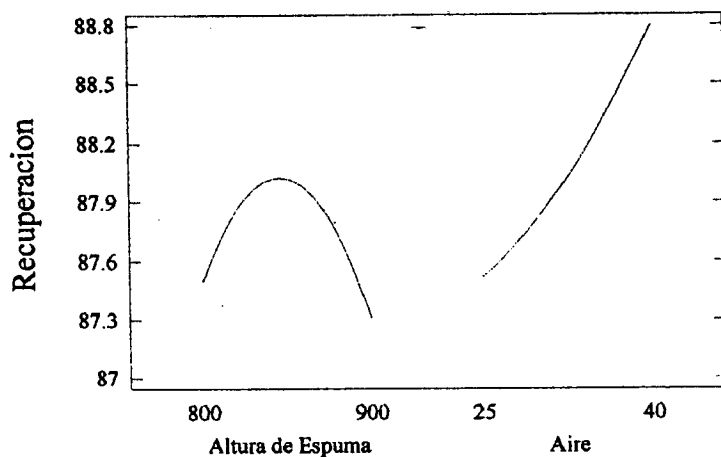
$$Y = 27.36 - 0.29 Z_1 - 2.20 Z_2$$

Gráfico del modelo matemático utilizando el programa STATGRAPHICS Plus.

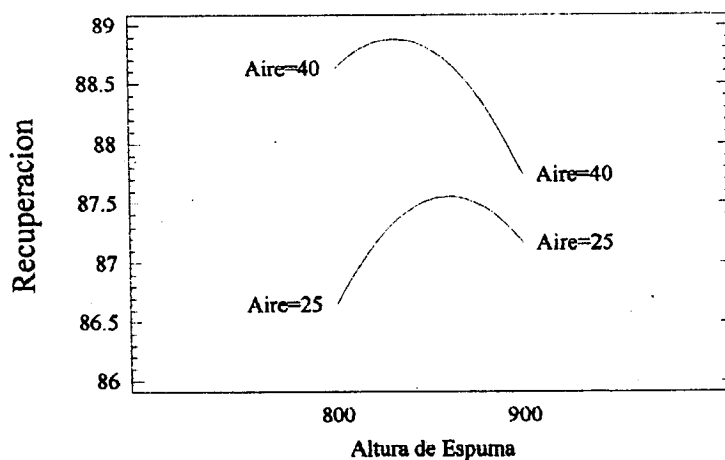


Gráficos como resultados de la aplicación del diseño hexagonal, efecto de las dos variables en relación a la recuperación de zinc y la confirmación de que no existe interacción entre ellas conforme nos indica el modelo matemático.

Main Effects Plot for Recuperacion



Interaction Plot for Recuperacion



Anava para el diseño rotatable aplicado

Para los casos de los diseños hexagonales el error total queda definido como:

$$\text{ERROR TOTAL} = \text{ERROR EXPERIMENTAL} + \text{ERROR DEL MODELO}$$

[Y(obs)-Y(est)]^2		[Y(obs rep)- Y(prom rep)]^2	
	0.16		---
	0.16		---
	0.16		---
	0.16		---
	0.16		---
	0.16		0.10
	0.10		0.05
	0.05		0.01
	0.01		
SUMA(S1)	1.13	SUMA(S2)	0.16
G.L. (F1)	3	G.L. (F2)	2
		Y(prom rep)	87.29

Y(obs rep) : Y observados en los puntos de replica.

Y(prom) : Y promedio de los puntos replicados.

SUMA(S1) : Sumatoria error total

S1 : Suma de cuadrados del residual.

F1 : Grados de libertad.

SUMA(S2) : Sumatoria error experimental

S2 : Suma de cuadrados del residual.

F2 : Grados de libertad.

Suma de cuadrados de falta de ajuste (S3) :

$$S3 = S1 - S2$$

$$S3 = 0.98$$

Grados de libertad (F3) :

$$F3 = F1 - F2$$

$$F3 = 1$$

Test de Fisher (verificación de ajuste de los datos experimentales al modelo) :

$$F = [(S3/F3)/(S2/F2)]$$

$$F = 12.43$$

Análisis de varianza

		G.L	VARIANZA
ERROR TOTAL	1.13	3	0.38
ERROR EXP.	0.16	2	0.08
ERROR MODELO	0.98	1	0.98

$$F(\text{cal.}) = 12.43$$

La ecuación de regresión estimada se ajusta a los datos si:

$$F < F_{(F3, F2) 95\%}$$

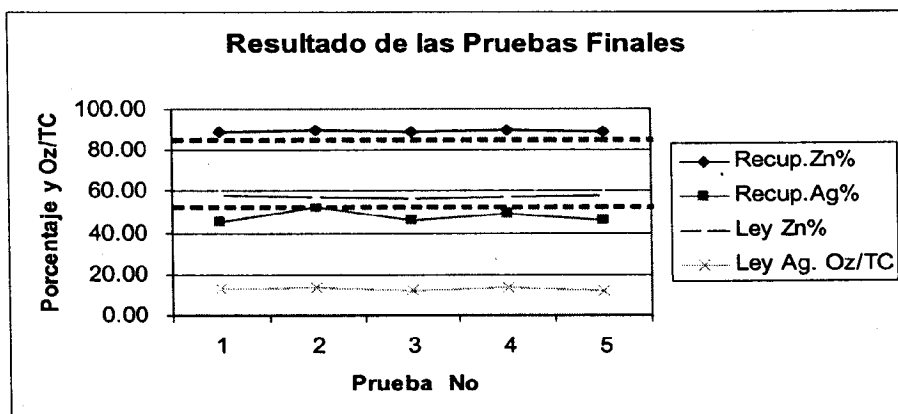
$$F_{(F3, F2) 95\%} = 18.51 \text{ (Tablas)}$$

$$12.43 < 18.51$$

Como se puede apreciar los datos se ajustan perfectamente al modelo hexagonal aplicado en las investigaciones metalúrgicas a nivel piloto para el cleaner de concentrado de zinc en la concentradora Shorey.

6.5 EVALUACION DE LAS PRUEBAS FINALES

Resultados metalúrgicos de las pruebas finales:



En este caso solo será necesario calcular la varianza del error experimental
Con la siguiente ecuación:

$$S^2 = [\sum X_i^2 - (\sum X_i)^2 / N] 1 / N - 1 \quad \dots\dots\dots (6.21)$$

Donde:

$\sum X_i^2$ = suma total bruta de cuadrados

$(\sum X_i)^2 / N$ = corrección de la media o factor de corrección

La diferencia entre ambas se denomina suma total de cuadrados.

Grados de libertad = $N - 1$

De la tabla 5.16 se tiene que la recuperación de zinc en las cinco pruebas es:

Recuperación
Zn %

89.21
89.79
88.72
89.57
88.68

De acuerdo a la ecuación (6.21) se realizan los cálculos:

S.C.C	=	39778.83	oF
			5
F.C.	=	39777.85	1
S.T.C	=	0.99	4
Varianza	=	0.25	

En consecuencia la varianza del error experimental para las pruebas finales es de tan solo 0.25 que nos indica la eficiencia del trabajo.

Las condiciones ideales de operación son las consideradas en la tabla (5.15) del Anexo del presente informe.

CAPITULO VII

EVALUACION ECONOMICA

Un buen criterio de evaluación económica debe tener también en consideración los criterios técnicos que intervienen en el proceso investigado, en este caso serán: ley de concentrado y recuperación metalúrgica.

Un buen criterio de optimización debe involucrar a todas las demás, como la eficiencia económica del proceso estudiado.

La eficiencia económica (EE %) está definido como la relación de la valorización en dólares por tonelada de cabeza de un mineral ($V_{CAB.}$), entre la valorización en dólares por tonelada de cabeza ideal ($V_{CAB. IDEAL}$) asumiendo una recuperación perfecta de 100% en el concentrado.

En consecuencia:

$$EE. \% = (V_{CAB} / V_{CAB.IDEAL}) * 100 \quad \dots\dots\dots (7.1)$$

$$V_{CAB} = (V_{CONC.}) * (1 / Rc) \quad \dots\dots\dots (7.2)$$

El valor de la cabeza correspondiente a las pruebas metalúrgicas se calcula con los resultados obtenidos en la prueba piloto y evaluada técnicamente mediante los balances metalúrgicos, previa valorización de los concentrados tomando en consideración los contratos de comercialización y el ratio de concentración (Rc) correspondiente.

En forma similar se calcula el valor de cabeza de las operaciones normales de la planta concentradora.

Para calcular el valor de la cabeza ideal, previamente hay que calcular el valor del concentrado ideal, en la que se asume la concentración de la especie mineralógica de zinc, en este caso de esfalerita pura, con una recuperación en el concentrado de 100%.

Valorización de cabeza (V_{Cab}) del estudio:

Se valoriza una tonelada de concentrado y mediante la ecuación (7.2) se calcula el valor de cabeza en función de R_c obtenido del balance metalúrgico:

BALANCE METALURGICO DEL CONCENTRADO FINAL

PRODUCTO	PESO (TMS)	%PESO	LEY (%)	FINOS (TMS)	DIST (%)	R_c
Alimento	0.466	100.00	39.35	0.183	100.00	
Concentrado	0.285	61.24	57.31	0.164	89.20	1.63
Relave	0.181	38.76	10.97	0.020	10.80	

Valorización de una tonelada de concentrado:

De acuerdo a las condiciones del contrato, se calcula el valor de una tonelada de concentrado final de las pruebas metalúrgicas, aplicando la siguiente ecuación de cálculo para concentrados de zinc.

$$V_c = [M - D][P \cdot f] - [(T + e) + t(P - PB)] - X + Y \quad \dots\dots\dots (7.3)$$

Datos:

V_c : Valor de concentrado por unidad (TMSN).

M : Contenido de metal en el concentrado.

D : Deducciones por pérdida metalúrgica.

P : Precio del metal.

f : Factor de precio.

T : Maquila de tratamiento.

PB: Precio Base.

X : Deducciones por impurezas.

Y : Créditos por subproductos.

e : Escaladores.

TMNS	1.000
Zn (%)	57.31
Ag (Onz/Tc)	12.76
As (%)	1.50
Sb (%)	0.46
Bi (%)	0.02
Hg (ppm)	30.00
SiO2 (%)	0.55
Mn (%)	0.03
Fe (%)	7.86
Maquila total \$/T	220.00

PB (\$/TM)	1000
Arriba (\$/TM)	0.18
Abafo (\$/TM)	0.12
Cotización	
Zn (\$/TM)	1220.50
Ag (\$/Onz)	7.00
Deducciones	% Peso
Zn(%)	6.00 1.00
Ag (Onz/TM)	4.00 0.80

Contrato	Libre	Por	Cast. \$
As %	0.40	0.10	2.00
Sb %	0.40	0.10	2.00
Bi %	0.02	0.01	2.00
SiO2 %	2.50	1.00	2.00
Fe %	8.00	1.00	2.00
Hg(ppm)	40.00	10.00	2.00

Base TM	1.000
Pagos	
Zn	626.24
Ag	49.06
Total	675.29
Deducciones	
Maquila Total	220.00
Escalador	39.69
Total	259.69

Penalidades	
As	22.00
Sb	1.20
Bi	0.00
SiO2	0.00
Fe	0.00
Hg	0.00
Total	23.20

Vc (1TM)	415.60 \$
----------	-----------

$$V_{CAB} = (V_{CONC.}) * (1 / Rc)$$

$$V_{CAB} = 415.60 \$ * 1 / 1.63$$

$$V_{CAB} = 254.97 \$$$

Valorización de cabeza (V_{Cab}) normal de Planta:

En forma similar calculamos:

BALANCE METALURGICO DEL CC. NORMAL DE PLANTA

PRODUCTO	PESO (TMS)	%PESO	LEY (%)	FINOS (TMS)	DIST (%)	Rc
Alimento	0.466	100.00	38.49	0.179	100.00	
Concentrado	0.283	60.62	54.02	0.153	85.08	1.65
Relave	0.183	39.38	14.58	0.027	14.92	

Valorización de una tonelada métrica de concentrado de zinc obtenida como compósito en las operaciones de planta durante el periodo que duró las pruebas de pilotaje de la celda Jemeson.

TMNS	1.000
Zn (%)	54.02
Ag (Onz/Tc)	12.45
As (%)	1.80
Sb (%)	0.51
Bi (%)	0.02
Hg (ppm)	30.00
SiO2 (%)	0.58
Mn (%)	0.03
Fe (%)	7.98
Maquila total \$/T	220.00

PB (\$/TM)	1000
Arriba (\$/TM)	0.18
Abajo (\$/TM)	0.12
Cotización	
Zn (\$/TM)	1220.50
Ag (\$/Onz)	7.00
Deducciones	% Peso
Zn(%)	6.00 1.00
Ag (Onz/TM)	4.00 0.80

Contrato	Libre	Por	Cast. \$
As %	0.40	0.10	2.00
Sb %	0.40	0.10	2.00
Bi %	0.02	0.01	2.00
SiO2 %	2.50	1.00	2.00
Fe %	8.00	1.00	2.00
Hg(ppm)	40.00	10.00	2.00

Base TM	1.000
Pagos	
Zn	586.08
Ag	47.32
Total	633.40
Deducciones	
Maquila Total	220.00
Escalador	39.69
Total	259.69

Penalizaciones	
As	28.00
Sb	2.20
Bi	0.00
SiO2	0.00
Fe	0.00
Hg	0.00
Total	30.20

Vc (1TM)	373.71 \$
----------	-----------

$$V_{CAB} = (V_{CONC.}) * (1 / R_c)$$

$$V_{CAB} = 373.721 \$ * 1 / 1.65$$

$$V_{CAB} = 226.49 \$$$

Valorización de cabeza Ideal (V_{Cab^*}):

Como ya se mencionó en este caso hay que considerar una recuperación metalúrgica de 100% de la especie mineralógica de zinc (esfalerita).

El valor obtenido nos va a servir para ambos casos; para los cálculos de las pruebas metalúrgicas y para los cálculos las operaciones de la planta.

BALANCE METALURGICO DEL CC. IDEAL

PRODUCTO	PESO (TMS)	%PESO	LEY (%)	FINOS (TMS)	DIST (%)	Rc
Alimento	0.466	100.00	38.49	0.179	100.00	
Concentrado	0.268	57.45	67.00	0.179	100.00	1.74
Relave	0.198	42.55	-	-	-	

Valorización de una tonelada métrica de concentrado ideal de acuerdo a las mismas condiciones de comercialización.

TMNS	1.000
Zn (%)	67.00
Ag (Onz/Tc)	12.45
As (%)	1.80
Sb (%)	0.51
Bi (%)	0.02
Hg (ppm)	30.00
SiO2 (%)	0.58
Mn (%)	0.03
Fe (%)	7.98
Maquila total \$/T.	220.00

PB (\$/TM)	1000
Ariba (\$/TM)	0.18
Abajo (\$/TM)	0.12
Cotización	
Zn (\$/TM)	1220.50
Ag (\$/Onz)	7.00
Deducciones	% Peso
Zn(%)	6.00 1.00
Ag (Onz/TM)	4.00 0.80

Contrato	Libre	Por	Cast. \$
As %	0.40	0.10	2.00
Sb %	0.40	0.10	2.00
Bi %	0.02	0.01	2.00
SiO2 %	2.50	1.00	2.00
Fe %	8.00	1.00	2.00
Hg(ppm)	40.00	10.00	2.00

Base TM	1.000
Pagos	
Zn	744.51
Ag	47.32
Total	791.83
Deducciones	
Maquila Total	220.00
Escalador	39.69
Total	259.69

Penalizaciones	
As	28.00
Sb	2.20
Bi	0.00
SiO2	0.00
Fe	0.00
Hg	0.00
Total	30.20

Vc (1TM)	532.14 \$
----------	-----------

$$V_{CAB*} = (V_{CONC*}) * (1 / Rc)$$

$$V_{CAB*} = 532.14 \$ * 1 / 1.74$$

$$V_{CAB*} = 305.83 \$$$

Con la ecuación (7.1) calculamos la eficiencia económica de las pruebas metalúrgicas de pilotaje y de las operaciones propias de la planta en el periodo de estudio, considerando los aspectos técnicos más importantes como: recuperación metalúrgica de zinc, ley de zinc en los concentrados y ratio de concentración.

	ZINC DEL ESTUDIO		ZINC DE LA PLANTA	
	Ideal	Prueba	Ideal	Planta
Ratio de Conc.	1.74	1.63	1.74	1.65
Valor de CC. \$/TM	532.14	415.60	532.14	373.71
Valor de Cab. \$/TM	305.83	254.97	305.83	226.49

EE %	83.37	74.06
-------------	--------------	--------------

Hay una diferencia a favor de la eficiencia económica de las pruebas metalúrgicas a nivel piloto de 9.31 % sobre las operaciones actuales de la planta, a esto habría que añadir según el fabricante de una reducción de hasta 75% de los gastos de energía eléctrica, repuestos y mantenimiento en general.

Los resultados técnicos y económicos obtenidos hacen atractivo el proyecto.

Una celda Jameson puede reemplazar en forma más eficiente, a ocho celdas sub "A" de 40 pies cúbicos cada una, en las etapas cleaner de zinc de la Planta Concentradora de Shorey.

CAPITULO VIII

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

8.1: CONCLUSIONES

De todo lo expuesto se deducen las siguientes conclusiones:

- La celda piloto Jameson operó eficientemente durante las pruebas metalúrgicas, desarrolladas en la Planta Concentradora de Shorey, el manejo del equipo es sencillo y no se ha tenido paralizaciones imprevistas.
- Las pruebas preliminares tenían como objetivo principal verificar el buen funcionamiento del equipo, la operatividad del mismo, el entrenamiento de los ayudantes, tomar conocimiento de las variables en general del proceso, verificar los servicios de apoyo y otras relacionadas a la propia investigación, tareas que se han cumplido satisfactoriamente.
- Las variables más importantes, propias del equipo, seleccionadas para las etapas con diseños experimentales fueron: altura de espuma (Z_1), suministro de aire (Z_2) y agua de lavado (Z_3). Las demás variables se mantuvieron constantes y/o variaron como consecuencia de la influencia de las seleccionadas.
- El modelo matemático a escala natural obtenido según el diseño factorial aplicado en el estudio es:

$$Y = 33.325 + 0.059 Z_1 + 1.98 Z_2$$

- El modelo matemático de optimización deducido según el diseño circular hexagonal es:

$$Y = 27.36 - 0.29 Z_1 - 2.20 Z_2$$

- La ley de concentrado obtenido es de 57.31 % de zinc, superior en 3.29% a la ley de concentrado que se tiene en planta, similarmente la ley de plata se incrementa en 0.31 onz/TCS.
- La recuperación de zinc se incrementa de 85.08% a 89.20% y la de plata de 46.1% a 47.8%.
- La evaluación económica realizada mediante la EE% (eficiencia económica) determinó una diferencia a favor de las pruebas metalúrgicas a nivel piloto con celda Jameson de 9.31 % sobre las operaciones actuales de la planta, a esto habría que añadir según el fabricante de una reducción de hasta 75% de los gastos de energía eléctrica, repuestos y mantenimiento en general.
- Los resultados técnicos y económicos obtenidos hacen atractivo el proyecto.
- Una celda Jameson puede reemplazar en forma más eficiente, a ocho celdas sub "A" de 40 pies cúbicos cada una, en las etapas cleaner de zinc de la Planta Concentradora de Shorey.

8.2: RECOMENDACIONES

- Dada la compleja mineralúrgia peruana sería conveniente realizar pruebas piloto con la celda Jameson en otras plantas concentradoras del país.
- En igual forma será necesario probar la eficiencia de la celda jameson en los circuitos de rougher y scavenger.

BIBLIOGRAFIA

1. Ayala Mina Jorge, Richard Pardo Mercado, 1995, Optimización por Diseños Experimentales, CONCYTEC. Lima – Perú.
2. Arbiter N., 1988, Fundamentos de la Flotación de Sulfuros y Oxidos, Curso preparado para el personal técnico de INGEMMET y BISA, Lima Perú.
3. Caicedo A. Fernando, 1989, Diseño Experimental, copia de la Universidad de Concepción Chile.
4. García Zúñiga H. 1985, La recuperación por flotación es una función exponencial del tiempo, II Congreso Latinoamericano de Flotación, Concepción Chile.
5. Gray, M.P., 1998, Jameson Cell Sales Manual, MIM Process Technologies, Brisbane, Queensland, Australia.
6. Gray Meredith P., Gregory J Harbort & Andrew S Murphy, 2000, Flotation circuit design utilising the Jameson Cell, Brisbane, Queensland, Australia.
7. Jameson G. J., 1991, The development and application of the Jameson Cell, MIM Extractive Metallurgy Conference, Australia.
8. Kelly G. Errol, David S. Spottiswood, 1990, Introducción al Procesamiento de Minerales, México.

9. Klimpel Richard R., 1985, Some recent advances in the development of new frothers and collectors for sulfide mineral flotation, II Congreso Latino Americano de Flotación, Concepción, Chile.
10. Laskowski J., 1988, Agentes Dispersantes en el Proceso de Flotación, British Columbia University, Canada.
11. Manzaneda Cabala José, 1996, Aproximación Racional en Flotación con Diseño Experimental, Lima, Perú.
12. Murphy A.S., R. Honaker, E.V. Manlapig, D.J. Lee, G.J. Harbort., 2000, Breaking the boundaries of Jameson Cell capacity, MIM Process Technologies, Australia.
13. Mular Andrew L., Roshan B. Bhappu, 1978, Mineral Processing Plant Design, N.Y. USA.
14. Palacios C. Severo, 2004, Diseño Experimental Aplicado a Ciencia y Tecnología, Concytec, Republica Peruana, Lima.
15. Sutulov Alexander, 1963, Flotación de Minerales, Universidad de Concepción, Chile.
16. Schuhmann D., 1985, Estudio de la adsorción de xantato, influencia de la naturaleza semiconductora del mineral, Laboratoire de Physico-Chimies des Systemes Polyphases, Francia, II Congreso Latino Americano, Concepción, Chile.

17. Vassalo Furtado Ronaldo, 1995, Recovery of fine particles in a flotation column, II Congreso Latino Americano de Flotación., Concepción, Chile.
18. Wheeler D.A., 1985, Column Flotation – The Original Column, II Congreso Latino Americano de Flotación, Concepción, Chile.
19. Yarar B. 1985, Gamma Flotation, Department of Metallurgical Eng. Colorado School Mines, II Congreso Latino Americano de Flotación, Concepción Chile.

TABLA No 5.1: PROGRAMA DE PRUEBAS METALURGICAS PRELIMINARES A NIVEL PILOTO

Reporte de condiciones de operación

Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	% Solidos			Densidad (gr/Lt)			pH Relave	ALTURA ESPUMA (mm)	Suministro de Aire		Ca gr/cm2 /seg	Agua Lavado (lpm)	Flujo Conc. (lpm)	Presion (KPa)	Agua en Conc. (lpm)	Bias Agua de lavado (cc/sec)	Jg (cm/sec)
	Alim.	Conc.	Relave	Alim.	Conc.	Relave			(Kpa)	(lpm)							
1	23.73	36.22	16.80	1235	1427	1157	11.6	700	2.7	27.0	3.64	4.0	5.523	190.0	5.026	-17.11	0.573
2	27.44	32.95	22.07	1282	1374	1217	11.6	700	2.4	25.0	3.81	5.0	6.612	187.0	6.091	-18.18	0.531
3	26.75	34.83	21.57	1273	1404	1211	11.6	700	2.5	25.0	10.80	6.0	17.339	191.0	15.864	-164.40	0.531
4	33.82	38.14	27.98	1372	1460	1292	11.3	700	1.6	20.0	7.56	7.0	10.662	187.0	9.629	-43.82	0.425
5	23.49	36.04	21.31	1232	1424	1208	11.3	800	2.7	25.0	9.47	4.0	14.484	185.0	13.191	-153.19	0.531
6	28.56	36.52	21.48	1297	1432	1210	11.4	800	3.0	25.0	5.20	10.0	7.803	188.0	7.094	48.44	0.531
7	28.41	37.85	24.36	1295	1455	1245	11.5	900	2.7	35.0	9.17	6.0	13.070	196.0	11.818	-96.97	0.743
8	23.98	34.83	18.35	1238	1404	1174	11.6	900	5.1	29.0	11.24	8.0	18.042	185.0	16.508	-141.79	0.616
9	21.22	29.55	14.24	1205	1323	1130	12.1	900	5.0	32.0	14.04	10.0	28.185	182.0	26.268	-271.14	0.679
10	28.93	35.20	22.49	1302	1410	1222	12.1	900	2.5	30.0	7.50	7.0	11.857	186.0	10.834	-63.90	0.637
11	27.44	32.50	23.15	1282	1367	1230	11.9	900	4.7	27.0	15.02	5.0	26.536	185.0	24.486	-324.76	0.573
12	25.74	32.30	20.11	1260	1364	1194	11.9	900	3.6	26.0	8.15	9.0	14.518	186.0	13.406	-73.43	0.552
13	24.55	30.04	18.44	1245	1330	1175	11.9	800	3.0	29.0	15.01	4.0	29.492	187.0	27.443	-390.72	0.616
14	25.03	33.71	17.62	1251	1386	1166	11.3	900	3.8	29.0	3.27	5.0	5.498	174.0	5.051	-0.85	0.616
15	26.98	35.74	18.08	1276	1419	1171	11.2	900	2.1	25.0	8.94	8.0	13.826	186.0	12.607	-76.78	0.531
16	25.58	33.96	18.88	1258	1390	1180	11.6	800	4.9	26.0	6.35	5.0	10.551	185.0	9.685	-78.08	0.552
17	22.24	34.03	17.80	1217	1391	1168	11.4	800	4.2	28.0	8.29	3.0	13.752	185.0	12.620	-160.33	0.594
18	24.55	32.69	18.17	1245	1370	1172	11.9	800	4.7	26.0	14.66	6.0	25.693	173.0	23.691	-294.85	0.552
19	22.58	32.56	14.53	1221	1368	1133	11.9	800	5.1	30.0	10.64	7.0	18.742	179.0	17.290	-171.50	0.637
20	23.65	32.43	14.82	1234	1366	1136	11.9	800	5.2	26.0	7.38	8.0	13.071	164.0	12.064	-67.73	0.552
21	20.53	34.21	11.76	1197	1394	1105	11.8	800	3.5	30.0	10.63	9.0	17.488	167.0	16.038	-117.29	0.637

Diametro de Orificio : 7 mm.

Diametro de Alimentacion : 50 mm.

Diametro de Desplazamiento : 75 mm.

TABLA No 5.2: BALANCES METALURGICOS DE LAS PRUEBAS PRELIMINARES

Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	T C S P H			HORAS DE LABOR	L E Y E S % ONZ / TCS												RECUPERACIONES (%)				
	Alim.	Conc.	Relave		ALIMENTACION				C O N C E N T R A D O				R E L A V E				Ag	Cu	Pb	Zn	
					Ag	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn					
1	0.667	0.189	0.478	4.0	5.90	0.27	0.46	24.58	5.08	0.31	0.49	55.20	5.62	0.23	0.43	12.49	24.4	32.5	30.2	63.6	
2	0.942	0.198	0.744	7.0	5.35	0.16	0.46	16.00	6.31	0.31	0.53	52.68	4.53	0.13	0.39	6.24	24.8	40.7	24.2	69.2	
3	1.271	0.561	0.710	7.0	5.92	0.40	0.43	32.78	5.39	0.38	0.42	56.13	6.06	0.42	0.49	14.34	40.2	41.9	43.1	75.6	
4	1.411	0.393	1.018	4.0	4.98	0.22	0.35	19.26	5.25	0.33	0.42	53.26	3.90	0.17	0.31	6.15	29.3	41.7	33.4	77.0	
5	1.224	0.492	0.732	5.0	3.96	0.31	0.37	29.70	3.74	0.37	0.42	55.69	3.96	0.32	0.41	12.25	37.9	47.9	45.6	75.3	
6	1.062	0.270	0.792	7.0	4.49	0.24	0.43	20.05	3.42	0.31	0.50	53.83	4.59	0.23	0.45	8.54	19.4	32.8	29.6	68.2	
7	1.347	0.476	0.871	3.0	5.16	0.27	0.40	24.69	4.69	0.43	0.54	53.79	4.46	0.19	0.38	8.78	32.1	56.3	47.7	77.0	
8	1.222	0.584	0.638	5.0	11.14	0.42	1.42	34.03	7.97	0.36	1.31	53.24	10.44	0.37	1.20	16.47	34.2	40.9	44.1	74.7	
9	1.254	0.729	0.525	7.0	6.10	0.34	0.49	41.72	4.69	0.34	0.51	58.73	7.62	0.40	0.72	18.11	44.7	58.1	60.5	81.8	
10	1.216	0.389	0.827	5.0	4.89	0.24	0.47	24.86	3.89	0.30	0.40	57.36	4.51	0.21	0.47	9.56	25.5	40.0	27.2	73.9	
11	1.559	0.780	0.779	7.0	4.89	0.31	0.44	34.66	3.76	0.32	0.40	53.30	7.46	0.31	0.40	16.01	38.5	51.6	45.5	76.9	
12	1.137	0.423	0.714	7.0	5.84	0.33	0.43	29.24	3.86	0.31	0.38	56.00	6.59	0.36	0.49	13.38	24.6	35.0	32.9	71.3	
13	1.350	0.779	0.571	7.0	8.82	0.46	0.73	36.92	5.97	0.38	0.65	52.53	8.20	0.39	0.70	15.61	39.1	47.7	51.4	82.1	
14	0.775	0.170	0.605	7.0	7.66	0.44	0.64	20.21	5.45	0.36	0.51	53.26	8.57	0.41	0.57	10.93	15.6	17.9	17.5	57.8	
15	1.053	0.464	0.589	7.0	6.36	0.26	0.38	25.41	5.84	0.35	0.45	49.71	5.71	0.21	0.39	6.28	40.4	59.3	52.2	86.2	
16	0.971	0.329	0.642	6.0	8.40	0.36	0.60	26.16	9.40	0.47	0.81	52.80	10.40	0.39	0.72	12.48	38.0	44.3	45.8	68.5	
17	1.008	0.431	0.578	7.0	5.89	0.27	0.41	27.84	7.65	0.44	0.83	54.24	4.89	0.18	0.43	8.16	55.5	69.6	86.5	83.2	
18	1.354	0.761	0.593	6.0	6.72	0.35	0.55	40.62	5.01	0.37	0.49	55.39	7.45	0.34	0.67	21.66	41.9	59.4	50.1	76.7	
19	1.000	0.552	0.448	5.0	7.58	0.38	0.62	36.93	9.16	0.54	0.90	54.90	11.12	0.52	0.90	14.77	66.7	78.5	80.2	82.1	
20	0.844	0.383	0.461	5.0	9.06	0.61	0.71	37.83	8.34	0.62	0.76	56.63	10.73	0.67	0.84	22.21	41.8	46.1	48.6	67.9	
21	0.914	0.552	0.362	7.0	12.87	0.69	1.21	39.31	10.96	0.75	1.40	56.63	15.14	0.74	1.40	12.94	51.4	65.6	69.8	87.0	

TABLA No 5.3: PROGRAMA DE PRUEBAS METALURGICAS DE SELECCIÓN DE VARIABLES

Reporte de condiciones de operación

Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	% Solidos			Densidad (gr/lt)			pH Relave	ALTURA ESPUMA (mm)	Suministro de Aire		Ca gr/cm2 /seg	Agua Lavado (lpm)	Flujo Conc. (lpm)	Presion (KPa)	Agua en Conc. (lpm)	Bias Agua de lavado (cc/sec)	Jg (cm/sec)
	Alim.	Conc.	Relave	Alim.	Conc.	Relave			(Kpa)	(lpm)							
22	19.83	30.85	12.77	1189	1342	1115	11.8	800	3.3	25.0	29.11	8.0	55.188	166.0	51.214	-720.24	0.531
23	19.92	31.05	19.33	1190	1345	1185	11.9	800	5.0	27.0	4.92	2.0	9.255	148.0	8.583	-109.72	0.573
24	24.95	32.82	17.35	1250	1372	1163	11.9	800	4.0	25.0	14.22	9.0	24.781	146.0	22.840	-230.66	0.531
25	30.60	34.89	27.08	1325	1405	1280	11.9	800	5.7	30.0	15.14	8.0	24.236	176.0	22.170	-236.17	0.637
26	40.85	38.93	34.47	1487	1474	1386	11.7	800	5.1	25.0	9.00	11.0	12.316	157.0	11.087	-1.44	0.531
27	24.95	32.89	18.44	1250	1373	1175	11.6	800	4.6	34.0	23.29	10.0	40.479	187.0	37.300	-455.00	0.722
28	30.45	28.72	23.39	1323	1311	1233	11.6	800	3.0	32.0	15.07	11.0	31.426	187.0	29.369	-306.15	0.679
29	23.16	36.10	18.44	1228	1425	1175	11.6	850	5.0	35.0	15.50	10.0	23.639	181.0	21.524	-192.07	0.743
30	29.59	33.90	22.65	1311	1389	1224	12.2	850	2.7	35.0	13.08	12.0	21.808	185.0	20.022	-133.70	0.743
31	21.13	30.78	16.05	1204	1341	1149	12.1	900	5.0	35.0	17.35	9.0	32.995	182.0	30.626	-360.44	0.743
32	32.41	34.83	26.39	1351	1404	1271	12.1	900	3.0	33.0	6.42	10.0	10.302	185.0	9.426	9.57	0.701
33	26.52	37.45	21.14	1270	1448	1206	12.2	900	4.0	33.0	6.45	11.0	9.337	175.0	8.457	42.39	0.701
34	33.22	36.40	27.53	1363	1430	1286	12.1	900	3.6	33.0	11.46	10.0	17.283	186.0	15.719	-95.31	0.701
35	23.41	34.65	19.24	1231	1401	1184	12.1	900	5.0	35.0	9.47	11.0	15.305	166.0	14.013	-50.22	0.743
36	28.19	35.98	24.36	1292	1423	1245	12.2	900	5.2	35.0	8.35	12.0	12.803	186.0	11.663	5.62	0.743
37	26.36	34.89	21.74	1268	1405	1213	12.1	900	5.0	35.0	13.12	14.0	21.011	185.0	19.219	-86.99	0.743
38	23.08	34.15	17.71	1227	1393	1167	11.6	850	3.8	34.0	10.25	12.0	16.912	182.0	15.513	-58.54	0.722
39	22.41	34.40	14.82	1219	1397	1136	12.1	850	5.3	35.0	12.27	12.0	20.044	184.0	18.369	-106.15	0.743
40	31.23	35.56	26.24	1334	1416	1269	11.9	850	4.9	35.0	16.70	12.0	26.026	185.0	23.746	-195.77	0.743
41	25.90	34.40	18.53	1262	1397	1176	11.9	850	3.4	35.0	10.54	10.0	17.221	180.0	15.782	-96.36	0.743
42	29.01	29.14	22.16	1303	1317	1218	11.8	850	3.9	35.0	5.61	12.0	11.481	182.0	10.715	21.42	0.743
43	22.66	32.30	17.90	1222	1364	1169	12.3	850	5.4	35.0	8.68	8.0	15.468	169.0	14.283	-104.72	0.743
44	23.57	34.65	17.62	1233	1401	1166	12.3	850	5.6	35.0	14.97	11.0	24.197	180.0	22.154	-185.91	0.743
45	20.53	33.59	13.85	1197	1384	1126	12.1	850	5.5	35.0	6.89	12.0	11.641	180.0	10.700	21.67	0.743
46	23.57	35.20	19.41	1233	1410	1186	12.1	800	5.3	35.0	14.06	12.0	22.233	166.0	20.314	-138.57	0.743
47	22.74	36.40	15.86	1223	1430	1147	12.1	800	4.9	35.0	9.77	12.0	14.738	151.0	13.404	-23.40	0.743
48	20.88	34.40	15.01	1201	1397	1138	11.9	800	5.0	35.0	8.71	11.0	14.228	152.0	13.039	-33.98	0.743
49	20.53	35.32	14.53	1197	1412	1133	11.9	800	5.0	35.0	12.11	11.0	19.053	150.0	17.400	-106.67	0.743
50	24.79	36.93	18.26	1248	1439	1173	11.8	800	5.0	35.0	10.36	12.0	15.305	150.0	13.890	-31.51	0.743
51	22.41	33.84	17.99	1219	1388	1170	11.9	800	5.0	35.0	5.81	8.0	9.714	171.0	8.921	-15.34	0.743
52	24.79	35.20	20.20	1248	1410	1195	11.8	900	5.0	34.0	4.86	9.0	7.688	158.0	7.025	32.92	0.722
53	30.52	33.71	25.85	1324	1386	1264	11.5	900	5.2	35.0	8.32	10.0	13.983	161.0	12.847	-47.45	0.743
54	21.82	32.56	17.26	1212	1368	1162	11.7	900	5.2	35.0	5.71	9.0	10.055	155.0	9.276	-4.60	0.743

Diámetro de Orificio: 7 mm.

Diámetro de Alimentación: 50 mm.

Diámetro de Desplazamiento: 75 mm.

TABLA No 5.4: BALANCES METALURGICOS DE LAS PRUEBAS DE SELECCIÓN DE VARIABLES
Concentración de zinc: cleaner

Prueba #	T C S P H			HORAS DE LABOR	L E Y E S % O N Z / T C S																RECUPERACIONES (%)			
	Alim.	Conc.	Relave		ALIMENTACION				C O N C E N T R A D O				R E L A V E				Ag	Cu	Pb	Zn				
					Ag	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn								
22	2.216	1.511	0.705	5.0	14.54	0.54	1.47	42.83	11.40	0.45	1.47	57.36	10.83	0.37	0.58	11.68	53.5	56.8	68.2	91.3				
23	0.843	0.256	0.587	2.0	7.27	0.26	0.62	27.77	6.41	0.31	0.39	55.8	5.70	0.24	0.35	15.57	26.7	36.2	19.1	60.9				
24	1.302	0.738	0.564	6.0	8.15	0.41	0.55	36.55	5.92	0.37	0.49	54.69	7.16	0.35	0.46	12.81	41.2	51.2	50.5	84.8				
25	1.763	0.786	0.977	2.0	6.30	0.41	0.40	27.41	8.71	0.46	0.64	50.76	6.07	0.39	0.39	8.63	61.6	50.0	71.3	82.5				
26	1.662	0.467	1.195	7.0	4.13	0.18	0.43	18.27	6.65	0.28	0.65	47.46	4.58	0.16	0.36	6.85	45.3	43.7	42.5	73.1				
27	1.898	1.209	0.689	6.0	6.35	0.51	0.39	39.1	5.23	0.35	0.42	53.86	6.10	0.47	0.39	13.21	52.5	43.7	68.6	87.7				
28	1.833	0.783	1.050	7.0	4.61	0.27	0.33	26.41	5.35	0.31	0.49	52.83	4.36	0.21	0.31	6.73	49.5	49.0	63.4	85.4				
29	1.580	0.804	0.776	6.0	7.59	0.57	0.46	30.96	7.47	1.00	0.51	53.35	7.47	0.52	0.44	7.74	50.1	89.3	56.4	87.7				
30	1.668	0.679	0.989	7.0	5.48	0.47	0.34	25.43	6.22	0.67	0.53	52.8	5.35	0.43	0.33	6.63	46.2	58.0	63.5	84.5				
31	1.852	0.901	0.951	7.0	6.96	0.66	0.40	33.68	6.30	0.50	0.46	58.41	10.89	1.00	0.64	10.26	44.0	36.8	55.9	84.4				
32	1.468	0.333	1.135	7.0	5.91	0.29	0.33	18.94	5.25	0.35	0.46	56.57	5.64	0.31	0.33	7.89	20.2	27.4	31.6	67.8				
33	1.276	0.335	0.941	6.0	4.59	0.20	0.32	17.1	6.56	0.42	0.58	51.83	4.07	0.15	0.36	4.74	37.5	55.1	47.6	79.6				
34	1.826	0.595	1.231	6.0	5.00	0.35	0.34	24.68	3.94	0.34	0.33	55.65	5.78	0.42	0.38	9.71	25.7	31.7	31.6	73.5				
35	1.327	0.491	0.836	7.0	4.20	0.26	0.33	25.46	3.94	0.35	0.29	56.7	4.20	0.17	0.28	7.09	34.7	49.8	32.5	82.5				
36	1.569	0.434	1.135	6.0	5.25	0.36	0.37	24.19	3.67	0.35	0.28	57.63	4.40	0.31	0.30	11.42	19.3	26.9	20.9	65.8				
37	1.567	0.681	0.886	6.0	4.03	0.18	0.29	30.45	4.52	0.27	0.32	55.19	3.79	0.13	0.27	11.42	48.8	65.2	48.0	78.8				
38	1.315	0.532	0.783	3.0	6.41	0.30	0.45	27.63	5.91	0.25	0.46	54.73	4.07	0.33	0.41	9.21	37.3	33.7	41.4	80.2				
39	1.331	0.637	0.694	7.0	6.04	0.35	0.50	34.47	6.04	0.37	0.53	56.83	4.04	0.21	0.49	13.94	47.9	50.6	50.7	78.9				
40	2.007	0.867	1.140	7.0	3.95	0.23	0.36	32.45	4.65	0.30	0.56	56.6	5.12	0.20	0.48	14.09	50.8	56.3	67.2	75.3				
41	1.305	0.547	0.758	7.0	4.19	0.25	0.37	32.71	3.84	0.26	0.39	59.88	4.54	0.22	0.41	13.08	38.4	43.6	44.2	76.8				
42	1.253	0.291	0.962	7.0	5.57	0.27	0.47	21.45	7.15	0.43	0.83	56.86	5.57	0.25	1.84	10.72	29.9	37.0	41.1	61.6				
43	1.170	0.451	0.719	7.0	15.02	0.68	1.33	27.43	11.03	0.52	0.25	58.86	9.81	0.37	0.47	7.73	28.3	29.5	7.2	82.7				
44	1.448	0.777	0.671	7.0	7.00	0.34	5.25	41.15	6.46	0.39	3.83	58.61	6.60	0.24	5.30	20.94	49.5	61.5	39.1	76.4				
45	0.866	0.358	0.508	6.0	3.77	0.20	3.57	30.43	3.10	0.24	2.76	59.11	3.16	0.15	3.53	10.23	34.0	49.6	31.9	80.3				
46	1.631	0.730	0.901	6.0	9.65	0.40	1.39	31.08	5.89	0.37	0.56	58.27	5.39	0.19	0.52	9.06	27.3	41.4	18.0	83.9				
47	1.081	0.507	0.574	6.0	7.14	0.33	0.58	33.41	5.77	0.32	0.61	58.01	8.40	0.32	0.68	11.65	37.9	45.5	49.4	81.5				
48	0.980	0.452	0.528	7.0	5.52	0.24	0.44	38.96	4.51	0.22	0.57	57.48	5.52	0.23	0.44	23.09	37.7	42.3	59.8	68.1				
49	1.150	0.628	0.522	6.0	6.39	0.32	0.52	36.08	4.64	0.33	0.42	57.24	7.40	0.30	0.59	10.58	39.7	56.4	44.1	86.7				
50	1.246	0.538	0.708	7.0	5.15	0.29	0.41	28.56	6.87	0.39	0.59	57.11	4.10	0.19	0.45	6.87	57.6	58.1	62.1	86.3				
51	0.982	0.302	0.680	6.0	8.75	0.42	0.66	26.89	9.36	0.60	0.70	57.48	9.00	0.41	0.75	13.32	32.9	43.9	32.6	65.7				
52	0.986	0.252	0.734	6.0	4.94	0.23	0.34	26.98	4.40	0.29	0.38	58.49	5.47	0.19	0.38	16.14	22.8	32.3	28.6	55.5				
53	1.422	0.432	0.990	5.0	5.34	0.21	0.40	24.71	6.67	0.36	0.51	56.48	6.00	0.17	0.44	10.84	38.0	52.1	38.7	69.5				
54	0.894	0.296	0.598	5.0	4.67	0.15	0.35	28.24	3.87	0.21	0.29	57.74	5.87	0.13	0.39	13.62	27.5	46.4	27.5	67.8				

TABLA No 5.5: PROGRAMA DE PRUEBAS PRELIMINARES ORDENADOS DE ACUERDO A RESULTADOS
Reporte de condiciones de operación
Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	% Solidos			Densidad (gr/lt)			pH Relave	ALTURA ESPUMA (mm)	Suministro de Aire		Ca gr/cm2 /seg	Agua Lavado (lpm)	Flujo Conc. (lpm)	Presion (KPa)	Agua en Conc. (lpm)	Bias Agua de lavado (cc/sec)	Jg (cm/sec)
	Alim.	Conc.	Relave	Alim.	Conc.	Relave			(Kpa)	(lpm)							
21	20.53	34.21	11.76	1197	1394	1105	11.8	800	3.5	30.0	10.63	9.0	17.488	167.0	16.038	-117.29	0.637
15	26.98	35.74	18.08	1276	1419	1171	11.9	900	2.1	25.0	8.94	8.0	13.826	186.0	12.607	-76.78	0.531
17	22.24	34.03	17.80	1217	1391	1168	11.8	800	4.2	28.0	8.29	3.0	13.752	185.0	12.620	-160.33	0.594
13	24.55	30.04	18.44	1245	1330	1175	11.9	800	3.0	29.0	15.01	4.0	29.492	187.0	27.443	-390.72	0.616
19	22.58	32.56	14.53	1221	1368	1133	11.9	800	5.1	30.0	10.64	7.0	18.742	179.0	17.290	-171.50	0.637
9	21.22	29.55	14.24	1205	1323	1130	12.1	900	5.0	32.0	14.04	10.0	28.185	182.0	26.268	-271.14	0.679
7	28.41	37.85	24.36	1295	1455	1245	11.5	900	2.7	35.0	9.17	6.0	13.070	196.0	11.818	-96.97	0.743
4	33.82	38.14	27.98	1372	1460	1292	11.3	700	1.6	20.0	7.56	7.0	10.662	187.0	9.629	-43.82	0.425
11	27.44	32.50	23.15	1282	1367	1230	11.9	900	4.7	27.0	15.02	5.0	26.536	185.0	24.486	-324.76	0.573
18	24.55	32.69	18.17	1245	1370	1172	11.9	800	4.7	26.0	14.66	6.0	25.693	173.0	23.691	-294.85	0.552
3	26.75	34.83	21.57	1273	1404	1211	11.6	700	2.5	25.0	10.80	6.0	17.339	191.0	15.864	-164.40	0.531
5	23.49	36.04	21.31	1232	1424	1208	11.3	800	2.7	25.0	9.47	4.0	14.484	185.0	13.191	-153.19	0.531
8	23.98	34.83	18.35	1238	1404	1174	11.6	900	5.1	29.0	11.24	8.0	18.042	185.0	16.508	-141.79	0.616
10	28.93	35.20	22.49	1302	1410	1222	12.1	900	2.5	30.0	7.50	7.0	11.857	186.0	10.834	-63.90	0.637
12	25.74	32.30	20.11	1260	1364	1194	11.9	900	3.6	26.0	8.15	9.0	14.518	186.0	13.406	-73.43	0.552
2	27.44	32.95	22.07	1282	1374	1217	11.6	700	2.4	25.0	3.81	5.0	6.612	187.0	6.091	-18.18	0.531
16	25.58	33.96	18.88	1258	1390	1180	11.6	800	4.9	26.0	6.35	5.0	10.551	185.0	9.685	-78.08	0.552
6	28.56	36.52	21.48	1297	1432	1210	11.4	800	3.0	25.0	5.20	10.0	7.803	188.0	7.094	48.44	0.531
20	23.65	32.43	14.82	1234	1366	1136	11.9	800	5.2	26.0	7.38	8.0	13.071	164.0	12.064	-67.73	0.552
1	23.73	36.22	16.80	1235	1427	1157	11.6	700	2.7	27.0	3.64	4.0	5.523	190.0	5.026	-17.11	0.573
14	25.03	33.71	17.62	1251	1386	1166	11.3	900	3.8	29.0	3.27	5.0	5.498	174.0	5.051	-0.85	0.616

Diametro de Orificio : 7 mm.

Diametro de Alimentacion : 50 mm.

Diametro de Desplazamiento : 75 mm.

TABLA No 5.6: BALANCES METALURGICOS DE LAS PRUEBAS PRELIMINARES ORDENADOS POR RESULTADOS
Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	Relave (lpm)	T C S P H			HORAS DE LABOR	L E Y E S % ONZ / TCS						RECUPERACIONES (%)	
		CABEZA		C O N C .		RELAVE							
		Alim.	Conc.	Relave		Ag	Zn	Ag	Zn	Ag	Zn	Ag	Zn
21	42.20	0.914	0.552	0.362	7.0	12.87	39.31	10.96	56.63	15.14	12.94	51.4	87.0
15	42.57	1.053	0.464	0.589	7.0	6.36	25.41	5.84	49.71	5.71	6.28	40.4	86.2
17	42.51	1.008	0.431	0.578	7.0	5.89	27.84	7.65	54.24	4.89	8.16	55.5	83.2
13	40.87	1.350	0.779	0.571	7.0	8.82	36.92	5.97	52.53	8.20	15.61	39.1	82.1
19	40.27	1.000	0.552	0.448	5.0	7.58	36.93	9.16	54.90	11.12	14.77	66.7	82.1
9	48.21	1.254	0.729	0.525	7.0	6.10	41.72	4.69	58.73	7.62	18.11	44.7	81.8
7	43.53	1.347	0.476	0.871	3.0	5.16	24.69	4.69	53.79	4.46	8.78	32.1	77.0
4	42.60	1.411	0.393	1.018	4.0	4.98	19.26	5.25	53.26	3.90	6.15	29.3	77.0
11	41.72	1.559	0.780	0.779	7.0	4.89	34.66	3.76	53.30	7.46	16.01	38.5	76.9
18	42.75	1.354	0.761	0.593	6.0	6.72	40.62	5.01	55.39	7.45	21.66	41.9	76.7
3	41.24	1.271	0.561	0.710	7.0	5.92	32.78	5.39	56.13	6.06	14.34	40.2	75.6
5	43.19	1.224	0.492	0.732	5.0	3.96	29.70	3.74	55.69	3.96	12.25	37.9	75.3
8	45.24	1.222	0.584	0.638	5.0	11.14	34.03	7.97	53.24	10.44	16.47	34.2	74.7
10	45.50	1.216	0.389	0.827	5.0	4.89	24.86	3.89	57.36	4.51	9.56	25.5	73.9
12	44.95	1.137	0.423	0.714	7.0	5.84	29.24	3.86	56.00	6.59	13.38	24.6	71.3
2	42.00	0.942	0.198	0.744	7.0	5.35	16.00	6.31	52.68	4.53	6.24	24.8	69.2
16	43.79	0.971	0.329	0.642	6.0	8.40	26.16	9.40	52.80	10.40	12.48	38.0	68.5
6	46.20	1.062	0.270	0.792	7.0	4.49	20.05	3.42	53.83	4.59	8.54	19.4	68.2
20	41.08	0.844	0.383	0.461	5.0	9.06	37.83	8.34	56.63	10.73	22.21	41.8	67.9
1	37.21	0.667	0.189	0.478	4.0	5.90	24.58	5.08	55.20	5.62	12.49	24.4	63.6
14	44.58	0.775	0.170	0.605	7.0	7.66	20.21	5.45	53.26	8.57	10.93	15.6	57.8

TABLA No 5.7: PRUEBAS PILOTO DE SELECCIÓN DE VARIABLES ORDENADOS DE ACUERDO A RESULTADOS
Reporte de condiciones de operación

Prueba #	% Solidos			Densidad (gr/lt)			pH Relave	ALTURA ESPUMA (mm)	Suministro de Aire		Ca gr/cm2 /seg	Agua Lavado (lpm)	Flujo Conc. (lpm)	Presion (KPa)	Agua en Lavado (lpm)	Bias Agua de lavado (cc/sec)	Jg (cm/sec)
	Alim.	Conc.	Relave	Alim.	Conc.	Relave			(Kpa)	(lpm)							
22	19.83	30.85	12.77	1189	1342	1115	11.8	800	3.3	25.0	29.11	8.0	55.188	166.0	51.214	-720.24	0.531
27	24.95	32.89	18.44	1250	1373	1175	11.6	800	4.6	34.0	23.29	10.0	40.479	187.0	37.300	-455.00	0.722
29	23.16	36.10	18.44	1228	1425	1175	11.6	850	5.0	35.0	15.50	10.0	23.639	181.0	21.524	-192.07	0.743
49	20.53	35.32	14.53	1197	1412	1133	11.7	800	5.0	35.0	12.11	11.0	19.053	150.0	17.400	-106.67	0.743
50	24.79	36.93	18.26	1248	1439	1173	11.9	800	5.0	35.0	10.36	12.0	15.305	150.0	13.890	-31.51	0.743
28	30.45	28.72	23.39	1323	1311	1233	11.6	800	3.0	32.0	15.07	11.0	31.426	187.0	29.369	-306.15	0.679
24	24.95	32.82	17.35	1250	1372	1163	12.1	800	4.0	25.0	14.22	9.0	24.781	146.0	22.840	-230.66	0.531
30	29.59	33.90	22.65	1311	1389	1224	12.2	850	2.7	35.0	13.08	12.0	21.808	185.0	20.022	-133.70	0.743
31	21.13	30.78	16.05	1204	1341	1149	11.9	900	5.0	35.0	17.35	9.0	32.995	182.0	30.626	-360.44	0.743
46	23.57	35.20	19.41	1233	1410	1186	11.9	800	5.3	35.0	14.06	12.0	22.233	166.0	20.314	-138.57	0.743
43	22.66	32.30	17.90	1222	1364	1169	12.3	850	5.4	35.0	8.68	8.0	15.468	169.0	14.283	-104.72	0.743
25	30.60	34.89	27.08	1325	1405	1280	12.1	800	5.7	30.0	15.14	8.0	24.236	176.0	22.170	-236.17	0.637
35	23.41	34.65	19.24	1231	1401	1184	12.2	900	5.0	35.0	9.47	11.0	15.305	166.0	14.013	-50.22	0.743
47	22.74	36.40	15.86	1223	1430	1147	12.1	800	4.9	35.0	9.77	12.0	14.738	151.0	13.404	-23.40	0.743
45	20.53	33.59	13.85	1197	1384	1126	12.1	850	5.5	35.0	6.89	12.0	11.641	180.0	10.700	21.67	0.743
38	23.08	34.15	17.71	1227	1393	1167	11.6	850	3.8	34.0	10.25	12.0	16.912	182.0	15.513	-58.54	0.722
33	26.52	37.45	21.14	1270	1448	1206	12.2	900	4.0	33.0	6.45	11.0	9.337	175.0	8.457	42.39	0.701
39	22.41	34.40	14.82	1219	1397	1136	12.1	850	5.3	35.0	12.27	12.0	20.044	184.0	18.369	-106.15	0.743
37	26.36	34.89	21.74	1268	1405	1213	12.1	900	5.0	35.0	13.12	14.0	21.011	185.0	19.219	-86.99	0.743
41	25.90	34.40	18.53	1262	1397	1176	11.9	850	3.4	35.0	10.54	10.0	17.221	180.0	15.782	-96.36	0.743
44	23.57	34.65	17.62	1233	1401	1166	12.3	850	5.6	35.0	14.97	11.0	24.197	180.0	22.154	-185.91	0.743
40	31.23	35.56	26.24	1334	1416	1269	11.9	850	4.9	35.0	16.70	12.0	26.026	185.0	23.746	-195.77	0.743
34	33.22	36.40	27.53	1363	1430	1286	12.1	900	3.6	33.0	11.46	10.0	17.283	186.0	15.719	-95.31	0.701
26	40.85	38.93	34.47	1487	1474	1386	12.1	800	5.1	25.0	9.00	11.0	12.316	157.0	11.087	-1.44	0.531
53	30.52	33.71	25.85	1324	1386	1264	11.5	900	5.2	35.0	8.32	10.0	13.983	161.0	12.847	-47.45	0.743
48	20.88	34.40	15.01	1201	1397	1138	11.9	800	5.0	35.0	8.71	11.0	14.228	152.0	13.039	-33.98	0.743
32	32.41	34.83	26.39	1351	1404	1271	12.1	900	3.0	33.0	6.42	10.0	10.302	185.0	9.426	9.57	0.701
54	21.82	32.56	17.26	1212	1368	1162	11.7	900	5.2	35.0	5.71	9.0	10.055	155.0	9.276	-4.60	0.743
36	28.19	35.98	24.36	1292	1423	1245	12.1	900	5.2	35.0	8.35	12.0	12.803	186.0	11.663	5.62	0.743
51	22.41	33.84	17.99	1219	1388	1170	11.9	800	5.0	35.0	5.81	8.0	9.714	171.0	8.921	-15.34	0.743
42	29.01	29.14	22.16	1303	1317	1218	11.8	850	3.9	35.0	5.61	12.0	11.481	182.0	10.715	21.42	0.743
23	19.92	31.05	19.33	1190	1345	1185	12.1	800	5.0	27.0	4.92	2.0	9.255	148.0	8.583	-109.72	0.573
52	24.79	35.20	20.20	1248	1410	1195	11.8	900	5.0	34.0	4.86	9.0	7.688	158.0	7.025	32.92	0.722

Diámetro de Orificio: 7 mm.

Diámetro de Alimentación: 50 mm.

Diámetro de Desplazamiento: 75 mm.

TABLA No 5.8: BALANCES METALURGICOS DE SELECCIÓN DE VARIABLES DE ACUERDO A RESULTADOS
Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	Relave (lpm)	T C S P H			HORAS DE LABOR	L E Y E S % ONZ / TCS						RECUPERACIONES (%)	
		Alim.	Conc.	Relave		CABEZA		C O N C .		RELAVE			
						Ag	Zn	Ag	Zn	Ag	Zn	Ag	Zn
22	45.00	2.216	1.511	0.705	5.0	14.54	42.83	11.40	57.36	10.83	11.68	53.5	91.3
27	52.50	1.898	1.209	0.689	6.0	6.35	39.1	5.23	53.86	6.10	13.21	52.5	87.7
29	57.20	1.580	0.804	0.776	6.0	7.59	30.96	7.47	53.35	7.47	7.74	50.1	87.7
49	47.76	1.150	0.628	0.522	6.0	6.39	36.08	4.64	57.24	7.40	10.58	39.7	86.7
50	46.82	1.246	0.538	0.708	7.0	5.15	28.56	6.87	57.11	4.10	6.87	57.6	86.3
28	52.90	1.833	0.783	1.050	7.0	4.61	26.41	5.35	52.83	4.36	6.73	49.5	85.4
24	42.30	1.302	0.738	0.564	6.0	8.15	36.55	5.92	54.69	7.16	12.81	41.2	84.8
30	53.40	1.668	0.679	0.989	7.0	5.48	25.43	6.22	52.8	5.35	6.63	46.2	84.5
31	55.80	1.852	0.901	0.951	7.0	6.96	33.68	6.30	58.41	10.89	10.26	44.0	84.4
46	45.06	1.631	0.730	0.901	6.0	9.65	31.08	5.89	58.27	5.39	9.06	27.3	83.9
43	48.90	1.170	0.451	0.719	7.0	15.02	27.43	11.03	58.86	9.81	7.73	28.3	82.7
25	43.50	1.763	0.786	0.977	2.0	6.30	27.41	8.71	50.76	6.07	8.63	61.6	82.5
35	51.50	1.327	0.491	0.836	7.0	4.20	25.46	3.94	56.7	4.20	7.09	34.7	82.5
47	44.90	1.081	0.507	0.574	6.0	7.14	33.41	5.77	58.01	8.40	11.65	37.9	81.5
45	49.30	0.866	0.358	0.508	6.0	3.77	30.43	3.10	59.11	3.16	10.23	34.0	80.3
38	51.72	1.315	0.532	0.783	3.0	6.41	27.63	5.91	54.73	4.07	9.21	37.3	80.2
33	54.30	1.276	0.335	0.941	6.0	4.59	17.1	6.56	51.83	4.07	4.74	37.5	79.6
39	50.21	1.331	0.637	0.694	7.0	6.04	34.47	6.04	56.83	4.04	13.94	47.9	78.9
37	49.50	1.567	0.681	0.886	6.0	4.03	30.45	4.52	55.19	3.79	11.42	48.8	78.8
41	49.44	1.305	0.547	0.758	7.0	4.19	32.71	3.84	59.88	4.54	13.08	38.4	76.8
44	49.80	1.448	0.777	0.671	7.0	7.00	41.15	6.46	58.61	6.60	20.94	49.5	76.4
40	50.84	2.007	0.867	1.140	7.0	3.95	32.45	4.65	56.6	5.12	14.09	50.8	75.3
34	49.70	1.826	0.595	1.231	6.0	5.00	24.68	3.94	55.65	5.78	9.71	25.7	73.5
26	37.10	1.662	0.467	1.195	7.0	4.13	18.27	6.65	47.46	4.58	6.85	45.3	73.1
53	46.20	1.422	0.432	0.990	5.0	5.34	24.71	6.67	56.48	6.00	10.84	38.0	69.5
48	47.58	0.980	0.452	0.528	7.0	5.52	38.96	4.51	57.48	5.52	23.09	37.7	68.1
32	48.80	1.468	0.333	1.135	7.0	5.91	18.94	5.25	56.57	5.64	7.89	20.2	67.8
54	45.00	0.894	0.296	0.598	5.0	4.67	28.24	3.87	57.74	5.87	13.62	27.5	67.8
36	54.50	1.569	0.434	1.135	6.0	5.25	24.19	3.67	57.63	4.40	11.42	19.3	65.8
51	49.32	0.982	0.302	0.680	6.0	8.75	26.89	9.36	57.48	9.00	13.32	32.9	65.7
42	52.67	1.253	0.291	0.962	7.0	5.57	21.45	7.15	56.86	5.57	10.72	29.9	61.6
23	39.90	0.843	0.256	0.587	2.0	7.27	27.77	6.41	55.8	5.70	15.57	26.7	60.9
52	45.76	0.986	0.252	0.734	6.0	4.94	26.98	4.40	58.49	5.47	16.14	22.8	55.5

TABLA No 5.9: CINCO MEJORES PRUEBAS ORDENADOS SECUENCIALMENTE DE ACUERDO A RESULTADOS
Reporte de condiciones de operación
Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	% Solidos			Densidad (gr/lt)			pH Relave	ALTURA ESPUMA (mm)	Suministro de Aire		Ca gr/cm2 /seg	Agua Lavado (lpm)	Flujo Conc. (lpm)	Presion (KPa)	Agua en Conc. (lpm)	Bias Agua de lavad (cc/sec)	Jg (cm/sec)
	Alim.	Conc.	Relave	Alim.	Conc.	Relave			(Kpa)	(lpm)							
22	19.83	30.85	12.77	1189	1342	1115	11.8	800	3.3	25.0	29.11	8.0	55.188	166.0	51.214	-720.24	0.531
27	24.95	32.89	18.44	1250	1373	1175	11.6	800	4.6	34.0	23.30	10.0	40.494	187.0	37.314	-455.24	0.722
29	23.16	36.10	18.44	1228	1425	1175	11.6	850	5.0	35.0	15.50	10.0	23.639	181.0	21.524	-192.07	0.743
49	20.53	35.32	14.53	1197	1412	1133	11.7	800	5.0	35.0	12.11	11.0	19.053	150.0	17.400	-106.67	0.743
50	24.79	36.93	18.26	1248	1439	1173	11.9	800	5.0	35.0	10.36	12.0	15.305	150.0	13.890	-31.51	0.743

Diámetro de Orificio: 7 mm.

Diámetro de Alimentación: 50 mm.

Diámetro de Desplazamiento: 75 mm.

TABLA No 5.10: BALANCES METALURGICOS DE LAS CINCO MEJORES PRUEBAS ORDENADOS SECUENCIALMENTE
Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	Relave (lpm)	T C S P H			HORAS DE LABOR	L E Y E S % ONZ / TCS						RECUPERACIONES	
		Alim.	Conc.	Relave		CABEZA		C O N C .		RELAVE		%	
						Ag	Zn	Ag	Zn	Ag	Zn	Ag	Zn
22	45.00	2.216	1.511	0.705	5.0	14.54	42.83	11.40	57.36	10.83	11.68	53.5	91.3
27	52.50	1.898	1.209	0.689	6.0	6.35	39.11	5.23	53.86	6.10	13.21	52.5	87.7
29	57.20	1.580	0.804	0.776	6.0	7.59	30.96	7.47	53.35	7.47	7.74	50.1	87.7
49	47.76	1.150	0.628	0.522	6.0	6.39	36.08	4.64	57.24	7.40	10.58	39.7	86.7
50	46.82	1.246	0.538	0.708	7.0	5.15	28.56	6.87	57.11	4.10	6.87	57.6	86.3

TABLA No 5.11: PRUEBAS METALURGICAS APLICANDO EL DISEÑO FACTORIAL
Reporte de condiciones de operación
Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	% Solidos			Densidad (gr/Lt)			pH Relave	ALTURA ESPUMA (mm)	Suministro de Aire		Ca gr/cm2 /seg	Agua Lavado (lpm)	Flujo Conc. (lpm)	Presion (KPa)	Agua en Conc. (lpm)	Bias Agua de lavado (cc/sec)	Jg (cm/sec)
	Alim.	Conc.	Relave	Alim.	Conc.	Relave			(Kpa)	(lpm)							
1	19.83	30.85	12.77	1189	1342	1115	11.8	800	3.3	25.0	4.46	8.0	8.449	166.0	7.841	2.65	0.531
2	19.83	33.40	11.46	1189	1381	1102	11.8	850	3.3	25.0	4.69	8.0	7.981	166.0	7.340	10.99	0.531
3	19.83	30.85	12.77	1189	1342	1115	11.8	800	5.0	35.0	4.45	8.0	8.441	166.0	7.833	2.78	0.743
4	19.83	35.92	11.05	1189	1422	1098	11.8	850	5.0	35.0	4.79	8.0	7.361	166.0	6.707	21.55	0.743
5	19.83	26.33	12.07	1189	1278	1108	11.8	800	3.3	25.0	4.36	12.0	10.163	166.0	9.568	40.54	0.531
6	19.83	30.85	12.77	1189	1342	1115	11.8	850	3.3	25.0	4.46	12.0	8.450	166.0	7.841	69.31	0.531
7	19.83	31.52	12.17	1189	1352	1109	11.8	800	5.0	35.0	4.59	12.0	8.447	166.0	7.821	69.65	0.743
8	19.83	29.48	12.67	1189	1322	1114	11.8	850	5.0	35.0	4.67	12.0	9.411	166.0	8.773	53.78	0.743
9	19.83	30.85	12.77	1189	1342	1115	11.8	850	5.0	35.0	4.51	12.0	8.556	166.0	7.940	67.67	0.743
10	19.83	28.79	12.87	1189	1312	1116	11.8	850	5.0	35.0	4.46	12.0	9.263	166.0	8.654	55.76	0.743

Diámetro de Orificio: 7 mm.

Diámetro de Alimentación: 50 mm.

Diámetro de Desplazamiento: 75 mm.

TABLA No 5.12: BALANCES METALURGICOS DEL DISEÑO FACTORIAL
Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	T C S P H			HORAS DE LABOR	L E Y E S % ONZ / TCS						RECUPERACIONES	
	Alim.	Conc.	Relave		CABEZA		C O N C .		RELAVE		%	
					Ag	Zn	Ag	Zn	Ag	Zn	Ag	Zn
1	0.443	0.231	0.212	1.0	14.54	34.58	11.56	57.24	10.91	9.81	41.5	86.4
2	0.443	0.243	0.200	1.0	14.54	34.58	11.40	56.32	10.83	8.06	43.1	89.5
3	0.443	0.231	0.212	1.0	14.54	34.58	11.62	57.04	10.66	10.08	41.7	86.1
4	0.443	0.249	0.194	1.0	14.54	34.58	11.55	55.62	10.93	7.65	44.6	90.3
5	0.443	0.226	0.217	1.0	14.54	34.58	11.32	57.22	10.55	10.96	39.8	84.5
6	0.443	0.231	0.212	1.0	14.54	34.58	11.40	56.77	10.76	10.32	40.9	85.7
7	0.443	0.238	0.205	1.0	14.54	34.58	11.44	56.12	10.83	9.56	42.3	87.2
8	0.443	0.243	0.200	1.0	14.54	34.58	11.32	57.06	10.98	7.36	42.6	90.4
9	0.443	0.234	0.209	1.0	14.54	34.58	11.46	56.14	10.08	10.38	41.7	85.9
10	0.443	0.231	0.212	1.0	14.54	34.58	11.40	57.08	10.29	9.98	41.0	86.2

TABLA No 5.13: PRUEBAS METALURGICAS APLICANDO EL DISEÑO HEXAGONAL

Reporte de condiciones de operación

Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	% Solidos			Densidad (gr/lit)			pH Relave	ALTURA ESPUMA (mm)	Suministro de Aire		Ca gr/cm2 /seg	Agua Lavado (lpm)	Flujo Conc. (lpm)	Presion (KPa)	Agua en Conc. (lpm)	Bias Agua de lavado (cc/sec)	Jg (cm/sec)
	Alim.	Conc.	Relave	Alim.	Conc.	Relave			(Kpa)	(lpm)							
1	20.22	32.04	12.27	1198	1360	1110	11.8	900	3.9	32.5	5.20	8.0	9.368	166.0	8.658	-10.97	0.690
2	20.22	30.85	12.47	1198	1342	1112	11.8	875	5.5	39.0	5.33	8.0	10.104	166.0	9.377	-22.94	0.828
3	20.22	31.91	12.77	1198	1358	1115	11.8	825	5.5	39.0	5.22	8.0	9.450	166.0	8.738	-12.29	0.828
4	20.22	32.50	12.77	1198	1367	1115	11.8	800	3.9	32.5	5.23	8.0	9.243	166.0	8.528	-8.81	0.690
5	20.22	33.33	13.16	1198	1380	1119	11.8	825	3.0	26.0	5.23	8.0	8.927	166.0	8.213	-3.55	0.552
6	20.22	33.21	12.47	1198	1378	1112	11.8	875	3.0	26.0	5.28	8.0	9.053	166.0	8.332	-5.54	0.552
7	20.22	30.85	12.67	1198	1342	1114	11.8	850	3.9	32.5	5.29	8.0	10.026	166.0	9.304	-21.74	0.690
8	20.22	31.25	12.77	1198	1348	1115	11.8	850	3.9	32.5	5.24	8.0	9.765	166.0	9.049	-17.49	0.690
9	20.22	29.90	12.77	1198	1328	1115	11.8	850	3.9	32.5	5.21	8.0	10.296	166.0	9.585	-26.42	0.690

Diámetro de Orificio: 7 mm.

Diámetro de Alimentación: 50 mm.

Diámetro de Desplazamiento: 75 mm.

TABLA No 5.14: BALANCES METALURGICOS DEL DISEÑO HEXAGONAL
Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	T C S P H			HORAS DE LABOR	L E Y E S % O N Z / T C S						RECUPERACIONES	
	Alim.	Conc.	Relave		C A B E Z A		C O N C .		R E L A V E		(%)	
					Ag	Zn	Ag	Zn	Ag	Zn	Ag	Zn
1	0.452	0.270	0.182	1.0	16.02	39.02	11.40	57.89	10.91	11.02	42.5	88.63
2	0.452	0.277	0.175	1.0	16.02	39.02	12.14	57.36	11.22	10.08	46.4	89.98
3	0.452	0.271	0.181	1.0	16.02	39.02	12.01	57.01	10.78	12.12	44.9	87.55
4	0.452	0.272	0.180	1.0	16.02	39.02	11.92	56.32	10.83	12.98	44.7	86.72
5	0.452	0.272	0.180	1.0	16.02	39.02	11.89	56.55	10.56	12.63	44.6	87.08
6	0.452	0.274	0.178	1.0	16.02	39.02	10.56	57.28	11.02	10.92	40.0	88.98
7	0.452	0.275	0.177	1.0	16.02	39.02	11.23	56.28	10.45	12.32	42.6	87.60
8	0.452	0.272	0.180	1.0	16.02	39.02	12.01	56.44	10.83	12.68	45.1	87.06
9	0.452	0.270	0.182	1.0	16.02	39.02	11.86	56.88	10.81	12.43	44.3	87.20

TABLA No 5.15: PRUEBAS METALURGICAS DE COMPROBACION FINAL
Reporte de condiciones de operación
Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	% Solidos			Densidad (gr/lt)			pH Relave	ALTURA ESPUMA (mm)	Suministro de Aire		Ca gr/cm2 /seg	Agua Lavado (lpm)	Flujo Conc. (lpm)	Presion (KPa)	Agua en Conc. (lpm)	Bias Agua de lavado (cc/sec)	Jg (cm/sec)
	Alim.	Conc.	Relave	Alim.	Conc.	Relave			(Kpa)	(lpm)							
1	21.02	32.04	13.26	1200	1360	1120	11.8	875	5.5	39.0	5.90	8.0	10.623	166.0	9.818	-30.30	0.828
2	20.40	31.38	12.47	1199	1350	1112	11.8	875	5.5	39.0	5.65	8.0	10.468	166.0	9.697	-28.28	0.828
3	21.32	32.00	12.77	1198	1358	1115	11.8	875	5.5	39.0	5.32	8.0	9.605	166.0	8.870	-14.49	0.828
4	20.22	32.69	13.16	1200	1370	1119	11.8	875	5.5	39.0	5.60	8.0	9.819	166.0	9.054	-17.57	0.828
5	20.14	33.33	12.67	11.54	1380	1114	11.8	875	5.5	39.0	5.00	8.0	8.537	166.0	7.854	2.43	0.828

Diámetro de Orificio: 7 mm.

Diámetro de Alimentación: 50 mm.

Diámetro de Desplazamiento: 75 mm.

TABLA No 5.16: BALANCES METALURGICOS DE LAS PRUEBAS FINALES
Concentración de zinc: etapa cleaner

Prueba #	T C S P H			HORAS DE LABOR	L E Y E S % O N Z / T C S						RECUPERACIONES	
	Alim.	Conc.	Relave		CABEZA		CONCENTRADO		RELAVE		(%)	
					Ag	Zn	Ag	Zn	Ag	Zn	Ag	Zn
1	0.500	0.306	0.194	8.0	16.80	39.60	12.44	57.69	10.91	11.02	45.3	89.21
2	0.480	0.293	0.187	8.0	16.00	39.00	13.70	57.30	11.22	10.24	52.3	89.79
3	0.452	0.276	0.176	8.0	16.02	39.02	12.01	56.68	10.78	11.31	45.8	88.72
4	0.464	0.291	0.173	8.0	17.10	40.12	13.52	57.32	10.83	11.22	49.6	89.57
5	0.432	0.260	0.172	8.0	15.84	39.02	12.15	57.55	10.40	11.08	46.1	88.68
PROMD.	0.466			8.0	16.35	39.35	12.76	57.31	10.83	10.97		
CC.FINAL	0.466	0.285	0.181	8.0	16.35	39.35	12.76	57.31	10.83	10.97	47.8	89.20