

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA METALURGICA



**OPTIMIZACION DE PARAMETROS QUE INFLUYEN EN LA
SECCION DE MOLIENDA-CLASIFICACION Y FLOTACION Zn**

INFORME DE SUFICIENCIA

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

**PRESENTADO POR:
RICARDO JHONNY CASTILLO RAMIREZ**

**ASESOR:
ING. MARIA FLOR SUAREZ SANCHEZ**

**LIMA-PERÚ
2014**

DEDICATORIA

Dedico el presente trabajo a mis padres y hermanos, por su apoyo incondicional y confianza en mi formación profesional. A mí al alma mater por mi formación profesional, y a los catedráticos de quienes asimile los conocimientos básicos de esta noble carrera.

RESUMEN

El presente trabajo fue desarrollado en las instalaciones del Laboratorio metalúrgico de una planta concentradora de minerales.

Esta empresa está dedicada a la extracción de minerales polimetálicos de contenido de Cu, Pb, Zn y valores secundarios de Ag con bajo contenido, la ley media de cabeza fue: Ag(0.42 Oz/Tc), Pb(0.06%), Cu (0.2%), Zn (2.07%) y Fe (2.76%) lo que implica el tratamiento de un mayor volumen de mineral para producir la cantidad y calidad de concentrado requerido para su comercialización. El presente informe tiene por objetivo la evaluación y la optimización de los parámetros que influyen la sección de Molienda/Clasificación y Flotación del circuito Zinc. Está direccionado a mejorar los niveles de evaluación técnica de diferentes parámetros operativos del circuito Molienda/Clasificación y dar pautas más precisas de cómo evaluar y efectuar la optimización mediante modelos matemáticos de las diferentes secciones de la planta concentradora: Molienda/Clasificación y Flotación Zinc. En el laboratorio metalúrgico se realizaron pruebas metalúrgicas para mejorar el grado y la recuperación de Zinc (Etapa Rougher), para lo cual se utilizó el Método Estadístico de Diseños de Experimentos, estas pruebas se desarrollaron en dos partes: Primera parte, fue una selección de variables y Segunda parte, fue de optimización del consumo de reactivo para mejorar la recuperación de Zinc.

ABSTRACT

This working paper was developed in the metallurgical laboratory facilities of a mineral processing plant.

this company is devoted to the extraction of polymetallic minerals which content Cu, Pb, Zn and low values of Ag, the average head grade was: Ag (0.42 Oz/Tc), Pb (0.06 %), Cu (0.2 %), Zn (2.07 %) and Fe (2.76 %), which involves the treatment of a larger volume of minerals to produce the quantity of concentrate required for commercialization this report aims at assessing and optimizing the parameters that influence the grinding section / classification and Zinc flotation circuit. It is addressed to improve the levels of technical evaluation of various operating parameters of the grinding / classification circuit and give more precise guidelines to evaluate and carry out optimization using mathematical models of the different sections of the concentrator guidelines: Grinding / classification and Zinc flotation. In the Metallurgical Laboratory metallurgical tests were performed to improve the grade and recovery of Zinc (Rougher stage), for which a Statistical Method Design of Experiments was used. These tests were performed in two parts: the first one, was selected variables and the second one, was the reagent consumption optimization to improve recovery of Zinc.

INDICE

INTRODUCCIÓN	11
CAPITULO I: CONTEXTO DE LA PROBLEMÁTICA	13
1.1 Objetivo del informe	13
1.1.1 Objetivos Generales	13
1.1.2 Objetivos Específicos	13
1.2 Hipótesis	13
1.2.1 Hipótesis General	13
1.2.2 Hipótesis Específica	13
1.3 Justificación e Importancia	14
1.3.1 Justificación	14
1.3.2 Importancia	14
CAPITULO II: DESCRIPCION DE LA PLANTA CONCENTRADORA	15
2.1 Secciones de la planta	15
2.1.1 Ubicación de la unidad minera	15
2.1.2 Circuito de Chancado	16
2.1.3 Circuito de Molienda/Clasificación	17
2.1.4 Circuito de flotación Bulk Plomo-Cobre	19
2.1.5 Circuito de flotación diferencial	19
2.1.6 Circuito de flotación Zinc	21
2.1.7 Sección espesamiento y filtrado	21
2.1.8 Disposición del relave	23
CAPITULO III: MARCO TEORICO	24
3.1 Análisis granulométrico	24
3.1.1 Distribución granulométrica	24
3.1.2 Representación matemática del análisis granulométrico	26

3.1.3 Aplicación de las funciones	31
3.2 Evaluación del circuito Molienda/Clasificación	32
3.2.1 Circuitos de Molienda	32
3.2.2 Variables de la Molienda de minerales	35
3.3 Flotación industrial	38
3.3.1 Mineral polimetálico	39
3.3.2 Flotación Bulk	39
3.3.3 Flotación diferencial	39
3.3.4 Función objetivo	40
3.3.4.1 Definición de una función objetivo y criterio de optimización	40
3.3.4.2 Superficie de respuesta, cerca y lejos del óptimo	40
3.3.5 diseño experimental	41
3.3.5.1 Fundamento de los diseños de experimentos	41
3.3.5.2 Clasificación de los diseños experimentales	41
3.3.6 Selección de variables	42
3.3.6.1 Selección de variables de mayor influencia	45
3.3.6.2 Selección de la plantilla adecuada	45
3.3.7 Etapa II: optimización final	47
3.3.7.1 Diseños rotables (hexagonal)	47
3.3.7.2 Análisis de signos y análisis estadístico de resultados por regresión	48
3.3.7.3 Análisis estadístico de la regresión	49
 CAPITULO IV: METODOLOGIA DE TRABAJO	 50
4.1 Metodología para la evaluación del circuito Molienda/Clasificación	50
4.2 Manejo de las muestras obtenidas para el análisis granulométrico de la sección Molienda/Clasificación	51
4.3 Parámetros que se determinan en la clasificación (Zarandas de alta Frecuencia)	52
4.4 Balance de materiales en el circuito	52

6.5.2.1 Ecuaciones para decodificar las variables	78
6.5.2.2 Diseño hexagonal	78
CAPITULO VII: ANALISIS ESTADISTICO DE LOS RESULTADOS	80
7.1 Análisis estadístico de las pruebas de flotación Zinc	80
7.2 Análisis estadístico de resultados de la etapa de optimización	81
7.2.1 Cálculo del f de la regresión	82
7.2.2 Cálculo del f de ajuste	83
7.3 Cálculo de máxima respuesta	84
CONCLUSIONES	85
BIBLIOGRAFIA	87
ANEXOS	88

LISTA DE TABLAS

TABLA N° 3.1: Métodos para un Análisis Granulométrico	25
TABLA N° 5.2: %Ac (-) del Alimento y Descarga del Molino 12.5'x16'	59
TABLA N° 5.3: %Ac (-) del Alimento y Descarga del Molino 12.5'x14'	60
TABLA N° 5.4: Parámetros Operativos Mol 12.5'x14'	63
TABLA N° 5.5: Parámetros Operativos Mol 12.5'x16'	63
TABLA N° 5.6: Distribución Granulométrica de las ZAFs	64
TABLA N° 5.7: Distribución Granulométrica de la ZAF N°1	65
TABLA N° 5.8: Distribución Granulométrica de la ZAF N°2	66
TABLA N° 5.9: Distribución Granulométrica de la ZAF N°3	67
TABLA N° 5.10: Distribución Granulométrica de la ZAF N°4	68
TABLA N° 6.11: Matriz Codificada	73
TABLA N° 6.12: Matriz Real	73
TABLA N° 6.13: Matriz Respuesta	75
TABLA N° 6.14: t-student de las variables	76
TABLA N° 6.15: Eliminación del t-student	76
TABLA N° 6.16: Rango de las Variables	77
TABLA N° 6.17: Matriz Codificada y Real	78
TABLA N° 6.18: Matriz Ampliada	79
TABLA N° 6.19: Regresión de la Recuperación de Zinc	79
TABLA N° 6.20: Coeficientes de la función respuesta	79
TABLA N° 6.21: Valores Calculados Según la Regresión	79
TABLA N° 7.22: $Y_{\text{OBSERVADO}}$ Vs Y_{PREDICHO}	82

LISTA DE FIGURAS

FIGURA N° 2.1: Ubicación de la Unidad Minera	15
FIGURA N° 2.2: Circuito de Chancado	17
FIGURA N° 2.3: Circuito de Molienda/Clasificación	18
FIGURA N° 2.4: Circuito de flotación Bulk y diferencial Plomo-Cobre	20
FIGURA N° 2.5: Circuito de flotación Zinc	22
FIGURA N° 2.6: Sección de Espesamiento y Filtrado	23
FIGURA N° 3.7: Separación de un lote de partículas en varias fracciones de tamaño	25
FIGURA N° 3.8: Procedimiento del tamizado	26
FIGURA N° 3.9: Representación gráfica del modelo G.G.S	28
FIGURA N° 3.10: Representación gráfica de la función R-R	31
FIGURA N° 3.11: Circuito abierto–molino de barras	33
FIGURA N° 3.12: Circuito cerrado–molino-clasificador	33
FIGURA N° 3.13: Circuito cerrado directo de molienda en barra-bolas	35
FIGURA N° 3.14: Circuito cerrado inverso de molienda en barra-bolas	35
FIGURA N° 3.15: Esquema de los flujos en un clasificador (hidrociclón)	37
FIGURA N° 3.16: Esquema de un circuito cerrado de molienda	37
FIGURA N° 3.17: Esquema de la flotación Bulk	39
FIGURA N° 3.18: Esquema de la flotación diferencial	40
FIGURA N° 3.19: Interpretación de signos de la función respuesta	49
FIGURA N° 4.20: Metodología Para el estudio de las variables de Flotación Zinc	54
FIGURA N° 5.21: Balance de masa Molienda/Clasificación	58
FIGURA N° 5.22: Perfil Granulométrico del Alimento y Producto del Molino 12.5´x16´	59
FIGURA N° 5.23: Perfil Granulométrico del Alimento y Producto del Molino 12.5´x14´	60
FIGURA N° 5.24: Curva de Distribución Granulométrica del Alimento, Oversize, Undersize de las ZAFs	64
FIGURA N° 5.25: Curva de Distribución Granulométrica del Alimento, Oversize,	

Undersize de la ZAF N°1	65
FIGURA N° 5.26: Curva de Distribución Granulométrica del Alimento, Oversize, Undersize de la ZAF N°2	66
FIGURA N° 5.27: Curva de Distribución Granulométrica del Alimento, Oversize, Undersize de la ZAF N°3	67
FIGURA N° 5.28: Curva de Distribución Granulométrica del Alimento, Oversize, Undersize de la ZAF N°4	68
FIGURA N° 5.29: Balance de masa y Agua de las ZAFs	69
FIGURA N° 6.30: Esquema de Selección de Variable	71
FIGURA N° 6.31: Esquema de Optimización de Variables	77
FIGURA N° 6.32: Esquema de Flotación Estándar	77

INTRODUCCION

La tendencia mundial en la industria de procesamiento de minerales, como en otras industrias, es optimizar todos los procesos involucrados debido a que los costos de producción cada día son más altos y con mayor razón cuando la ley de cabeza es baja debido a esto es necesario realizar una evaluación eficaz de los parámetros de mayor y menor influencia en el proceso y para lograr esto se recurre a modelos matemáticos conocidos. Con los parámetros conocidos del proceso se puede llegar a optimizar y así lograr un mayor rendimiento de la sección Molienda/Clasificación y de la sección flotación para lograr un estándar. En la Molienda/Clasificación se evaluaron los parámetros de operación como: F_{80} y P_{80} del alimento, descargas de los Molinos primarios, las densidades de pulpa, gravedad específica (G.e), el %Ac (-) en malla -200, nivel de bolas, W_i de Operación de los molinos así como datos técnicos de los motores eléctricos (Voltajes, HP, Amperaje nominal) para determinar la eficiencia de trabajo. En clasificación se calcula el tamaño de corte $d_{50}(\text{real})$, $d_{50c}(\text{corregido})$ y $d_{50c}(\text{calculado})$ para determinar cuan alejado del comportamiento ideal opera el Clasificador (Zarandas Vibratorias) y la eficiencia de separación; un parámetro muy importante es la carga circulante del circuito molienda/clasificación ya que sobre este parámetro recae una gran incertidumbre, se argumenta que una elevada carga circulante es considerada negativa, porque si el tonelaje de alimentación al molino es mayor que el volumen interno total disponible, el molino se ahogará o en caso de disminuirla, implicaría quitarle capacidad al molino para evacuar rápidamente el material fino del molino y evitar una sobre molienda. Las fracciones de mallas se corrigen debido a que durante el muestreo ocurren

generalmente errores humanos para contrarrestar este efecto se utiliza el análisis de malla por balance de masa para un circuito cerrado directo que nos permite también calcular fracciones de mallas calculadas. Se aplicó la técnica de Diseño de Experimentos en las pruebas batch realizadas para la etapa de flotación. Una de las herramientas más importantes en la optimización de variables lo constituyen los **diseños experimentales**, esta técnica permite realizar un análisis estadístico de las variables más influyentes en el proceso así como definir valores de variables para una mejor respuesta. Una de las grandes limitaciones en el desarrollo del presente informe fue conocer las diversas especies minerales presentes y se recurrió a solicitar se realice un estudio microscópico con luz reflejada.

CAPITULO I

CONTEXTO DE LA PROBLEMÁTICA

1.1. Objetivos del informe

1.1.1 Objetivos generales:

El objetivo fundamental es evaluar el uso de modelos matemáticos y optimizar los parámetros operativos en la sección molienda/Clasificación y la sección flotación (Circuito Zinc) a nivel de laboratorio.

1.1.2 Objetivos específicos:

- a.-Utilizar los modelos matemáticos para la obtención de resultados en el proceso de molienda/clasificación.
- b.-Mediante la utilización del Diseño de experimentos maximizar la recuperación del concentrado de Zinc.

1.2 Hipótesis

1.2.1 Hipótesis general:

- a.-Al evaluar los parámetros de operación, se optimiza los valores para incrementar el producto en malla-200 de la sección molienda/clasificación y de esta manera mejorar la recuperación de los valores metálicos.
- b.-Incremento de la recuperación del concentrado de Zinc en pruebas de laboratorio usando Diseño de Experimentos.

1.2.2 Hipótesis específica:

- a.-Estandarizar los parámetros de operación como el F_{80} y P_{80} , las densidad de pulpa, gravedad específica (G.E), %A(-) –malla 200, nivel de bolas, W_i operación, d_{50} y eficiencias utilizando modelos matemáticos.

b.-Optimizar las variables de operación para lograr una mejor recuperación de los valores metálicos.

c.-En laboratorio se utilizó el diseño experimental para optimizar las variables de operación en el circuito de Zinc (Rougher).

1.3 Justificación e importancia

1.3.1 Justificación:

El presente informe se justifica porque da las pautas necesarias para la evaluación del circuito molienda/clasificación, utilizando modelos matemáticos para la obtención de los resultados, además de la importancia del análisis granulométrico en la evaluación de diversos parámetros de operación. Las pruebas realizadas en el laboratorio se justifican debido a que se busca mejorar la recuperación del concentrado Zinc en base a un óptimo consumo de reactivos empleando el diseño experimental hexagonal.

1.3.2 Importancia:

Se pretende establecer los parámetros básicos en el control de variables de operación de la sección Molienda/Clasificación, a su vez mejorar el % de malla -200 en flotación.

En laboratorio se buscó optimizar la recuperación de Zinc mediante Diseño de Experimentos para el circuito de flotación Rougher.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 Secciones de la planta concentradora

2.1.1 Ubicación de la Planta Concentradora

La unidad Minera se ubica en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí a una altitud de 4383 m.s.n.m y la planta concentradora se ubica a una altitud de 4720 m.s.n.m



FIGURA 2.1: Ubicación de la Unidad Minera

El acceso a la unidad minera desde la ciudad de Lima se realiza de la siguiente manera:

*Vía terrestre

*Lima-San Mateo-Casapalca.

2.1.2 Circuito de Chancado

El circuito de chancado tiene una capacidad de 450 TMSH. La tolva de paso posee unas cadenas que retienen la carga, el mineral se va clasificando en el Grizzly Vibratorio, el cual consiste en una serie de barras paralelas con aberturas de ancho uniforme y inclinación de 30° a 45°, este clasificador está seccionado en 3 niveles con aberturas diferentes, el primer nivel tiene una abertura de 6", el segundo nivel tiene una abertura de 3" a 4" y el tercer nivel tiene 2 1/2" de abertura. El material grueso es descargado en la chancadora primaria de quijada (Nordberg C-110), luego la descarga de la chancadora primaria se juntan con los finos del Grizzly y esta mezcla es transportada por la faja N° A y N° B hacia la zaranda vibratoria N°1 de un piso, el producto grueso del piso es descargada sobre la Chancadora secundaria cónica(HP-400) luego el producto chancado se junta con los finos de la zaranda N°1 y esta mezcla es transportada por la faja N° C, esta descarga sobre la zaranda vibratoria N°2 de dos pisos, el grueso del piso superior es descargado a la chancadora terciaria cónica (HP-400), el grueso del segundo piso descarga a la faja N° 3 y estos dos productos se mezclan con el producto grueso proveniente de la zaranda N°4 (Horizontal) en la misma faja, la mezcla de estos tres productos descarga sobre la zaranda N°3 de dos pisos, los gruesos de los dos pisos descargan sobre la chancadora cuaternaria cónica (HP-400), el producto chancado es transportado por la faja N°4 y sobre esta misma faja descargan los finos de la zaranda N° 3, la mezcla descarga sobre la zaranda N°4, el grueso descarga sobre la faja N° 3 y el producto fino descarga sobre la faja N°3A, el fino de la zaranda N°3 descarga sobre faja N°5 en esta misma faja se mezcla con el producto de la faja N° 3A, la

mezcla descarga sobre la faja N°6 y esta descarga al Stock pile mediante caída libre.

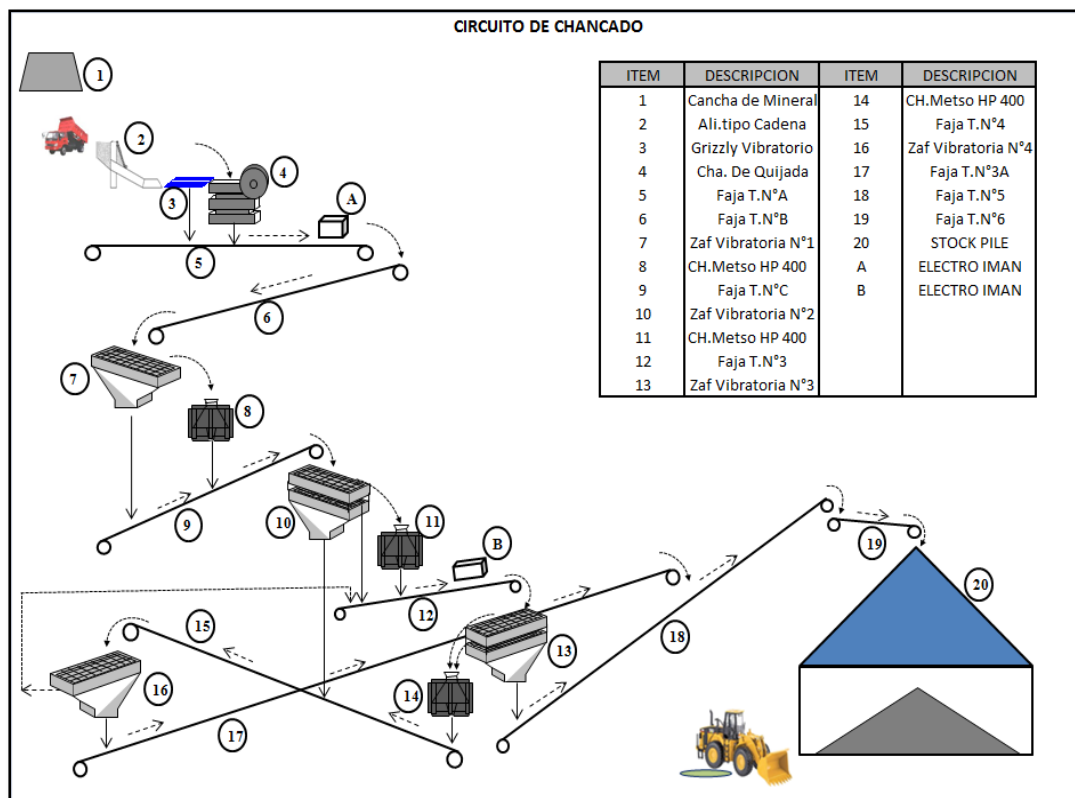


FIGURA 2.2: Circuito de chancado

2.1.3 Circuito de Molienda-Clasificación

La carga final de chancado es depositado en el stock pile la cual tiene una capacidad de almacenamiento de 10000 TM el tamaño de corte de este producto es de 70% -1/4". El Stock pile posee bajo tierra 3 alimentadores tipo oruga los cuales alimentan a la faja transportadora N°7 que alimentan a su vez a los molinos primarios: molino de bolas 12.5'x14' y molino de bolas 12.5'x16'; el F_{80} de alimentación fresca es (8064.37 μ m). El circuito de molienda/clasificación es un circuito directo-cerrado, la densidad de descarga de los molinos de bolas está en el rango de < 2000-2040 > g/ lt además ingresa metabisulfito de sodio y sulfato de Zinc para deprimir al Zinc y cianuro de sodio para deprimir al Hierro. Las descargas de los molinos pasan al cajón de la bomba 1AB. La bomba 1AB bombea

al cajón distribuidor de la zaranda de alta frecuencia, en las ZAFs se generan dos productos (gruesos y finos). Los finos (undersize) pasa a la etapa de flotación con una densidad de 1440 gr/l. los gruesos (oversize) regresa al circuito y se mezclan con la alimentación fresca (alimento a los molinos de bolas 12.5'x14' y 12.5'x16').

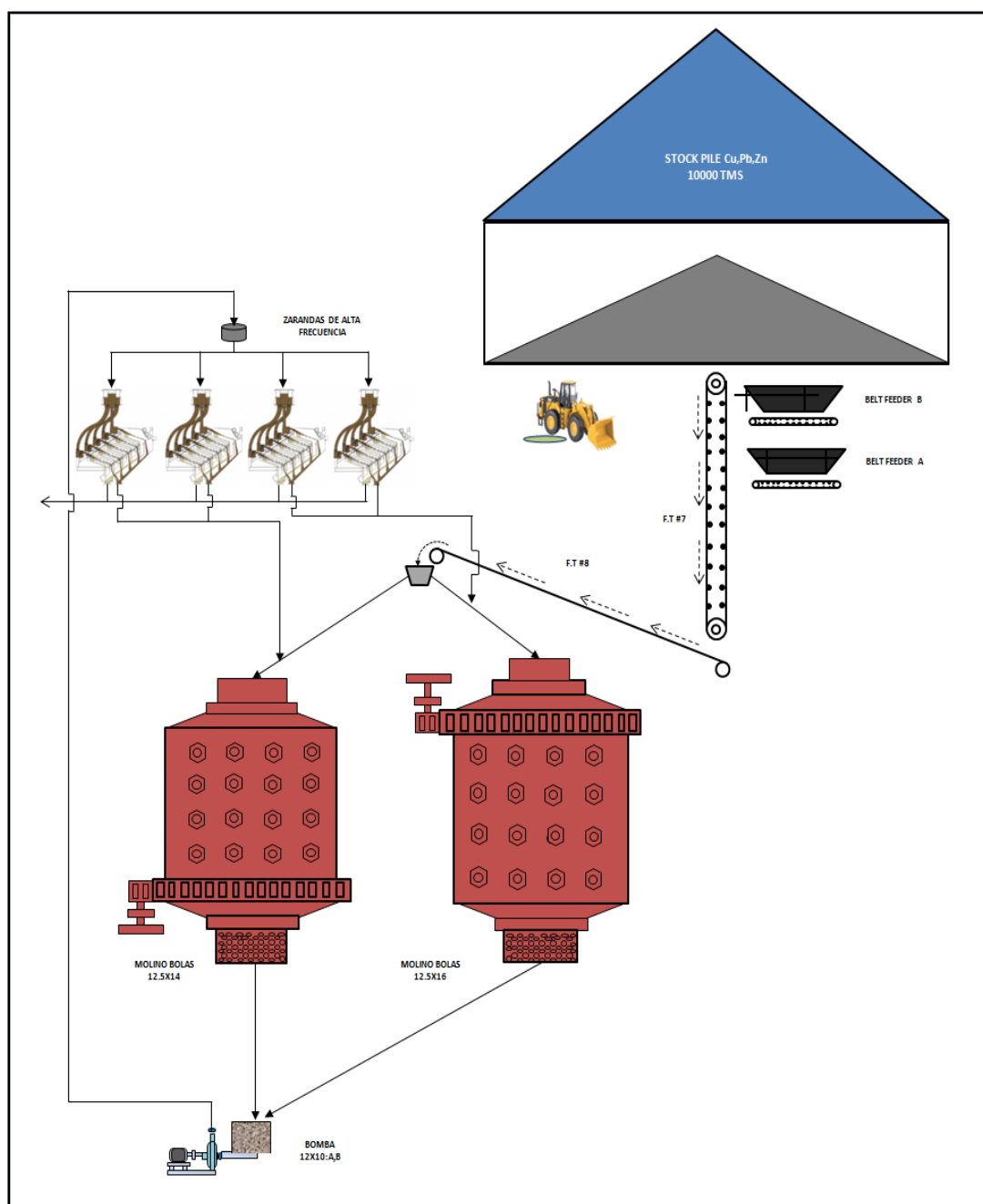


FIGURA 2.3: Circuito de Molienda/Clasificación

2.1.4 Circuito de flotación Bulk Plomo-Cobre

Los finos de la zaranda vibratoria (Undersize) pasan a la etapa de flotación, esta pulpa pasa a las celdas OK-50 (Rougher I), las espumas de esta pasan a un acondicionador 6'x6' y luego a otro acondicionador 8'x8', la cola de esta alimenta a la celda cleaner III Bulk (sub-A 50 ft³), las espumas de estas alimentan a las celdas cleaner IV Bulk (sub-A 50 ft³) y la cola se junta con la cola de la celda cleaner I Bulk DR-100(DR-100), las espumas de la celda Tk OK -50 N° 4 y N°5 alimentan a la celda Tk OK-50 N°3, la cola de la celda Rougher I pasa a la celda Rougher II. La espuma pasa a una remolienda-clasificación (Circuito Cerrado) previo acondicionamiento, el Overflow alimenta a la DR-100, las espumas de la DR-100 alimentan a la Sub-A 50 ft³ (Cleaner II Bulk), las espumas de estas celdas alimentan al acondicionador 8'x8' y la cola de cleaner II alimenta a la cleaner I. La cola de la celda Rougher II pasa a remolienda-clasificación (circuito cerrado) el Overflow alimenta a la celda Tk OK-50 N°3. Las espumas de la OK-50 N°3 pasan a una remolienda/clasificación, el overflow , alimenta a la OK-50 N°2 .la cola de la OK-50 N°3 alimenta a las celdas Tk OK-50 N° 4 y N°5 (Scavenger) las espumas de estas se mezclan con las colas de la DR-100 y cola de la Cleaner III. La cola de las Scavenger es la cabeza de Zinc, las espumas del acondicionador 8'x8' se mezclan con las espumas de la celda Cleaner IV y la cola de la celda 18 ft³ que pasan al circuito de flotación diferencial.

2.1.5 Circuito de flotación diferencial

La mezcla de las espumas del acondicionador 8'x8' y de la celda cleaner IV pasa a la celda OK-5 (Separación I), la espuma de la OK-5 alimenta a las celdas de Sub-A 18 ft³ (Separación II y III), las espumas de las celdas de 18 ft³ vienen a ser concentrado de Plomo y la cola de la OK-5 es el concentrado de Cobre. La separación se realiza con cianuro de sodio, esto es debido a que la ley de cobre es mayor a la ley de plomo, ley de Cu (22%) y Plomo (63%).

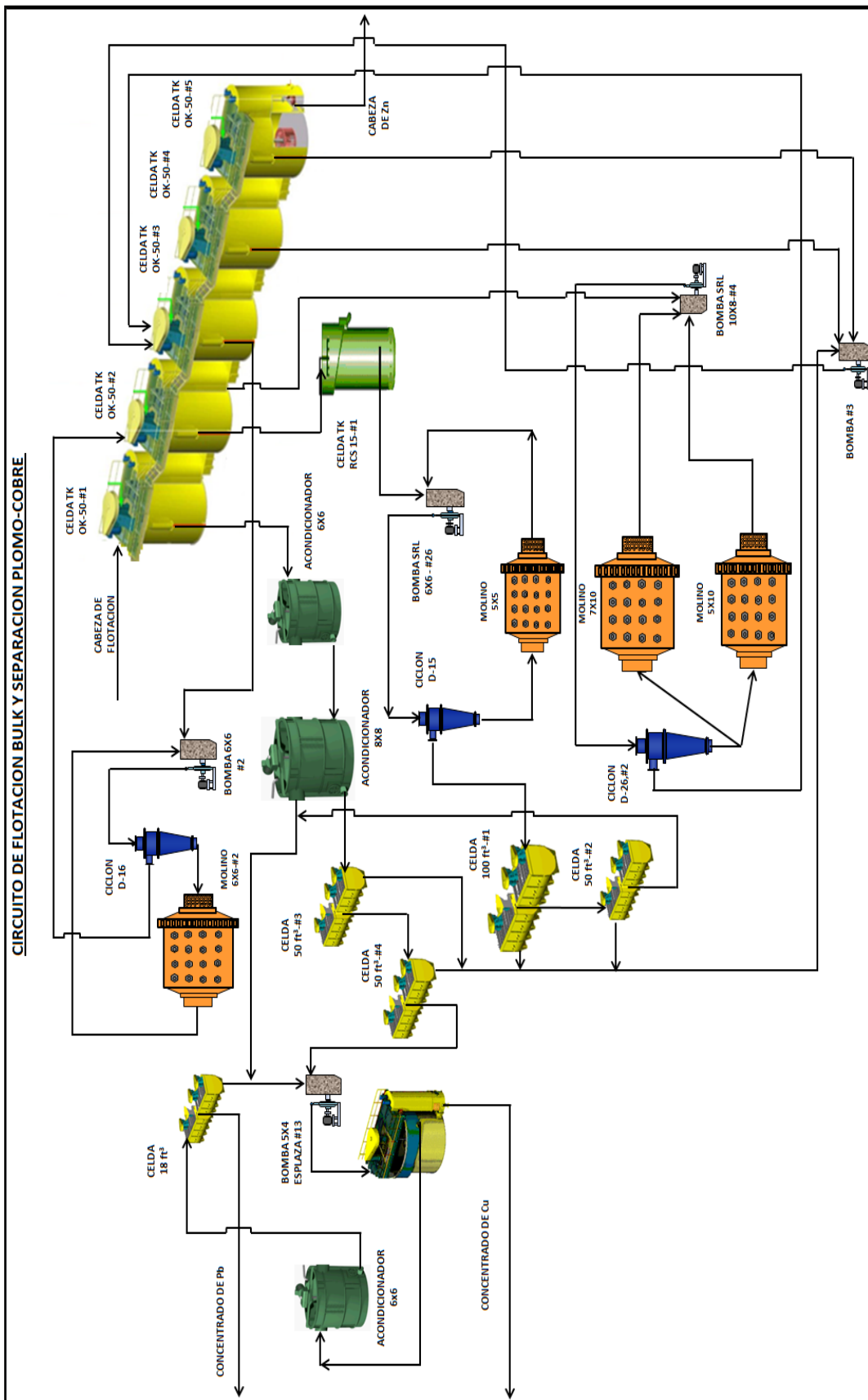


FIGURA 2.4: Circuito de flotación Bulk y diferencial Plomo-Cobre

2.1.6 Circuito de flotación Zinc

La cola del circuito Bulk es la cabeza de Zinc esta es bombeada a un cajón distribuidor que distribuye la carga en dos líneas paralelas, hacia las celdas tanque Rougher I (OK 50-1A y OK 50-1B); la cola pasa a unas celdas tanque Rougher II (OK 30-1A Y OK 30-1B), las espumas de la Rougher I a la celda tanque cleaner (RCS 15 #3). La RCS 15 #3; sus espumas al espesador de Zn y la cola regresa al cajón distribuidor. Las espumas de la rougher II pasan a una remolienda-clasificación (Molino 6'x6'#3) en circuito cerrado, los finos de la clasificación pasan a la celda cleaner I (100 ft³), las espumas de esta celda pasan a un cleaner II (50 ft³) y su cola pasa a la celda RCS 15 # 2, las espumas de la cleaner II (50 ft³) pasan como concentrado de Zinc, la cola de la cleaner II (50 ft³) regresan al circuito cerrado molienda/clasificación, (Molino 6'x6' #3) la celda RCS 15#2; su espuma regresa al circuito cerrado de molienda/clasificación (Molino 6'x6' #3 y D15) y su cola a otro circuito cerrado de molienda/clasificación (Molino 6'x6' #1 y D15), los finos de esta clasificación alimentan a las Rougher II. La cola de la Rougher II alimenta a la celda tanque Scavenger I (OK-30-3A y OK-30-3B), las espumas de estas celdas tanque se clasifican en el circuito cerrado molienda/clasificación (Molino 6'x6' #1), la cola alimenta a la Scavenger II (OK-30-4A y OK-30-4B), la espuma de estas celdas alimentan a la Scavenger I y la cola alimenta a la Scavenger III (DR-300 A y B), la espuma de estas celdas alimentan a las celdas tanque Scavenger I (OK-30-3A y OK-30-3B) y la cola del Scavenger III (DR-300 A y B) es el relave final.(Figura 2.5)

2.1.7 Sección espesamiento y filtrado

Cuenta con tres espesadores para cada producto: Espesador de concentrado de Cobre (D= 12 m), espesador de Plomo (25'x10') y espesador de Zn (D= 15m). El filtrado de los concentrados para Plomo y Zinc se realiza en el filtro Esperry de 39 placas y el filtrado de Zinc se realiza en el filtro Cidelco de 41 placas.(Figura 2.6)

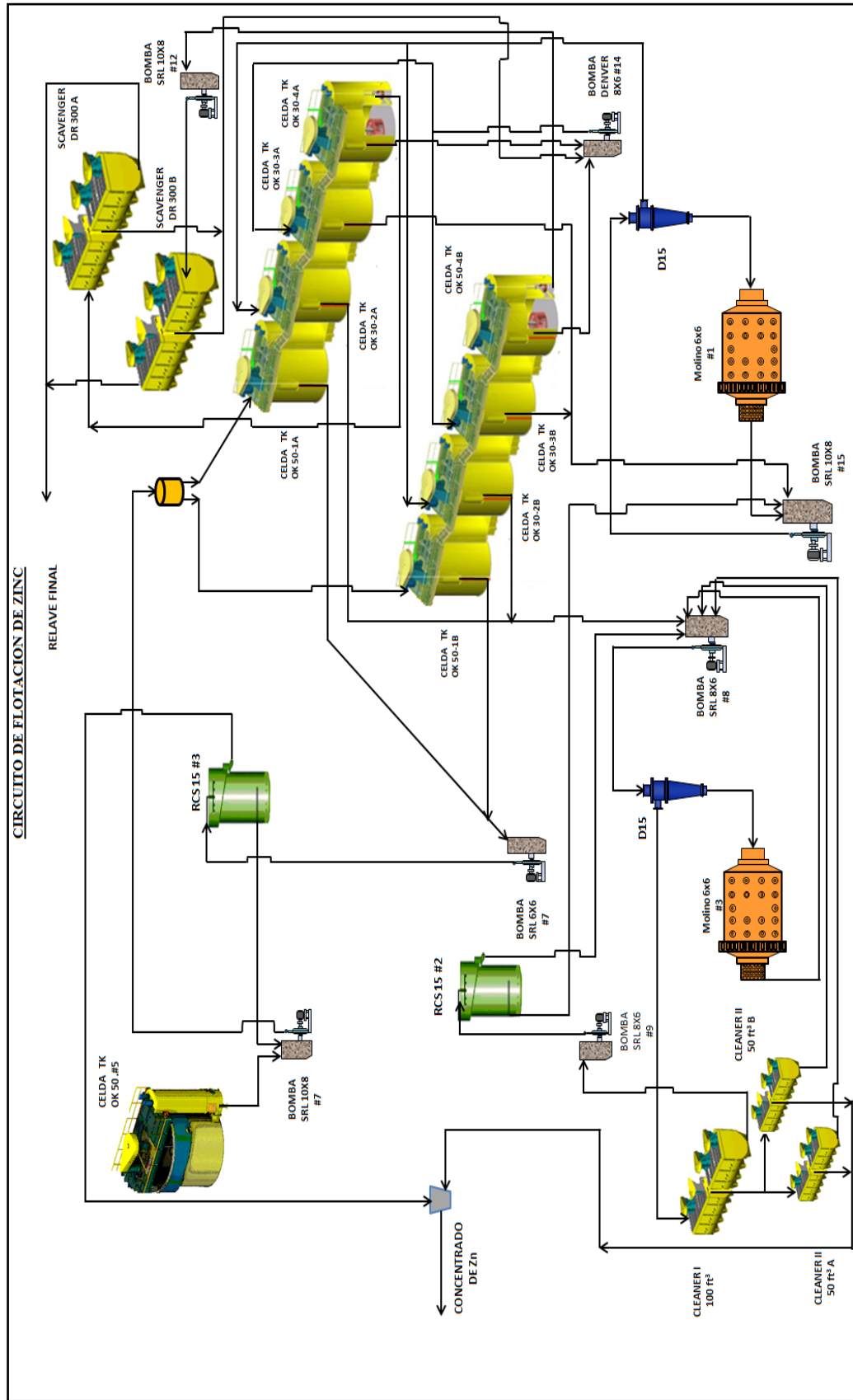


FIGURA 2.5: Circuito de flotación Zinc

CAPITULO III

MARCO TEORICO

3.1 Análisis granulométrico

3.1.1 Distribución granulométrica

Las operaciones de concentración de minerales, dependen en alto grado del tamaño o distribución de tamaños de las partículas que intervienen en estas operaciones, esto es igualmente válido para los procesos de hidro y pirometalurgia. Las operaciones quedan condicionadas por un rango de tamaño, por ejemplo la separación magnética de alta intensidad en seco , no podrá ser aplicada con eficiencia en partículas menores a 74 μm (0.074 mm), en otro ejemplo si se trata de clasificar partículas menores a 150 micrones (0.015 mm), será más adecuado el uso de hidrociclones que tamices o cedazos vibratorios de ambos ejemplo se aprecia que el tamaño de partículas condiciona la eficiencia de la operación o la selección de un equipo adecuado para esta operación .

La forma más usual de determinar los tamaños de un conjunto de partículas es mediante el análisis granulométrico por una serie de tamices por este procedimiento el tamaño de tamaño de partículas se asocia al número de aberturas que tiene el tamiz por pulgada lineal

En el análisis granulométrico se trata de cubrir una variedad muy amplia de tamaño de partículas, teniendo en cuenta que esta variedad sea una de las de mayor importancia industrial, sobre todo cuando se trata de la liberación de los minerales valiosos para ser separados o concentrados, tal como se muestra en la Figura 3.7

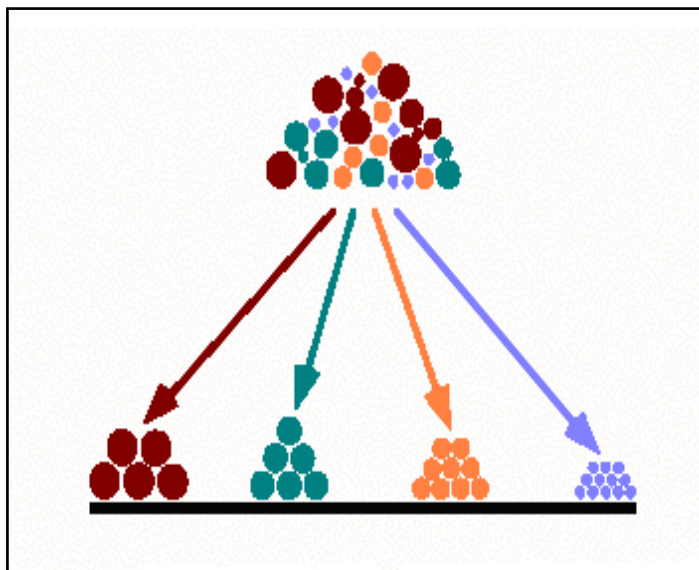


FIGURA 3.7: Separación de un lote de partículas en varias fracciones de tamaño [4]

En concordancia de lo antes mencionado, los métodos utilizados para realizar el análisis granulométrico se seleccionan con esa finalidad. Uno de estos métodos se da a continuación:

TABLA 3.1: Métodos para un Análisis Granulométrico

Método	Escala utilizada en micrones
Prueba de tamizado	100 000 a 10
Elutriación	40 a 5
Microscopía (óptica)	50 a 0,25
Sedimentación (gravedad)	40 a 1
Sedimentación (centrífuga)	5 a 0,05
Microscopía electrónica	1 a 0,005

Por tanto, los fines particulares del análisis granulométrico de los minerales son:

- Determinación de la gama de tamaño de partículas.
- Separación de las partículas de acuerdo con su tamaño.

Operacionalmente, un análisis granulométrico completo, consiste en hacer pasar un peso determinado de mineral representativo de la muestra original, por una serie de tamices o mallas ordenadas de arriba hacia abajo, es decir, de la malla de mayor abertura a la de menor abertura, tal como se muestra en la Figura 3.8.

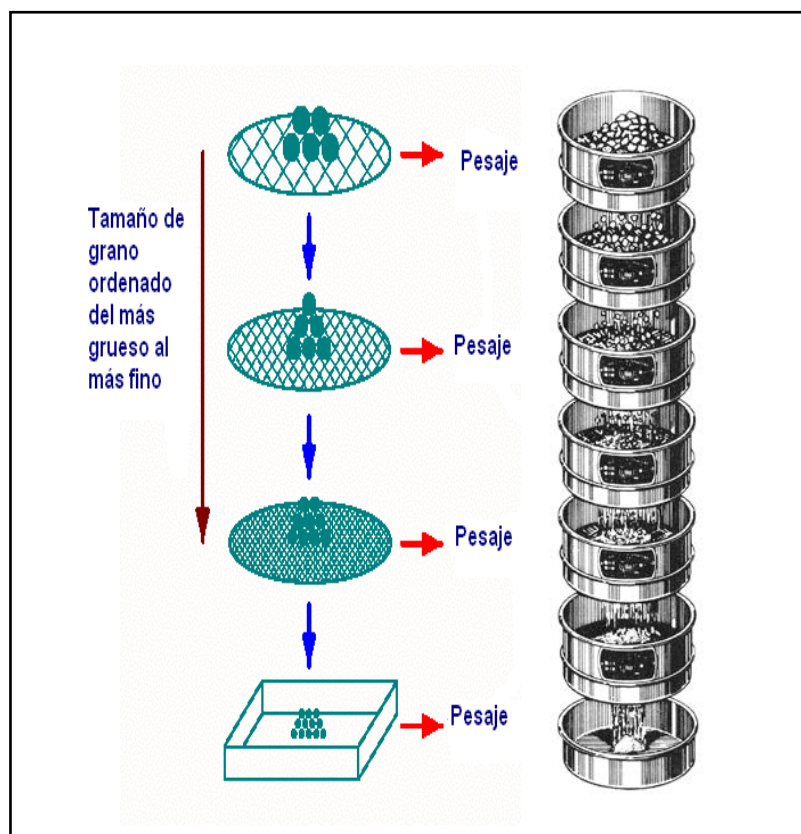


FIGURA 3.8: Procedimiento del tamizado [4]

Terminada la operación después de un tiempo predeterminado, se pesa el mineral que se retiene en cada malla, el cual nos servirá para determinar el porcentaje en peso de cada fracción de tamaño.

3.1.2 Representación matemática del análisis granulométrico

Los resultados de un análisis granulométrico pueden ser generalizados y correlacionados por expresiones matemáticas denominadas “funciones de distribución de tamaños” que relacionan el tamaño de partícula (abertura de malla), con un porcentaje en peso, que generalmente es el acumulado retenido o el pasante.

Las funciones de distribución de tamaño más utilizadas en procesamiento de minerales son dos:

- 1.- Función de distribución de Gates-Gaudin-Schuhmann (G-G-S).
- 2.- Función de distribución de Rosin -Rammler (R-R).

1.- Función de distribución de Gates-Gaudin-Schumann (G-G-S)

Esta función se obtiene de comparar o relacionar los valores del porcentaje acumulado pasante $F(x)$ con el tamaño de partícula o abertura de malla de la serie utilizada. El modelo matemático propuesto es:

$$F_{(x)} = 100 \left[\frac{x}{x_o} \right]^a$$

Donde:

$F(x)$ = % en peso acumulado pasante por cada malla

x = Tamaño de partícula en micrones

x_o = Módulo de tamaño el cual indica el tamaño teórico máximo de partículas en la muestra

a = Módulo de distribución

Una forma habitual de representar la distribución granulométrica G.G.S es un gráfico log-log, tal como se muestra en la Figura 3.9, donde en las ordenadas se plotea el $\log F(x)$ y en las abscisas se plotea el $\log(x)$, y como podemos ver, es una línea recta, la cual se origina debido a que:

$$F_{(x)} = \left[\frac{100}{x_o^a} \right] x^a$$

es transformada en el papel logarítmico en:

$$\log F_{(x)} = \log \left[\frac{100}{x_o^a} \right] + a \log x$$

Donde si hacemos un cambio de variable, tendremos:

$$Y = \log F(x)$$

$$X = \log x$$

$$A = \log \left[\frac{100}{x_o^a} \right] \rightarrow \text{Constante}$$

De donde se obtiene el valor de x_o mediante la siguiente expresión:

$$A = \log 100 - a \log x_o$$

$$x_o = 10^{\left(\frac{2-A}{a} \right)}$$

$$B = a \rightarrow \text{pendiente de la recta}$$

Luego:

$$Y = A + BX$$

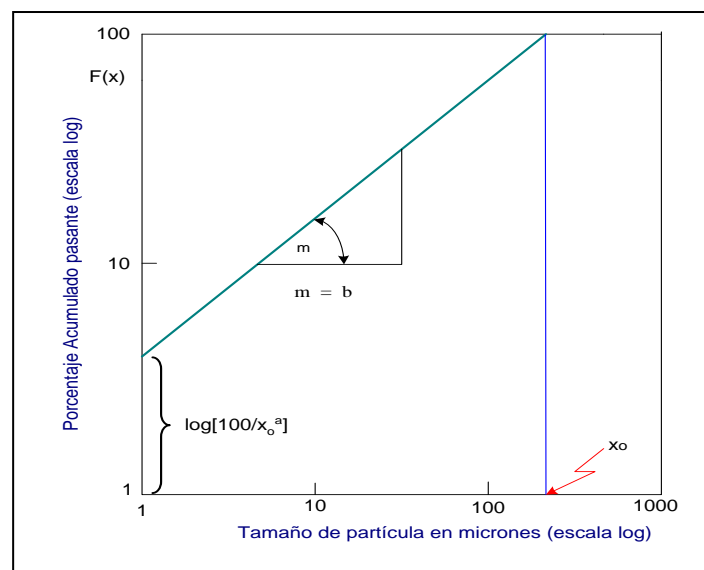


FIGURA 3.9: Representación gráfica del modelo G.G.S.^[4]

Cuando se examina la curva, se notará que cuánto más grande sea el valor de “a”, más uniforme será el producto y más pequeño será la dispersión del material en los tamaños muy finos y muy gruesos.

Esta representación sobre una escala log-log agranda considerablemente la región abajo del 50 % en la curva acumulativa de finos, especialmente abajo de 25 %.

Sin embargo ésta se contrae severamente arriba de la región de 50 % a 75 %, lo cual constituye la mayor desventaja de este método.

2.- Función de distribución de Rosin-Rammler (R-R)

Al efectuar un análisis granulométrico de algún producto de reducción de tamaño de partícula mineral, se obtiene un conjunto de datos experimentales de tamaño de partícula o abertura de malla y su respectivo porcentaje acumulado fino o pasante, los cuales se ajustarán a una distribución de Rosin-Rammler, cumplen la siguiente expresión:

$$F_{(x)} = 100 \left\{ 1 - \exp \left[- \left[\frac{x}{x_r} \right]^m \right] \right\}$$

Donde:

$F(x)$ = Porcentaje acumulado pasante

x_r = Es el módulo de tamaño

m = Es el módulo de distribución

Esta ecuación se puede escribir también como:

$$F_{(x)} = 100 - 100 \exp \left[- \left(\frac{x}{x_r} \right)^m \right]$$

$$100 - F_{(x)} = 100 \exp \left[- \left(\frac{x}{x_r} \right)^m \right]$$

$$G_{(x)} = 100 \exp \left[- \left(\frac{x}{x_r} \right)^m \right]$$

$$\frac{100}{G_{(x)}} = \exp \left[\frac{x}{x_r} \right]^m$$

Aplicando logaritmo natural a ambos lados tenemos:

$$\ln \left[\frac{100}{G_{(x)}} \right] = \left[\frac{x}{x_r} \right]^m$$

Luego, aplicando logaritmo decimal a ambos lados, se obtiene:

$$\log \ln \left[\frac{100}{G_{(x)}} \right] = m \log x - m \log x_r$$

si se gráfica el $\log \ln[100/G(x)]$ vs $\log x$ se obtendrá una línea recta de la forma: $Y = A + BX$ si hacemos:

$$Y = \log \ln[100/G(x)]$$

$$A = -m \log x_r$$

De donde se obtiene el valor de x_r .

$$x_r = 10^{\left(\frac{A}{-m}\right)}$$

$$B = m$$

$$X = \log x$$

Luego:

$$Y = A + BX$$

Que es la ecuación de una línea recta.

Como el método es tedioso para graficar, existe un papel especial para hacer el gráfico de este modelo, llamado papel de Rosin - Rammler, en el cual se plotea directamente x y $G(x)$.

En comparación con el método log-log de G.G.S, la gráfica de R-R agranda las regiones abajo del 25 % y arriba del 75 % del acumulativo de finos y se contrae en la región de 30 a 60 %.

Sin embargo, se ha demostrado que esta contracción es insuficiente para causar efectos adversos.

En la Figura 3.10 se aprecia que para $x = x_r$

$$F(x) = 100 [1 - \exp(-1)] = 63,21$$

$$G(x) = 100 \exp(-1) = 36,79$$

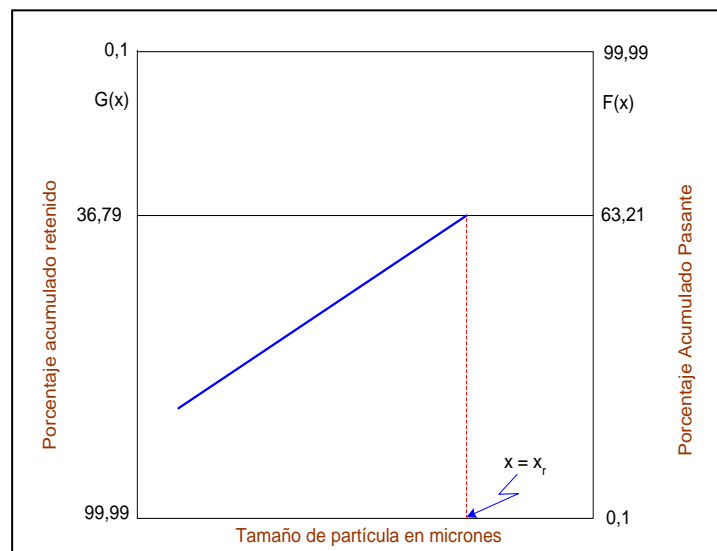


FIGURA 3.10: Representación gráfica de la función R-R.^[4]

3.1.3 Aplicación de las funciones

Se tienen las siguientes aplicaciones:

- 1.-En la determinación de las eficiencias comparativas de unidades de chancado y molienda.
- 2.-Las áreas superficiales de las partículas se determinan mediante el análisis de malla.
- 3.-La estimación de la potencia requerida para chancar y/o moler una mena desde un tamaño de alimentación hasta un tamaño de producto determinado.

4.-El cálculo de la eficiencia de clasificación por tamaños de un clasificador o hidrociclón se estima con acertada precisión.

5.-El cálculo de la eficiencia de molienda por mallas.

6.-El cálculo del d_{50} para el transporte de pulpas.

3.2 Evaluación del circuito Molienda/Clasificación

3.2.1 Circuitos de Molienda

La molienda en húmedo generalmente se usa en las operaciones de procesamiento de minerales, debido a las siguientes ventajas:

- ❖ Consumo más bajo de energía por tonelada de producto.
- ❖ Mayor capacidad por unidad de volumen del molino.
- ❖ Se utiliza la clasificación para el estrecho control del producto.
- ❖ Elimina el problema de polvo.
- ❖ Transporte de pulpa mediante bombas, tubos y canales.
- ❖ Permite un más íntimo contacto con los reactivos de flotación

Para el caso del método de concentración de espumas.

En consecuencia, el tipo de molino para una molienda en particular y el circuito en el cual se usará deben considerarse simultáneamente. Ello con lleva a que los circuitos se dividan en dos amplias clasificaciones, a saber:

- Circuito abierto. Ver Figura 3.11
- Circuito cerrado. Ver Figura 3.12

En el circuito abierto de molienda, el mineral pasa a través de los molinos sin una etapa de clasificación. Se utiliza generalmente un molino de barras, cuya descarga constituye el alimento al circuito de molienda secundaria. A este circuito se le conoce también como molienda primaria.

Si el circuito de molienda es abierto, el alimento está constituido por el mineral extraído de la tolva de finos. El producto del molino de barras (molienda primaria) constituye el alimento al circuito de molienda secundaria.

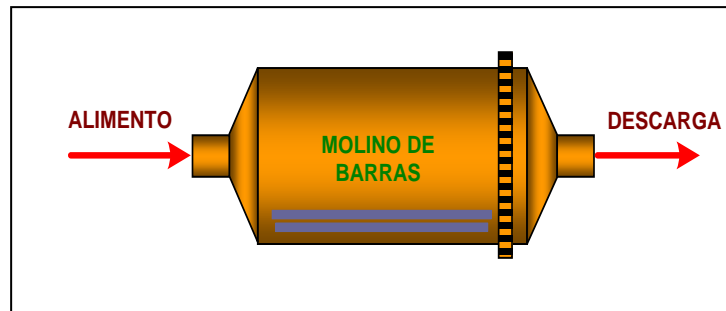


FIGURA 3.11: Circuito abierto – molino de barras ^[4]

En un circuito cerrado de molienda, el molino trabaja con un clasificador cuyo producto grueso retorna nuevamente al molino y el fino constituye el producto final de molienda. A este circuito se le conoce también como circuito de molienda secundaria, o cuando está dentro del circuito de concentración, se le denomina como circuito de remolienda, con la diferencia que es indirecto.

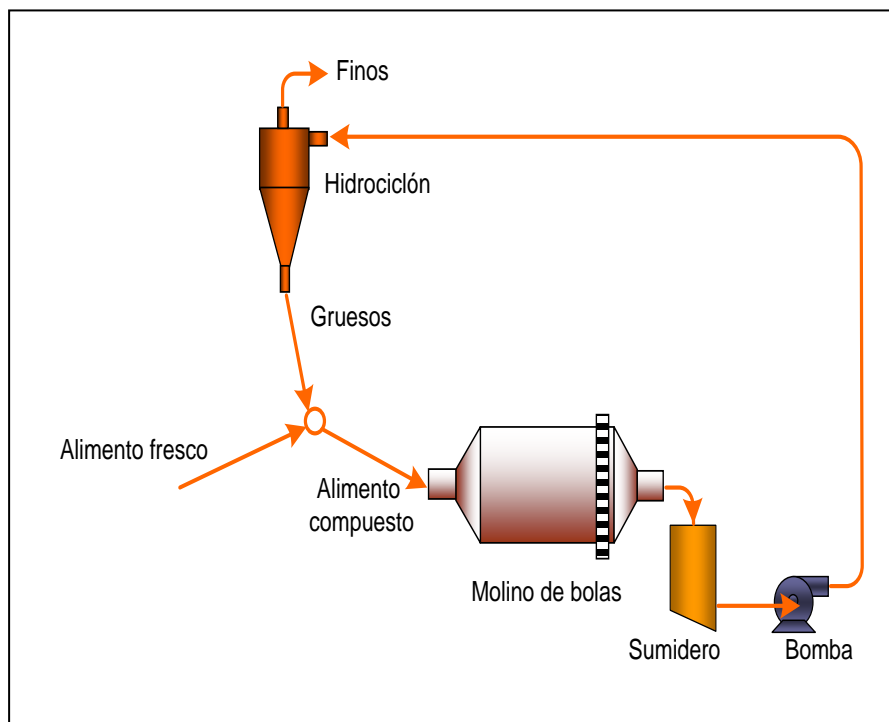


FIGURA 3.12: Circuito cerrado – Molino-Clasificador ^[4]

Las ventajas de un circuito de molienda en circuito cerrado son por lo menos dos las más importantes, a saber:

1.-Disminuye la sobremolienda y mejora el control del tamaño de partícula en el producto.

2.-Aumento de capacidad del molino, debido a que las partículas finas son retiradas por el clasificador tan luego han alcanzado el tamaño de la malla de control, hace que la energía que se consumiría en sobremolienda quede disponible para moler mayor cantidad de mineral fresco. Claro está, esto en la práctica sólo se alcanza en algún porcentaje, puesto que no hay un clasificador que haga un corte perfecto en el tamaño de malla de control de la molienda.

En consecuencia también tenemos dos tipos de circuitos cerrados de molienda, a saber:

- Circuito cerrado directo de molienda barra-bolas.
- Circuito cerrado inverso de molienda barra-bolas.

Los incrementos de capacidad se afrontaron empleando molinos de gran tamaño, con varias líneas formadas con circuitos de molinos Barra-Bolas, en circuito directo, es decir con la descarga del molino de barras entrando directamente al molino de bolas, donde al unirse la carga circulante, aumenta el flujo a través del molino, en consecuencia, el tiempo de residencia de las partículas en el molino disminuye. Figura 3.13

El circuito inverso, en el cual la descarga del molino de barras es conducida junto con la descarga del molino de bolas al clasificador, y la fracción gruesa del clasificador es en este caso la alimentación al molino de bolas, obteniéndose así un circuito cerrado. Este tipo de circuito permite disminuir considerablemente la carga de alimentación al molino de bolas, con la consiguiente reducción del efecto de sobre-molienda, lo que implica una posibilidad de aumento de capacidad o de reducción del tamaño del producto molido, Figura 3.14

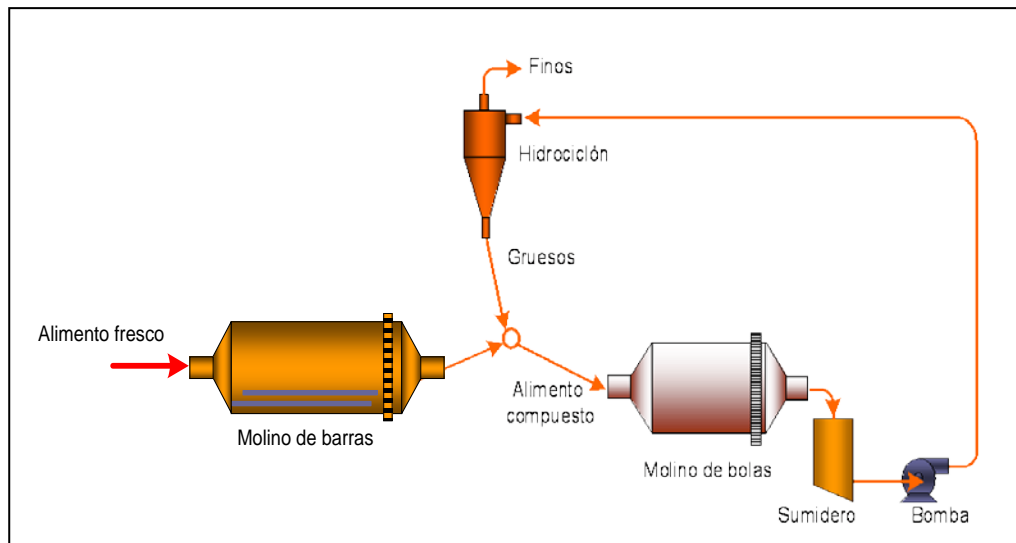


FIGURA 3.13: Circuito cerrado directo de molienda en barra-bolas [4]

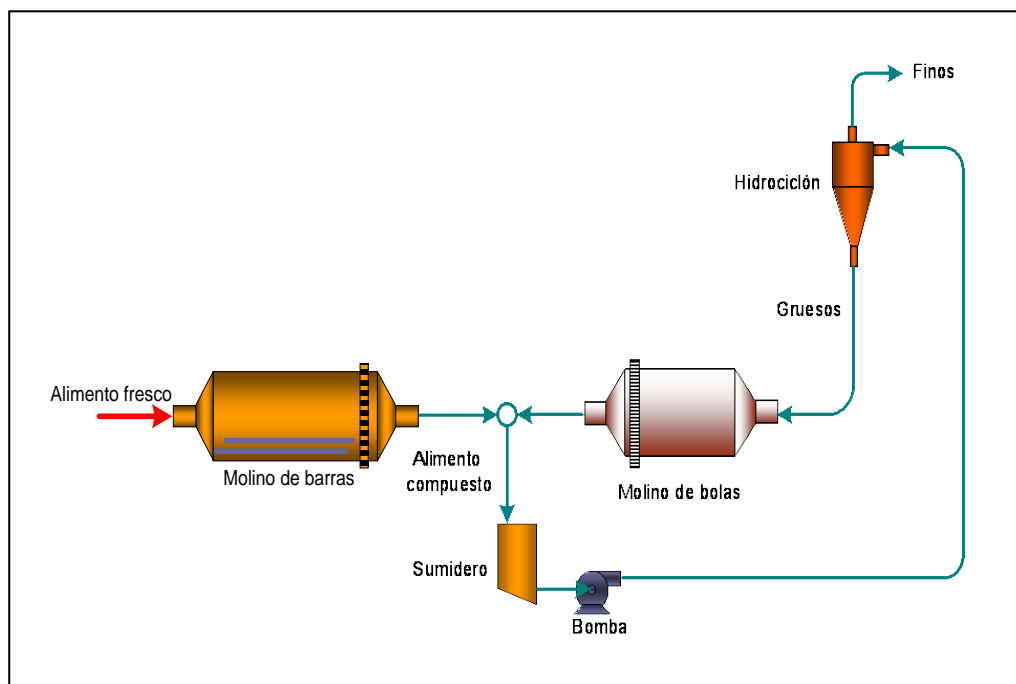


FIGURA 3.14: Circuito cerrado inverso de molienda en barra-bolas [4]

3.2.2 Variables de la Molienda de minerales

Hay muchas variables que deben considerarse cuando se efectúa un estudio de molienda; entre las más importantes podemos citar las siguientes:

- *Medios de molienda
- *Tamaño y distribución de tamaños
- *Peso de la carga de bolas
- *Tamaño del molino
- *Velocidad del molino
- *Consumo de barras, bolas, forros y energía
- *Dilución de la mezcla (agua/mineral)
- *Alimento a los circuitos de molienda
- *Tipo de circuito
- *Carga circulante (circuito cerrado)
- *Otros

Si el circuito en operación es cerrado, el alimento está formado de dos componentes: Un alimento fresco que es extraído de la tolva de finos y el otro que es la arena o gruesos que retorna de la clasificación. Estos dos productos más el agua ingresan al molino por el muñón de alimento formando una mezcla o pulpa de 1600 a 1800 g/l de peso de un litro de pulpa.

La descarga del molino aún no tiene las condiciones a propiedades de liberación, por lo que debe ser sometida a clasificación hidráulica en clasificadores centrífugos o mecánicos, los cuales dan dos productos: uno fino o rebose que se envía al proceso de concentración y otro grueso que retorna al molino a concluir su grado de reducción que se le conoce como **“carga circulante”**

Carga circulante

Controlar la carga circulante es vital en una operación de molienda-clasificación, porque está ligada directamente al consumo de energía, al mineral valioso ya liberado, etc. Sin embargo a pesar de estas consideraciones aún no hay un sistema adecuado para tomarlas adecuadamente.

En la práctica se considera que el trabajo que realiza un clasificador es un reparto de carga de mena que descarga al molino. Este término identificado por θ se define como el peso de sólido seco que es evacuado como arena T_G en relación al peso de sólido seco en la alimentación T_A al hidrociclón como se muestra en la Figura 3.15. Esto es:

$$\theta = \frac{T_G}{T_A} = \frac{\text{Tonelaje Gruesos}}{\text{Tonelaje Alimento}}$$

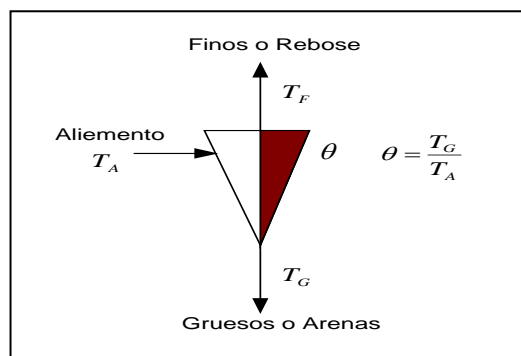


FIGURA 3.15: Esquema de los flujos en un clasificador (hidrociclón)

Ahora, acoplándolo a un molino de bolas para cerrar el circuito se obtiene el esquema de la Figura 3.16

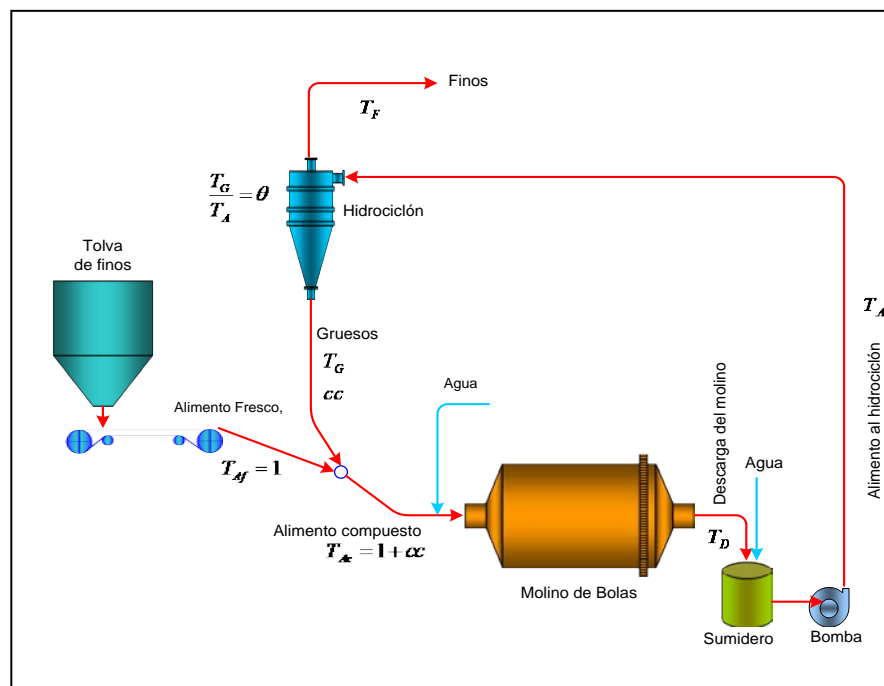


FIGURA 3.16: Esquema de un circuito cerrado de molienda [4]

Eficiencia de molienda

En un circuito cerrado de molienda en una sola etapa o en molienda secundaria con una configuración en circuito directo, es necesario calcular la distribución granulométrica del alimento compuesto $A_c = G(x)_{A_c}$. Esta distribución granulométrica se determina a partir de las distribuciones granulométricas de la alimentación fresca $G(x)_{A_f}$ y de las arenas o gruesos $G(x)_G$, ya sean en porcentajes individuales o acumulados retenidos en cada tamiz, de la serie empleada.

3.3 Flotación industrial

Definición tradicional de flotación dice que es una técnica de concentración de minerales en húmedo, en la que se aprovechan las propiedades físico-químicas superficiales de las partículas para efectuar la selección. En otras palabras, se trata de un proceso 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. Según la definición, la flotación contempla la presencia de tres fases: sólida, líquida y gaseosa. La fase sólida está representada por las materias a separar, la fase líquida es el agua y la fase gas es el aire. Los sólidos finos y liberados y el agua, antes de la aplicación del proceso, se preparan en forma de pulpa con porcentaje de sólidos variables pero normalmente no superior a 40% de sólidos. Una vez ingresada la pulpa al proceso, se inyecta el aire para poder formar las burbujas, que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas. Para lograr una buena concentración se requiere que las especies que constituyen la mena estén separadas o liberadas. Esto se logra en las etapas previas de chancado y molienda. Para la mayoría de los minerales, se logra un adecuado grado de liberación moliendo a tamaños cercanos a los 100 micrones (0,1 mm). Al aumentar el tamaño de la partícula, crecen las posibilidades de mala adherencia a la burbuja; en tanto que las partículas muy finas no tienen el suficiente impulso para producir un encuentro efectivo partícula burbuja.

3.3.1 Mineral polimetálico

Se denomina así a todo mineral que contiene dos o más especies mineralógicas y de cuyo tratamiento se obtienen un concentrado bulk o concentrados de diferente contenido metálico. Pertenecen a este grupo los minerales sulfurados de Plomo-Plata-Zinc-Fierro, los minerales sulfurados de Cobre-Plata-Plomo-Zinc-Fierro, etc.

3.3.2 Flotación Bulk

Se define así a la flotación simultánea de dos o más especies mineralógicas principales, los cuales son recuperados en un concentrado colectivo comúnmente llamado concentrado Bulk. Esto sucede en el tratamiento de los minerales Polimetálicos de Cobre-Plomo-Plata-Oro y Zinc donde inicialmente se flotan la Galena y la Calcopirita en un concentrado Bulk (Cobre-Plomo) que contiene también a los valores de Oro y Plata.

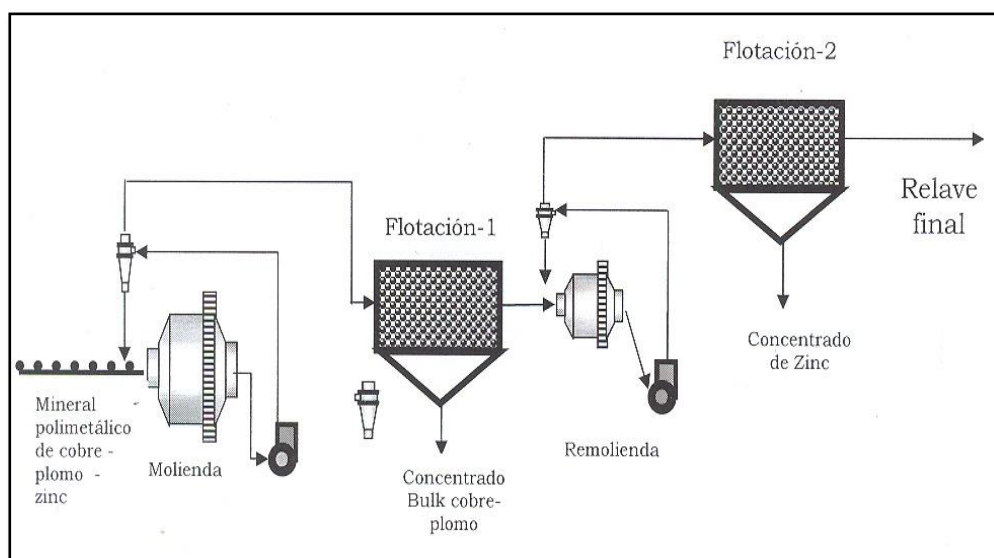


FIGURA 3.17: Esquema de la flotación Bulk

3.3.3 Flotación Diferencial

El termino diferencial se aplica a la flotación de una o más especies mineralógicas de sulfuros dejando simultáneamente en las colas o relaves a especies mineralógicas de otro tipo deprimidas con reactivos adecuados. Como ejemplo de este tipo de flotación podemos indicar el siguiente sistema:

- Separación de sulfuros de Cobre - Plomo
- Separación de sulfuros Cobre - Molibdeno
- Flotación de sulfuros de Plomo - Zinc

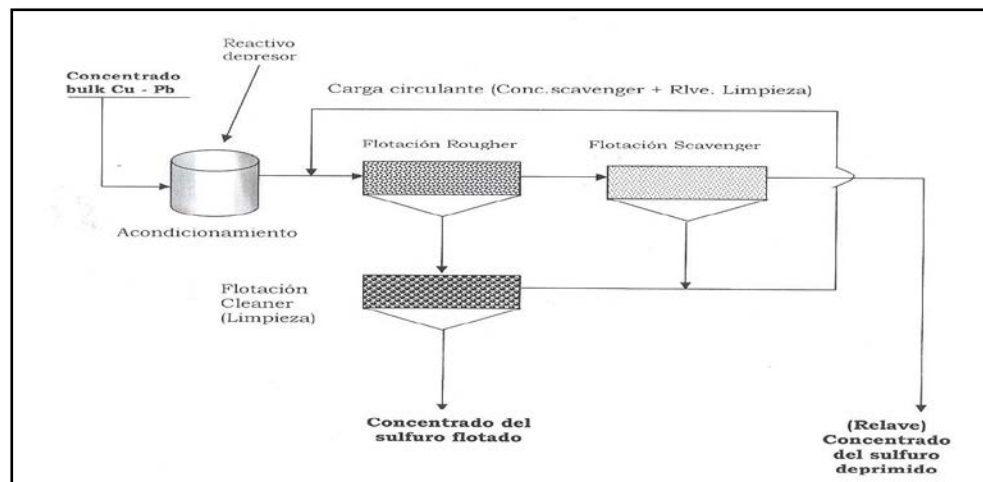


FIGURA 3.18: Esquema de la flotación diferencial

3.3.4 Función objetivo

3.3.4.1 Definición de una función objetivo y selección del criterio de optimización

La relación del criterio de optimización a las variables independientes consideradas en el estudio se denomina FUNCION OBJETIVO, el principal objetivo de un proceso de optimización será maximizar o minimizar una función objetivo; el cual está definida por:

$$F(\text{Max}) = \phi(x, y, z, m)$$

Donde:

F: Criterio de Optimización

x, y, z, m : Variables independientes

la selección del criterio de optimización en flotación de minerales sulfurados podrían ser :

- Recuperaciones Metálicas.
- Grado de concentración.
- Eficiencia de Separación.

- Eficiencia Económica.
- Eficiencia de Concentración.

Si bien, en una prueba experimental podemos definir o calcular todas estas alternativas, sin embargo desde el punto de vista de optimización es recomendable definir un único CRITERIO DE OPTIMIZACION.

3.3.4.2 Superficie de respuesta, cerca y lejos del óptimo

Superficie respuesta se define como la representación geométrica de la función objetivo o más propiamente de los modelos matemáticos obtenidos, debe de distinguirse una superficie respuesta predicha de una superficie real.

Una superficie respuesta predicha, es la representación geométrica del modelo matemático obtenido.

Debe tenerse en cuenta que un modelo nunca representa completamente un proceso, debido principalmente a las tres consideraciones siguientes:

- 1.-A la omisión o no de un cierto número de variables.
- 2.-Conocimiento inexacto de las variables del proceso.
- 3.-A la necesaria simplificación del modelo debido a las complejidades matemáticas.

Así, un modelo perfecto es una idéntica réplica del proceso bajo estudio, la representación geométrica de este modelo vendría a ser la superficie respuesta ideal.

Si bien, la superficie respuesta real es algo ideal, solo podemos aproximarnos a ella con los modelos matemáticos comúnmente utilizados (superficie respuesta predicha).

3.3.5 Diseño experimental

3.3.5.1 Fundamento de los Diseños de experimentos

Como se mencionó anteriormente, en muchos procesos metalúrgicos, especialmente donde el proceso es complejo o de

naturaleza no muy bien determinada, el proceso se considera como un caja negra donde la relación empírica (modelo empírico) del criterio de optimización a las variables controlables (por ejemplo, dosificación de reactivos, recuperación metálica, etc.) son estudiadas a través de experimentos realizados a nivel de laboratorio o planta piloto.

3.3.5.2 Clasificación de los Diseños experimentales

Los diseños experimentales pueden ser clasificados de acuerdo al orden del modelo matemático empírico que se quiere estimar, pudiendo ser:

- a.-Diseño experimental de primer orden.
- b.-Diseño experimental de segundo orden.

a.-Diseño experimental de primer orden

Se denomina así, a ciertos diseños experimentales que permiten estimar adecuadamente los coeficientes β_j de la ecuación o modelo matemático general del siguiente modo:

$$y = \beta_0 + \beta_1 X_1 + \beta_2 X_2 + \dots \beta_K X_K + Zr$$

Los diseños experimentales que permiten estimar modelos de primer orden son:

- Diseño factoriales.
- Diseños factoriales fraccionados.
- Diseño Plackett y Burman.
- Diseño Simplex.
- Etc.

Para poder estimar los parámetros $\beta_0 + \beta_1 + \dots \beta_K$, es necesario considerar dos niveles o lo que es lo mismo dos valores

para cada variable controlable, estos dos niveles están codificados como alto y bajo o también "-" y "+".

Ahora bien, consideremos el caso más simple, con una sola variable controlable ($k=1$). Mediante el uso de los diseños de experimentos mencionados, podemos obtener el siguiente modelo:

$$y=b_0 + b_1 X_1$$

Donde los términos b_0 y b_i , son el intercepto y la pendiente respectivamente. Este modelo es útil para predecir los valores de Y sobre un rango limitado de valores de X . Si b_i es cercano a cero, significa que esta variable no es significativa, o en otras palabras, si la pendiente b_i es cero para cada variación de la variable X obtendremos valores constantes de la variable respuesta Y .

Para dos o más variables, la situación se complica por la posible existencia de interacciones entre las variables, lo que indica que las variables no actúan independientemente sobre la variable respuesta (criterio de optimización). El modelo empírico para dos variables sería:

$$y=b_0 + b_1 X_1 + b_2 X_2 + b_{12} X_1 X_2$$

Donde: Los parámetros b_1 , b_2 , son las pendientes correspondientes a las variables X_1 y X_2 , mientras que el parámetro b_{12} es el denominado parámetro interacción. La utilización de diseños experimentales de primer orden son de gran importancia en la etapa inicial de optimización, en donde se estudian la significancia de cada variable en la respuesta, eliminando las cercanas a cero, como se estudiará más adelante.

b.- Diseño experimental de segundo orden

Se denomina así, aquellos diseños experimentales que permiten estimar los parámetros β_{0j} y β_{jj} de la ecuación general. Los diseños experimentales más comunes que permiten estimar

$$y = \beta_0 + \sum_{j=1}^k \beta_j X_j + \sum_{u,j=1}^k \beta_{u,j} X_u X_j + \dots$$

Modelos de segundo orden son:

a) Diseños rotables:

- Diseño hexagonal
- Diseño octogonal

b) Diseños compuestos

- Diseño compuesto central
- Diseños compuestos para más de tres variables

Cuando se utiliza, modelos de segundo orden, un tercer nivel (o que cada variable debe tomar tres valores experimentales) es requerido para estimar la curvatura del parámetro β_{jj} . Este tercer nivel normalmente, es el punto central entre el nivel bajo "-" y el nivel "+", codificado como nivel medio o sencillamente "o". Consideremos el caso de una sola variable controlable, el modelo de segundo orden toma la forma de:

$$y = b_0 + b_1 X_1 + b_{11} X_1^2$$

Donde el término b_{11} es denominado término curvatura y el punto máximo está localizado a $-b_1/2b_{11}$, (igualando primera derivada de la ecuación igual a cero)

3.3.6 Etapa I: Selección de variables

3.3.6.1 Selección de variables de mayor influencia

- 1.-Elegir las variables da mayor influencia hacia determinada respuesta, o pueden ser varias respuestas caso de Flotación, Recuperación, grado de concentrado, desplazamiento, etc.
2. Según el número de variables elegir la plantilla adecuada.
3. Escoger los rangos reales de las variables lo más ajustado posible a la experiencia metalurgia.
4. Realizar las pruebas de la plantilla por sorteo a fin de evitar tendencias.
5. Análisis estadísticos de resultados para hallar la significancia, esta puede hacerse por el método de signos, Yates, etc., ambos manuales pero ahora con la aparición de la hoja de cálculo es mejor usar REGRESIÓN LINEAL en cuyo caso se puede alimentar la matriz de variables independientes en valor real o en codificado los resultados serán similares aunque los coeficientes variarán de acuerdo a la relación de transformación.
6. Elegidas las dos o tres variables más influyentes en la respuesta, planificar un diseño de optimización con modelos cuadráticos: hexagonal, octogonal o compósito central.

3.3.6.2 Selección de la plantilla adecuada

Plantillas más conocidas en selección de variable:

A-.Factorial con dos variables $2@2 = 4$ pruebas

PRUEBA	X1	X2
1	-1	-1
2	1	-1
3	-1	1
4	1	1

B.-Factorial con tres variables $2@3 = 8$ variables

PRUEBA	X1	X2	X3
1	-1	-1	-1
2	1	-1	-1
3	-1	1	-1
4	1	1	-1
5	-1	-1	1
6	1	-1	1
7	-1	1	1
8	1	1	1

Cuando son más de cuatro variables se usan diseños factoriales fraccionados para evitar hacer un mayor número de pruebas:

C.-Con 4 variables, fraccionando mitad de $2@4 = 8$ pruebas

PRUEBA	X1	X2	X3	X4
1	-1	-1	-1	-1
2	1	1	-1	-1
3	1	-1	1	-1
4	-1	1	1	-1
5	1	-1	-1	1
6	-1	1	-1	1
7	-1	-1	1	1
8	1	1	1	1

D.-Con 5 variables, fraccionando un cuarto de $2@5$ pruebas

PRUEBA	X1	X2	X3	X4	X5
1	-1	-1	-1	-1	-1
2	1	-1	-1	1	-1
3	-1	-1	1	-1	1
4	1	-1	1	1	1
5	1	1	-1	-1	1
6	-1	1	-1	1	1
7	1	1	1	-1	-1
8	-1	1	1	1	-1

Con más de 6 variables Se utiliza plantilla de Planckett Burmann.

E.-Plantilla con 8 pruebas análisis por regresión hasta 6 variables:

PRUEBA	X1	X2	X3	X4	X5	X6	X7
1	1	1	1	-1	1	-1	-1
2	1	1	-1	1	-1	-1	1
3	1	-1	1	-1	1	1	1
4	-1	1	1	-1	1	1	1
5	1	-1	-1	1	1	1	1
6	-1	-1	1	1	1	1	1
7	-1	1	1	1	-1	1	-1
8	-1	-1	-1	-1	-1	-1	-1

F.- Plantilla con 12 pruebas análisis de regresión hasta 10 variables:

PRUEBA	X1	X2	X3	X4	X5	X6	X7	X8	X9	X10	X11
1	1	1	-1	1	1	1	-1	-1	-1	1	-1
2	1	-1	1	1	1	-1	-1	-1	1	-1	1
3	-1	1	1	1	-1	-1	-1	1	-1	1	1
4	1	1	1	-1	-1	-1	1	-1	1	1	-1
5	1	1	-1	-1	-1	1	-1	1	1	-1	1
6	1	-1	-1	-1	1	-1	1	1	-1	1	1
7	-1	-1	-1	1	-1	1	1	-1	1	1	1
8	-1	-1	1	-1	1	1	-1	1	1	1	-1
9	-1	1	-1	1	1	-1	1	1	1	-1	-1
10	1	-1	1	1	-1	1	1	1	-1	-1	-1
11	-1	1	1	-1	1	1	1	-1	-1	-1	1
12	-1	-1	-1	-1	-1	-1	-1	-1	-1	-1	-1

3.3.7 Etapa II: Optimización final

3.3.3.1 Diseños rotables (hexagonal)

En la etapa de selección de variables corresponde a investigar en la parte baja de la “cima” (que representa la FUNCIÓN OBJETIVO) cuyo máximo se alcanzará estando alrededor de dicha “punta de cerro imaginario” en esta etapa superior de la investigación generalmente se aplica para dos variables: EL DISEÑO HEXAGONAL.

Este modelo consta de 6 pruebas que codificadas están ubicadas en las coordenadas de un hexágono regular con centro en el origen

**PLANTILLA CODIFICADA DEL
DISEÑO HEXAGONAL**

PRUEBA	X1	X2
1	1	0
2	0.5	0.866
3	-0.5	0.866
4	-1	0
5	-0.5	-0.866
6	0.5	-0.866
7	0	0
8	0	0
9	0	0

(0,0) inscrito en una circunferencia de radio 1 y para realizar las pruebas se decodifica los valores de acuerdo a la expresión (Sección 6.5.2.1) y también se agregan dos o tres pruebas adicionales al centro esto con la finalidad de analizar el error experimental.

3.3.7.2 Análisis de signos y análisis estadístico de resultados por regresión

Más importante que graficar las consabidas elipses concéntricas características de un diseño cuadrático, es el análisis de la ecuación resultante, de acuerdo a la matriz hessiana que es una forma rápida de evaluar si existe un máximo o mínimo en determinada función. Así es necesario que si los coeficientes de las variables elevadas al cuadrado son negativos estaremos ante una posibilidad de un máximo, si las dos son positivas calcularemos un mínimo (en ambos casos de forma elíptica concéntrica) y si los signos son diferentes gráficamente se tendrá una “montura” de forma hiperbólica que indica estar lejos del rango apropiado para optimizar y ocurre por desconocimiento de las variables escogidas. Normalmente se presenta este caso cuando previamente no se ha hecho una etapa de SELECCIÓN DE VARIABLE, o se desconoce el asunto a investigar.

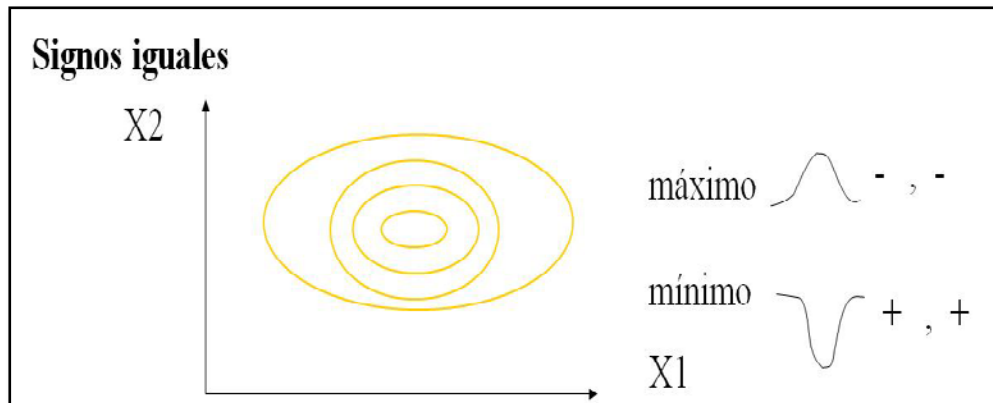


FIGURA 3.19: Interpretación de signos de la función respuesta ^[7]

3.3.7.3 Análisis estadístico de la regresión

En cuanto al análisis estadístico de resultados se usa el estadístico F, que es una estimación de la varianza. Como PRIMERA CONDICIÓN se estima y compara para la regresión lo que significa que si el F de la regresión es (>) mayor que el F de la tabla, la ecuación explica el evento con la correlación suficiente. La SEGUNDA CONDICIÓN es estimar el F de la tabla de ajuste y si es menor que el F de la tabla significará que los puntos no están alejados de la curva representativa de la ecuación y si las dos condiciones se cumplen estadísticamente el resultado es consistente y las conclusiones tendrán el suficiente soporte técnico.

CAPITULO IV

METODOLOGIA DE TRABAJO

4.1 Metodología para la evaluación del circuito Molienda/Clasificación

Se procede de la siguiente manera:

a.-Determinar el circuito a evaluar, luego realizar un esquema del circuito; indicar todos los equipos que conforman dicho circuito, como molinos, ciclones, bombas y equipos auxiliares, en dicho grafico indicar el sentido de los flujos y puntos de adición de agua.

b.-. Determinar y fijar previamente los puntos de muestreo; alimentos y descargas de los molinos, entradas y salidas del clasificador (Feed, oversize y undersize). Si ocurre un cambio de dilución en un producto, se debe muestrear antes y después del ingreso de agua a fin de establecer la variación del porcentaje de sólidos de la pulpa.

c.-. Fijados los puntos de muestreo realizar cortes cuidadosos en cada punto considerando que luego del muestreo se debe realizar el análisis granulométrico, y determinación de la G.e de las muestras.

d.-. Para realizar el análisis granulométrico, la muestra debe ser homogenizada y cuarteada, dicho análisis granulométrico, debe realizarse por lo menos con 8 mallas de una serie conocida, lo importante es conocer la abertura de la malla en micrones.

e.-. En cada corte del muestreo medir las densidades en los diferentes puntos para determinar el % de sólidos para el balance de flujos. También el % de sólidos puede ser determinado pesando la cantidad de pulpa que fue extraída, filtrando y secando, pesando el sólido seco se determina dicho valor, dividiendo el peso seco con el peso de la pulpa inicial, con dicho dato determinar la densidad y comparar.

f.-. Durante la realización del muestreo tomar los amperajes de los molinos y bombas en operación, también es necesario conocer las características del motor eléctrico tales como: voltaje, $\cos \alpha$, HP y Amperaje nominal.

g.-. Es necesario obtener las características de los molinos; diámetro, longitud y RPM normal. Medir la altura de bolas o barras para determinar el % de bolas o barras ocupada en el interior del molino. De misma manera obtener información de los ciclones tales como: diámetro del ciclón, ápex y vórtex, presión de entrada PSI.

h.-. Una vez obtenidos estos datos proceder a realizar los cálculos respectivos utilizando los modelos matemáticos anteriormente mostrado.

4.2 Manejo de las muestras obtenidas para el análisis granulométrico de la sección Molienda/Clasificación

Las muestras obtenidas de la alimentación y producto de los molinos, filtrar y secar, mediante cuarteos sucesivos obtener muestras de 500 a 800 gramos. Cuando en la muestra contiene partículas mayores de $\frac{1}{2}$ " tomar muestras de 5 a 8 kilos dependiendo del tamaño máximo, esto sobre todo ocurre en la alimentación fresca al circuito. También secar dicha muestra para determinar el % de humedad; con dichas muestras realizar el análisis granulométrico con las mallas disponibles. Obtenidos los pesos de las muestras en las diferentes mallas, elaborar una tabla que contenga como dato: malla, abertura en micrones, % peso y % peso acumulado pasante $Ac(-)$. Con esta data se calcula el F_{80} y P_{80} ; graficando en papel semilogaritmico, los valores de las aberturas y el $Ac(-)$, si se

desea determinar en forma analítica se debe recurrir a la interpolación o extrapolación según sea el caso. Otro método es ajustando dichos datos a una función conocida como: de Gates Gaudin Schumann y Rosin Rammler, como se mostro en el capítulo N° III.

4.3 Parámetros que se determinan en la clasificación (Zarandas de alta Frecuencia)

Consiste en determinar los valores de carga circulante, flujos de entrada y salida de la Zaranda de alta frecuencia (ZAFs), d_{50} y eficiencia de clasificación.

Con las diluciones de pulpa del alimento, finos y gruesos del clasificador, se determina la carga circulante por diluciones. Esta carga circulante por diluciones debe ser muy aproximada a la que se determina por análisis granulométrico. Esta diferencia mínima debe ser ajustada por pequeños ajustes y variaciones en la densidad del alimento al clasificador.

4.4. Balance de materiales en el circuito

El balance de materiales consiste en llenar la siguiente tabla

D.p	G.e	%Sol	TH ₂ O/h
m-200	TMS/h	M ³ /h	G.P.M

Donde:

- **La gravedad específica (G.e):** es determinada en laboratorio por el método de la fiola.
- **El % de sólidos (%s):**

$$\%S = \frac{Ge * (Dp - 1000)}{Dp(G.e - 1)} * 100$$

- **La densidad de pulpa (Dp):** se mide en operación utilizando la balanza Marcy.

$$D_p = \frac{\text{PESO PULPA}}{\text{VOLUMEN DE PULPA}}$$

$$D_p = \frac{\text{TMS} + \text{TMH}_2\text{O}}{\frac{\text{TMS}}{\text{G.e}} + \text{TMH}_2\text{O}}$$

• **La carga circulante (Cc):**

$$\text{Cc Mallas:} \quad C_c = \frac{(f-u)}{(u-f)}$$

Donde:

f=% peso del alimento para una malla X_i

u=% peso del undersize para una malla X_i

o=% peso del oversize para una malla X_i

$$\text{Cc Dilución:} \quad C_c = \frac{(D_u - D_f)}{(D_f - D_o)}$$

Donde:

Df= densidad de pulpa del alimento

Du= densidad de pulpa del undersize

Do= densidad de pulpa del oversize

• **Toneladas de agua (TM H₂O / h):**

$$\text{TMH}_2\text{O/h} = \frac{\text{TMS}}{h} * \frac{(100 - \%S)}{\%S}$$

• **Caudal de pulpa (Q):**

$$Q\left(\frac{\text{m}^3}{\text{h}}\right) = \frac{\left(\frac{\text{TMS}}{h} + \frac{\text{TMH}_2\text{O}}{h}\right)}{D_p}$$

$$Q\left(\frac{\text{m}^3}{\text{h}}\right) = \frac{\text{TMS}}{\text{G.e}} + \text{TMH}_2\text{O/h}$$

- **Galones por minuto (GPM):**

$$Q(\text{GPM}) = 4.4033 * Q\left(\frac{\text{m}^3}{\text{h}}\right)$$

4.5 Orientaciones metodológicas de operación con pulpas

La realización con calidad de la preparación y caracterización de una pulpa y de una solución son tareas habituales en un laboratorio metalúrgico, por tanto requiere de precisión, orden, limpieza y respeto por las normas previamente establecidas, donde la fiabilidad va a depender mucho de la pericia del muestreador. En Planta siempre se encuentra en uso una balanza Marcy, la cual debe estar calibrada, además tener sumo cuidado a la hora de llenar el depósito evitando que haya derrames o segregaciones de material grueso por sedimentación. En el Laboratorio se necesita material de vidrio (una probeta de un litro), balanzas electrónicas, las que deberá (usadas aplicando las normas de seguridad normadas por el fabricante y las normas de seguridad como las propias normas observadas en el Laboratorio). El éxito va a depender de una buena homogenización de la muestra de pulpa.

4.6 Metodología para el estudio de variables de flotación en laboratorio

Para ver la influencia de las variables partiremos del siguiente esquema de flotación Estándar, las condiciones en que se realiza el estudio de las variables se describirá a continuación:

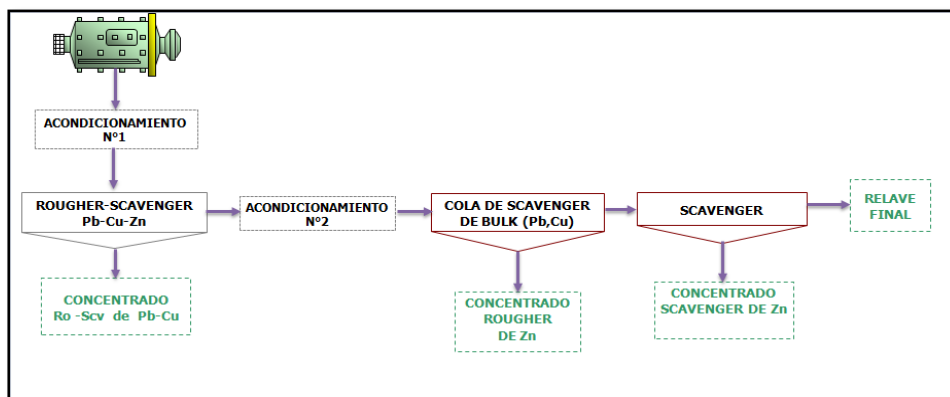


FIGURA 4.20: Metodología para el estudio de las variables de flotación Zinc

4.6.1 Condiciones de estudio para la flotación estándar

La molienda se realiza a 60%-m200 con una dilución de 1 a 2, el tiempo de molienda es 3' 24", se agrega NaCN (4 gr/tn), ZnSO₄ (80 gr/tn), A-3418 (0.5 gr/tn). El A-3418 será una de las variables a estudiar en la flotación.

Acondicionamiento N°1: El tiempo de acondicionamiento es de 5 min. Se regula el pH de 7 a 8.5 con una adición de cal de 0.5 kg/tn, se adiciona colector Z-6 (2.5 gr/tn) y espumante MIBC (14.1 gr/tn). El pH será una de las variables a estudiar.

Rougher-Scavenger: Se flota un tiempo total de 2 minutos para obtener Concentrado Rougher-Scavenger de Pb-Cu.

Acondicionamiento N°2: El tiempo de acondicionamiento es de 5 minutos, se agrega colector Z-11 (10 gr/tn), Sulfato de cobre CuSO₄ (120 gr/tn), cal (1 kg/tn) para variar el pH de 8.5 a 11.5, espumante MIBC (14.1 gr/tn).

Cola Scavenger de Bulk (Pb-Cu): El tiempo de flotación es de 1 min, en donde se obtiene un concentrado Rougher de Zinc. El grado y la recuperación de Zinc serán las funciones respuestas que se analizarán en el informe.

Scavenger de Zinc: El tiempo de flotación es de 1 min y medio, obteniéndose dos productos: concentrado Scavenger de Zinc y relave final.

4.6.2 Uso de reactivos para estudio de la flotación

Cianuro de Sodio (NaCN): depresor de sulfuro de Hierro, sulfuros de Cobre y Zinc, hay que considerar que el cianuro también es un activador de galena.

Sulfato de Zinc ($ZnSO_4$): Se utiliza en la flotación selectiva de minerales de Cobre-Plomo de la esfalerita debido a que sobre la superficie del mineral se forma una película de hidróxido de Zinc que impide la acción del colector y es un depresor de pirita.

Metabisulfito (Na_2SO_3): Es un depresor para sulfuros de Zinc y Fierro se usa en lugar del cianuro particularmente en minerales de Plata. En la flotación de la galena se usa para controlar el exceso de oxidación.

A-3418: Colector selectivo para la flotación de minerales complejos de Plomo, Cobre y Zinc con alto contenido de Plata.

Xantato (Z-6 y Z-11): Son colectores fuertes, por ejemplo, el Z-6 se utiliza por lo general en operaciones de flotación que requieran un mayor grado de poder colector y Z-11 se utiliza en minerales complejos de Plomo-Zinc y Cobre-Hierro.

Cal (CaO): Es un regulador del pH, en circuitos Bulk (Pb-Cu) requieren un pH entre ligeramente alcalino y circuitos de Zinc requieren un pH aproximadamente entre 11 y 12.

Metil Isobutil Carbonil Amílico (MIBC): Tiene la función de estabilizar a las burbujas de aire y evitar que estas se fusionen, dependiendo del peso molecular son más selectivos en flotar gruesos o finos.

CAPITULO V

EVALUACION DEL CIRCUITO MOLIENDA/CLASIFICACION

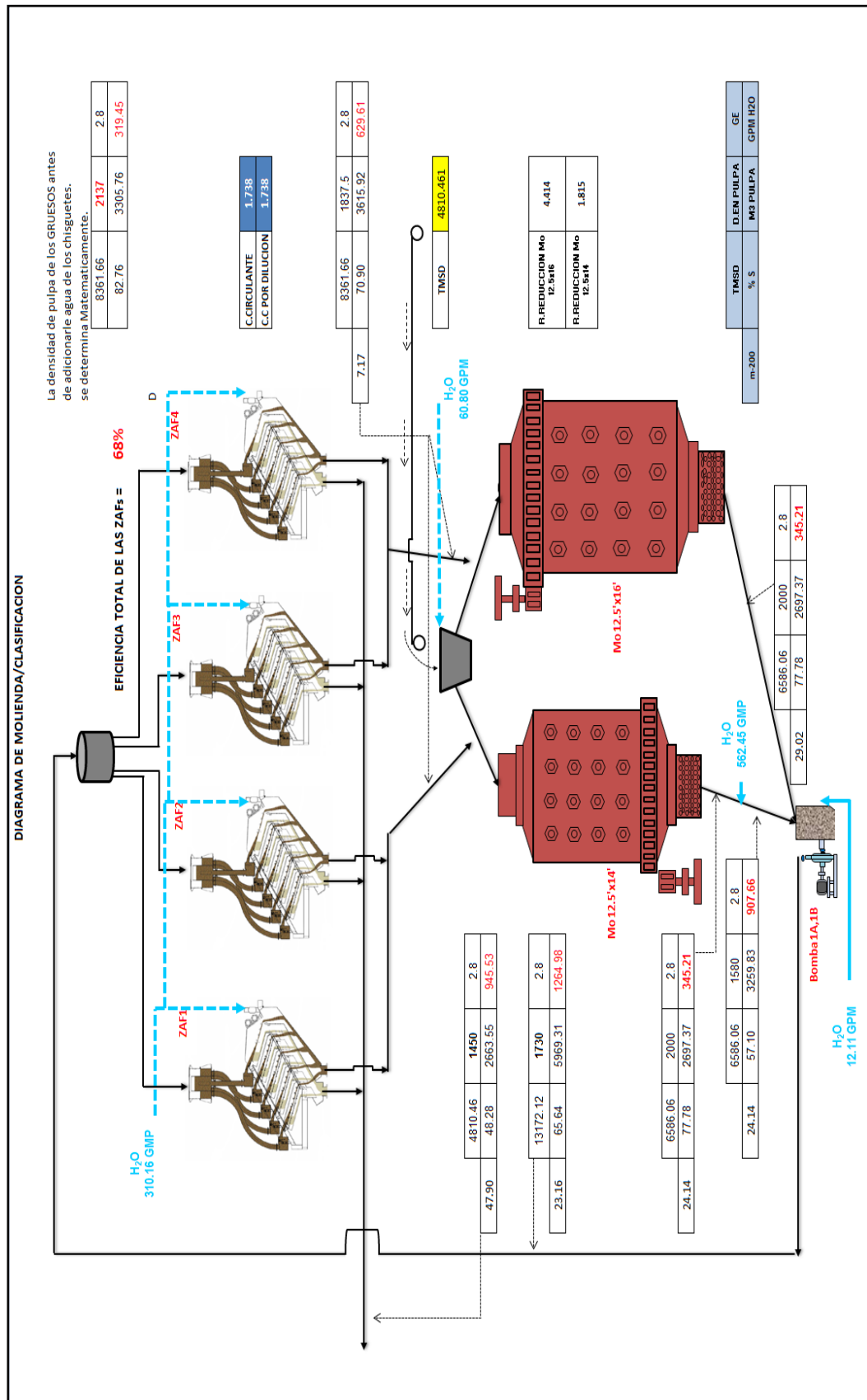
5.1. Balance de masa del circuito Molienda/Clasificación

Durante las pruebas realizadas en el circuito Molienda/Clasificación se obtuvo información de diferentes puntos de muestreo, y con las muestras obtenidas se obtuvieron datos como: densidad de pulpa, gravedad específica, análisis granulométrico, simultáneamente al muestreo se tomaron amperaje de operación de los molinos y RPM de operación.

Con los datos obtenidos se efectuaron los trabajos de modelamiento matemático del circuito de molienda-clasificación utilizando herramientas como; la función de distribución de (G-G-S), el método de análisis de malla por balance de materia para circuitos directos cerrados de molienda - clasificación además de otros cálculos como ajuste de mallas y calcular el alimento total a los molinos para cada fracción de malla que nos a permitido calcular el radio de reducción para los molinos primarios. Ver anexos #1 de la aplicación G-G-S y Balance de materiales.

También se determino los tonelajes, % de sólidos, % malla -200, flujos de pulpa, agua, flujos de agua, GPM en cada punto, agua que se adiciona en los diferentes puntos, radio de reducción de los molinos y % de carga circulante.

Se determino la eficiencia y carga circulante de manera independiente para cada Zaranda de alta frecuencia ZAF #1, ZAF #2, ZAF #3, ZAF #4 y una Eficiencia y carga circulante global



5.2 Cálculo del radio de reducción del molino primario 12.5'x16'

TABLA 5.2: %Ac (-) del Alimento y Descarga del Molino 12.5'x16'

Feed Molino 12.5x16				Descarga Molino 12.5x16					
Mallas	tamaño en micrones	%Ac(-)	K ₈₀	Mallas	tamaño en micrones	Peso g.	%Peso	%Ac(-)	K ₈₀
3/4m	19000	100.00	0.00	3/4m	19000		0.00	100.00	0.00
5/8m	16000	100.00	0.00	5/8m	16000		0.00	100.00	0.00
1/2m	12700	100.00	0.00	1/2m	12700		0.00	100.00	0.00
3/8m	9500	93.96	0.00	3/8m	9500	25.3	0.42	99.58	0.00
1/4m	6350	86.17	4898.40	1/4m	6350	150.5	2.51	97.06	0.00
6m	3350	73.42	0.00	6m	3350	263.6	4.40	92.66	0.00
10m	2000	62.85	0.00	10m	2000	250.1	4.18	88.49	1109.83
20m	841	42.97	0.00	20m	841	661.6	11.05	77.44	0.00
30m	595	29.60	0.00	30m	595	488.6	8.16	69.28	0.00
40m	420	17.71	0.00	40m	420	661.6	11.05	58.65	0.00
50m	297	13.20	0.00	50m	297	497.6	8.31	49.92	0.00
70m	210	10.50	0.00	70m	210	368.9	6.16	43.76	0.00
100m	150	8.88	0.00	100m	150	296.6	4.95	38.81	0.00
140m	105	7.49	0.00	140m	105	314.4	5.25	33.56	0.00
200m	74	6.49	0.00	200m	74	271.5	4.53	29.02	0.00
270m	53	5.68	0.00	270m	53	221.5	3.70	25.32	0.00
320m	44	5.49	0.00	320m	44	124	2.07	23.25	0.00
400m	37	4.67	0.00	400m	37	123.4	2.06	21.19	0.00
-400m		0.00	0.00	-400m		1269	21.19	0.00	0.00
		K₈₀	4898			5988.2	100.00	K₈₀	1109.8

RADIO DE REDUCCION

4.41364

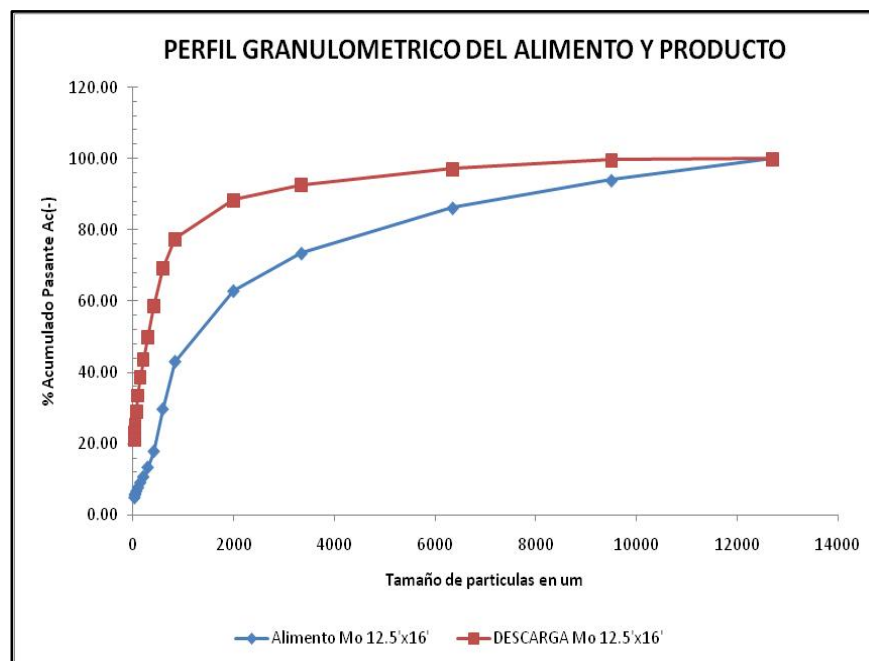


FIGURA 5.22: Perfil Granulométrico del alimento y producto del Molino 12.5'x16'

En la figura se observa el perfil granulométrico del alimento calculado con un K₈₀ 4898 micrones.

5.3 Cálculo del radio de reducción del molino primario 12.5' x 14'

TABLA 5.3 : %Ac(-) del Alimento y Descarga del Molino 12.5'x14'

Feed Molino 12.5x14				Descarga Molino 12.5x14					
Mallas	tamaño en micrones	%Ac(-)	K ₈₀	Mallas	tamaño en micrones	Peso g.	%Peso	%Ac(-)	K ₈₀
3/4m	19000	100.00	0.00	3/4m	19000		0.00	100.00	0.00
5/8m	16000	100.00	0.00	5/8m	16000		0.00	100.00	0.00
1/2m	12700	100.00	0.00	1/2m	12700		0.00	100.00	0.00
3/8m	9500	95.46	0.00	3/8m	9500	150.4	2.78	97.22	0.00
1/4m	6350	86.17	4898.40	1/4m	6350	405.5	7.49	89.73	0.00
6m	3350	73.42	0.00	6m	3350	400.4	7.40	82.33	2699.30
10m	2000	62.85	0.00	10m	2000	261.7	4.84	77.50	0.00
20m	841	42.97	0.00	20m	841	557.8	10.31	67.19	0.00
30m	595	29.60	0.00	30m	595	394.6	7.29	59.90	0.00
40m	420	17.71	0.00	40m	420	569.2	10.52	52.16	0.00
50m	297	13.20	0.00	50m	297	392.5	7.25	42.13	0.00
70m	210	10.50	0.00	70m	210	297.7	5.50	36.63	0.00
100m	150	8.88	0.00	100m	150	229.1	4.23	32.40	0.00
140m	105	7.49	0.00	140m	105	241	4.45	27.94	0.00
200m	74	6.49	0.00	200m	74	205.9	3.80	24.14	0.00
270m	53	5.68	0.00	270m	53	167.2	3.09	21.05	0.00
320m	44	5.49	0.00	320m	44	84.6	1.56	19.49	0.00
400m	37	4.67	0.00	400m	37	115.6	2.14	17.35	0.00
-400m		0.00	0.00	-400m		939	17.35	0.00	0.00
	K₈₀		4898			5412.2	100.00	K₈₀	2699.3

RADIO DE REDUCCION 1.81470

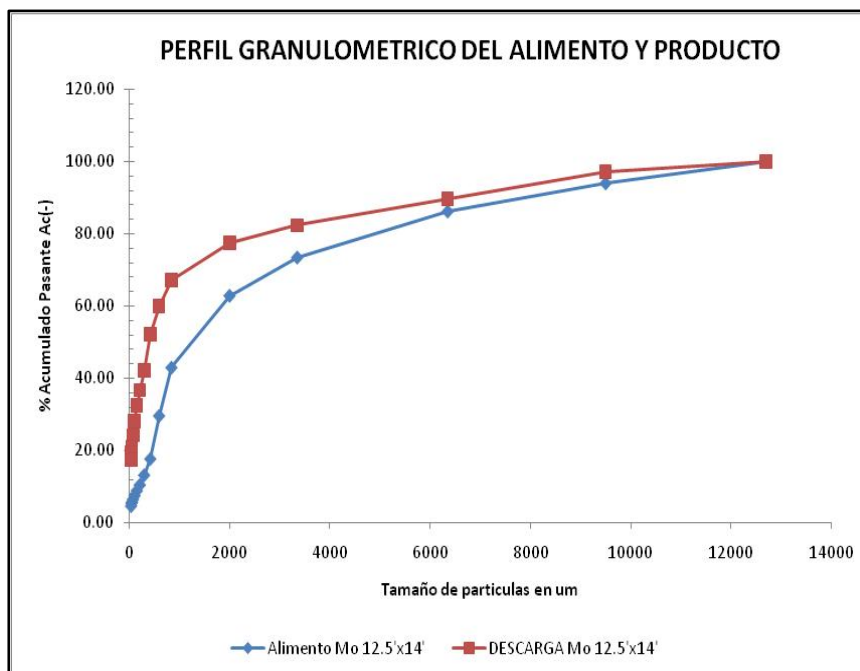


FIGURA 5.23: Perfil Granulométrico del Alimento y Producto Del Molino 12.5'x14'

En la figura se observa el perfil granulométrico del alimento calculado con un K₈₀ 4898 micrones.

5.4 Work index de operación

En el cálculo del Wi de operación, se considerará la Energía Especifica como la suma de las Energías Especificas parciales ya que tenemos dos molinos que trabaja en paralelo Mo 12.5'x14' y Mo 12.5'x16'. Estos Molinos trabajan en conjunto generando un P80 = 296.52 um (Alimentación a Flotación) a partir de un F80=8064.37 um (Alimentación Fresca).

a.-Cálculo de la energía especifica parcial del molino 12.5'x14' (molino de bolas)

Motor:

V=voltaje suministrado al Molino	2300v
I=intensidad de corriente en operación promedi	255Amps
Cosφ= desfase entre V e I	0.8
PN=potencia nominal	1650HP
IN=intensidad de corriente nominal	408Amps
n=Eficiencia del motor	96%
√3= factor de cálculo de corriente alterna	
1Kw=1.341HP	
PE=potencia consumida por el motor.	

Cálculo:

$$P = \frac{V * I * \text{COS } \phi * \sqrt{3}}{1000} \text{ Kw}$$

Reemplazando en la formula:

$$P_E = 796.74 \text{ Kw}$$

Como la Eficiencia del motor es 96%

$$P_M = 764.87 \text{ Kw}$$

Tonelaje horario procesado = 274.04 t/h

Consumo especifico de energía parcial (1) Molino 12.5'x14'' = 2.79 Kw-h/t

b.-Cálculo de la energía específica parcial del molino 12.5'x 16'(molino de bolas)

Motor:

V=voltaje suministrado al Molino	2300v
I=intensidad de corriente en operación promedi	259Amps
Cosφ= desfase entre V e I	0.8
PN=potencia nominal	1650HP
IN=intensidad de corriente nominal	408Amps
n=Eficiencia del motor	96%
√3= factor de cálculo de corriente alterna	
1Kw=1.341HP	
PE=potencia consumida por el motor.	

Aplicando las relaciones anteriores para el cálculo del consumo de P_E y P_M se determino:

Reemplazando en la formula:

$$P_E=825.43 \text{ Kw}$$

Como la Eficiencia del motor es 96%

$$P_M=792.41 \text{ Kw}$$

Consumo específico de energía parcial (2) Molino 12.5'x16''= 2.88 Kw-h/t

Consumo Especifico de Energía total = 5.67 Kw-h/T

CALCULO DEL W_{io} (Work index de operación)

Parámetros Operativos son $F_{80}=8064.4 \text{ um}$ y $P_{80}=296.5 \text{ um}$

$$W = W_{Io} * \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

$$\Rightarrow 7.045 = W_{I_o} * \left(\frac{10}{\sqrt{296.5}} - \frac{10}{\sqrt{8064.4}} \right)$$

$$W_{I_o} = 12.09 \text{ Kw} - \text{h/TMS}$$

5.5 Parámetros operativos de los molinos primarios

TABLA 5.4: Parámetros Operativos Mol 12.5'x14'

<u>DATOS OPERATIVOS Mo 12.5'x14'</u>			
Diametro,pies	12.5	Velocidad Critica	21.72
Longitud,pies	14	% Velocidad Critica	82.86
RPM Normal	18	Radio de reduccion	1.815
% de humedad	3.81	Consumo de Energia especifico	2.787
Alimento.TMS/h	274.4191	Indice de trabajo operacional	12.09
HP,motor	1650	Tonelaje Maximo tratar (TMSH)	441.4
Voltaje del motor , Voltios	2300	Eficiencia del motor	0.96
Factor de potencia,Cosø	0.8	Amperaje ,practico	255
Amperaje,Nominal	408		
Gravedad especifica	2.8		

TABLA 5.5: Parámetros Operativos Mol 12.5'x16'

<u>DATOS OPERATIVOS Mo 12.5'x16'</u>			
Diametro,pies	12.5	Velocidad Critica	21.72
Longitud,pies	16	% Velocidad Critica	82.86
RPM Normal	18	Radio de reduccion	4.414
% de humedad	3.81	Consumo de Energia especifico	2.888
Alimento.TMS/h	274.4191	Indice de trabajo operacional	12.09
HP,motor	1650	Tonelaje Maximo tratar (TMSH)	426.1
Voltaje del motor , Voltios	2300	Eficiencia del motor	0.96
Factor de potencia,Cosø	0.8	Amperaje ,practico	259
Amperaje,Nominal	408		
Gravedad especifica	2.8		

5.6 Perfil granulométrico de las Zarandas de alta Frecuencia

TABLA 5.6: Distribución Granulométrica de las ZAFs

CURVAS DE PARTICION DE LA ZAFs										
DATOS CORREGIDOS :										
MALLA TYLER	Abert μ	ALIMENTO ZAFs			UNDERSIZE ZAFs			OVERSIZE ZAFs		
		% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)
3/8m	9500	2.12	2.12	97.88	0.99	0.99	99.01	2.76	2.76	97.24
1/4m	6350	5.69	7.81	92.19	1.44	2.44	97.56	8.13	10.89	89.11
6m	3350	6.96	14.77	85.23	0.47	2.91	97.09	10.70	21.59	78.41
10m	2000	5.28	20.05	79.95	-0.18	2.73	97.27	8.42	30.01	69.99
20m	841	13.24	33.29	66.71	-1.05	1.68	98.32	21.46	51.48	48.52
30m	595	9.12	42.41	57.59	-0.54	1.14	98.86	14.68	66.16	33.84
40m	420	10.73	53.14	46.86	4.13	5.26	94.74	14.53	80.69	19.31
50m	297	8.18	61.32	38.68	14.36	19.62	80.38	4.62	85.30	14.70
70m	210	5.16	66.48	33.52	9.05	28.68	71.32	2.93	88.23	11.77
100m	150	4.00	70.48	29.52	8.07	36.74	63.26	1.66	89.89	10.11
140m	105	3.75	74.23	25.77	7.71	44.45	55.55	1.47	91.36	8.64
200m	74	3.34	77.56	22.44	7.39	51.83	48.17	1.01	92.36	7.64
270m	53	2.79	80.35	19.65	6.22	58.06	41.94	0.81	93.18	6.82
320m	44	0.50	80.85	19.15	0.99	59.05	40.95	0.21	93.39	6.61
400m	37	2.94	83.79	16.21	6.31	65.36	34.64	1.01	94.40	5.60
-400m		16.21	100.00		34.64	100.00		5.60	100.00	
		100.00			100.00			100.00	O/U	1.74

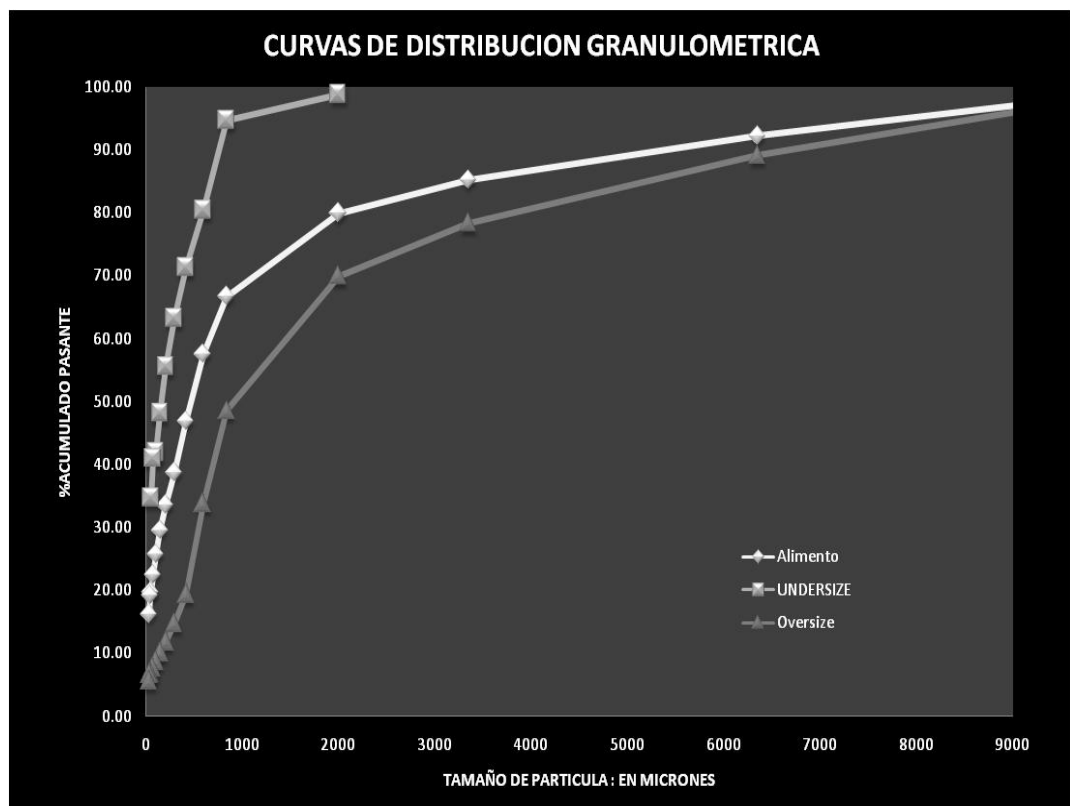


FIGURA 5.24: Curva de Distribución Granulométrica del Alimento, Oversize, Undersize de las ZAFs

TABLA 5.7: Distribución Granulométrica de la ZAF N°1

CURVAS DE PARTICION DE LA ZAF #1										
DATOS CORREGIDOS :										
MALLA TYLER	Abert μ	ALIMENTO ZAFs			UNDERSIZE ZAFs			OVERSIZE ZAFs		
		% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)
3/8m	9500	2.31	2.31	97.69	0.39	0.39	99.61	3.49	3.49	96.51
1/4m	6350	7.33	9.64	90.36	0.44	0.83	99.17	11.54	15.04	84.96
6m	3350	8.37	18.02	81.98	0.01	0.84	99.16	13.50	28.53	71.47
10m	2000	5.67	23.68	76.32	-0.10	0.75	99.25	9.19	37.73	62.27
20m	841	11.95	35.63	64.37	-0.35	0.39	99.61	19.49	57.22	42.78
30m	595	7.88	43.51	56.49	-0.04	0.36	99.64	12.72	69.94	30.06
40m	420	9.91	53.42	46.58	4.72	5.08	94.92	13.08	83.02	16.98
50m	297	7.72	61.14	38.86	14.44	19.52	80.48	3.61	86.63	13.37
70m	210	5.06	66.20	33.80	9.15	28.67	71.33	2.55	89.18	10.82
100m	150	4.02	70.22	29.78	8.13	36.80	63.20	1.50	90.68	9.32
140m	105	3.68	73.89	26.11	7.69	44.49	55.51	1.22	91.90	8.10
200m	74	3.37	77.26	22.74	7.41	51.90	48.10	0.89	92.79	7.21
270m	53	2.90	80.15	19.85	6.28	58.18	41.82	0.82	93.61	6.39
320m	44	0.56	80.71	19.29	1.02	59.20	40.80	0.28	93.89	6.11
400m	37	2.86	83.57	16.43	6.19	65.40	34.60	0.82	94.70	5.30
-400m		16.43	100.00		34.60	100.00		5.30	100.00	
		100.00			100.00			100.00	O/U	1.63

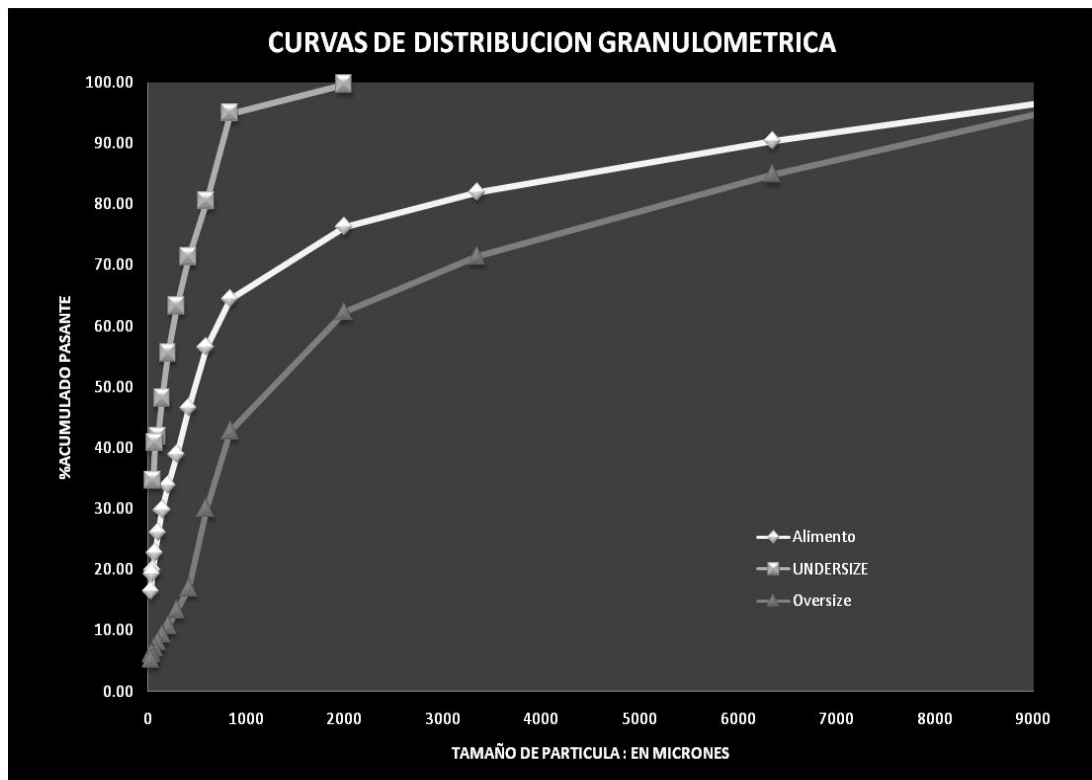


FIGURA 5.25: Curva de Distribución Granulométrica del Alimento, Oversize, Undersize de la ZAF N°1

TABLA 5.8: Distribución Granulométrica de la ZAF N°2

CURVAS DE PARTICION DE LA ZAF N°2										
DATOS CORREGIDOS :										
MALLA TYLER	Abert μ	ALIMENTO ZAFs			UNDERSIZE ZAFs			OVERSIZE ZAFs		
		% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)
3/8m	9500	1.41	1.41	98.59	0.72	0.72	99.28	1.78	1.78	98.22
1/4m	6350	3.56	4.97	95.03	1.27	1.99	98.01	4.79	6.57	93.43
6m	3350	5.51	10.48	89.52	0.54	2.53	97.47	8.17	14.74	85.26
10m	2000	4.87	15.35	84.65	-0.16	2.37	97.63	7.56	22.30	77.70
20m	841	12.66	28.00	72.00	-0.96	1.41	98.59	19.95	42.25	57.75
30m	595	9.25	37.25	62.75	-0.48	0.93	99.07	14.46	56.71	43.29
40m	420	10.94	48.19	51.81	4.07	5.00	95.00	14.62	71.33	28.67
50m	297	8.97	57.16	42.84	14.37	19.37	80.63	6.08	77.41	22.59
70m	210	5.74	62.91	37.09	9.07	28.44	71.56	3.96	81.37	18.63
100m	150	4.27	67.18	32.82	7.99	36.44	63.56	2.28	83.65	16.35
140m	105	4.39	71.57	28.43	7.82	44.26	55.74	2.54	86.20	13.80
200m	74	3.65	75.22	24.78	7.40	51.66	48.34	1.64	87.83	12.17
270m	53	3.16	78.37	21.63	6.27	57.93	42.07	1.49	89.32	10.68
320m	44	0.56	78.93	21.07	0.91	58.84	41.16	0.37	89.69	10.31
400m	37	3.38	82.31	17.69	6.39	65.23	34.77	1.77	91.46	8.54
-400m		17.69	100.00	0.00	34.77	100.00	0.00	8.54	100.00	0.00
		100.00			100.00			100.00	O/U	1.87

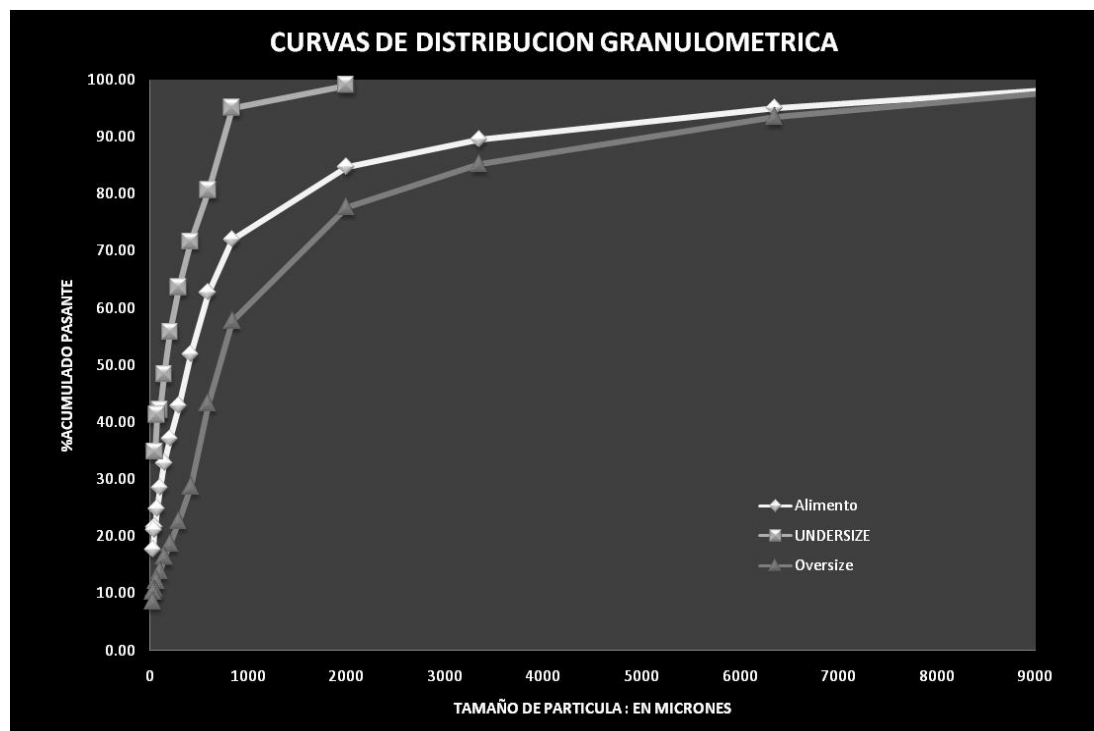


FIGURA 5.26: Curva de Distribución Granulométrica del Alimento, Oversize, Undersize de la ZAF N°2

TABLA 5.9: Distribución Granulométrica de la ZAF N°3

CURVAS DE PARTICION DE LA ZAF N°3										
DATOS CORREGIDOS :										
MALLA TYLER	Abert μ	ALIMENTO ZAFs			UNDERSIZE ZAFs			OVERSIZE ZAFs		
		% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)
3/8m	9500	1.81	1.81	98.19	0.58	0.58	99.42	2.61	2.61	97.39
1/4m	6350	5.32	7.13	92.87	0.67	1.25	98.75	8.36	10.97	89.03
6m	3350	6.88	14.01	85.99	0.23	1.48	98.52	11.23	22.20	77.80
10m	2000	5.24	19.26	80.74	-0.25	1.23	98.77	8.83	31.04	68.96
20m	841	12.34	31.60	68.40	-0.63	0.60	99.40	20.81	51.85	48.15
30m	595	8.53	40.13	59.87	-0.18	0.42	99.58	14.23	66.08	33.92
40m	420	10.16	50.29	49.71	4.62	5.04	94.96	13.78	79.85	20.15
50m	297	8.46	58.74	41.26	14.47	19.51	80.49	4.52	84.38	15.62
70m	210	5.33	64.07	35.93	9.13	28.64	71.36	2.85	87.22	12.78
100m	150	4.11	68.18	31.82	8.04	36.68	63.32	1.54	88.77	11.23
140m	105	4.07	72.25	27.75	7.74	44.42	55.58	1.66	90.43	9.57
200m	74	3.56	75.80	24.20	7.42	51.84	48.16	1.03	91.46	8.54
270m	53	3.06	78.87	21.13	6.22	58.06	41.94	1.00	92.46	7.54
320m	44	0.40	79.26	20.74	0.91	58.97	41.03	0.06	92.52	7.48
400m	37	3.36	82.62	17.38	6.43	65.40	34.60	1.35	93.87	6.13
-400m		17.38	100.00	0.00	34.60	100.00	0.00	6.13	100.00	0.00
		100.00			100.00			100.00	O/U	1.53

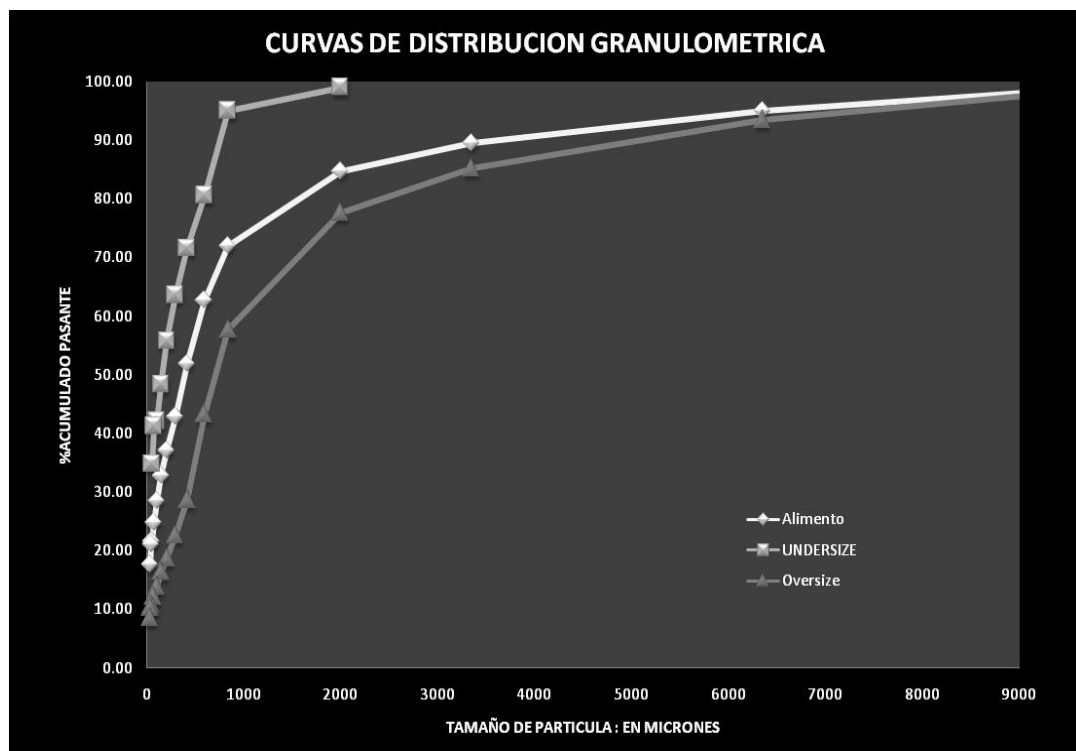


FIGURA 5.27: Curva de Distribución Granulométrica del Alimento, Oversize, Undersize de la ZAF N°3

TABLA 5.10: Distribución Granulométrica de la ZAF N°4

CURVAS DE PARTICION DE LA ZAF N°4										
DATOS CORREGIDOS :										
MALLA	Abert	ALIMENTO ZAFs			UNDERSIZE ZAFs			OVERSIZE ZAFs		
TYLER	μ	% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)	% Peso	%Ac(+)	% Ac(-)
3/8m	9500	1.29	1.29	98.71	0.40	0.40	99.60	2.00	2.00	98.00
1/4m	6350	3.71	4.99	95.01	0.58	0.97	99.03	6.20	8.21	91.79
6m	3350	5.06	10.05	89.95	0.11	1.09	98.91	9.01	17.21	82.79
10m	2000	4.40	14.45	85.55	-0.02	1.07	98.93	7.92	25.14	74.86
20m	841	11.82	26.27	73.73	-0.36	0.71	99.29	21.55	46.69	53.31
30m	595	8.92	35.19	64.81	-0.14	0.57	99.43	16.16	62.85	37.15
40m	420	10.97	46.16	53.84	4.61	5.18	94.82	16.05	78.90	21.10
50m	297	9.04	55.20	44.80	14.27	19.45	80.55	4.86	83.76	16.24
70m	210	5.90	61.10	38.90	9.13	28.58	71.42	3.31	87.07	12.93
100m	150	4.69	65.79	34.21	8.17	36.76	63.24	1.90	88.98	11.02
140m	105	4.39	70.18	29.82	7.72	44.48	55.52	1.73	90.70	9.30
200m	74	3.95	74.13	25.87	7.45	51.93	48.07	1.16	91.87	8.13
270m	53	3.23	77.36	22.64	6.19	58.12	41.88	0.86	92.73	7.27
320m	44	0.60	77.95	22.05	0.94	59.06	40.94	0.32	93.05	6.95
400m	37	3.31	81.26	18.74	6.30	65.36	34.64	0.92	93.97	6.03
-400m		18.74	100.00	0.00	34.64	100.00	0.00	6.03	100.00	0.00
		100.00			100.00			100.00	O/U	1.25

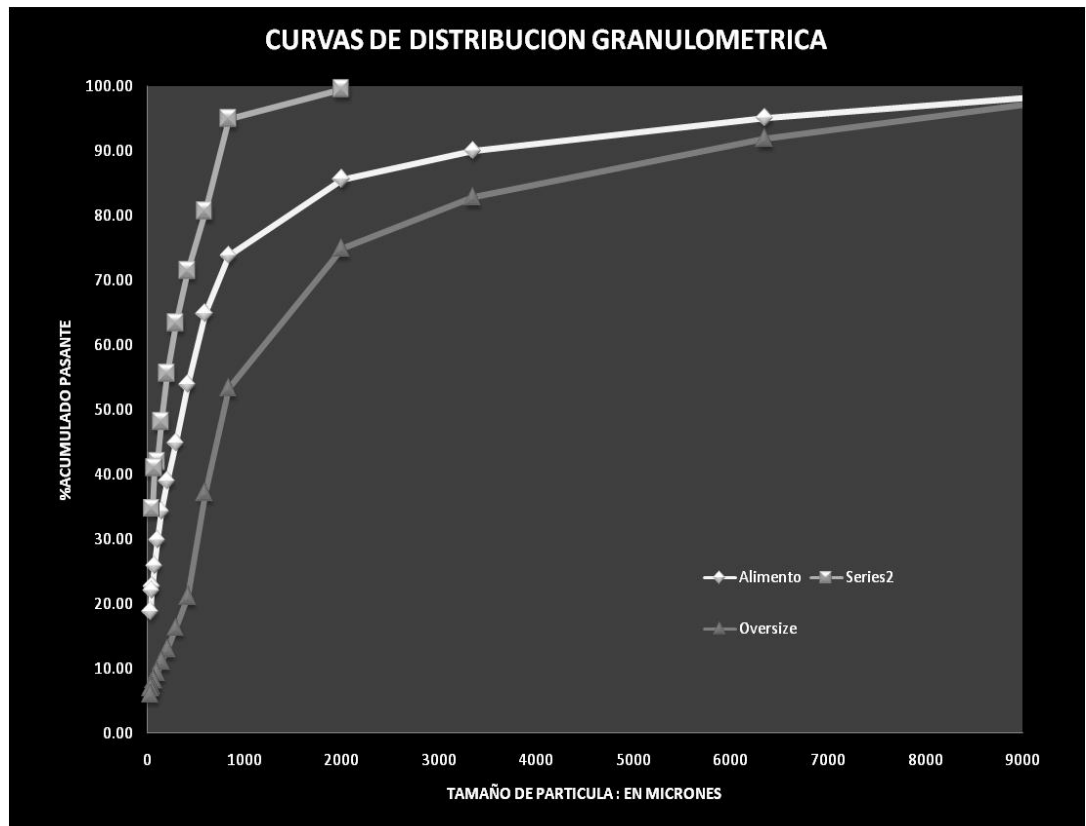


FIGURA 5.28 : Curva de Distribución Granulométrica del Alimento, Oversize, Undersize de la ZAF N°4

5.7 Balance de masa de las Zarandas de alta Frecuencia

BALANCE DE MASA DE LAS ZARANDAS DE ALTA FRECUENCIA

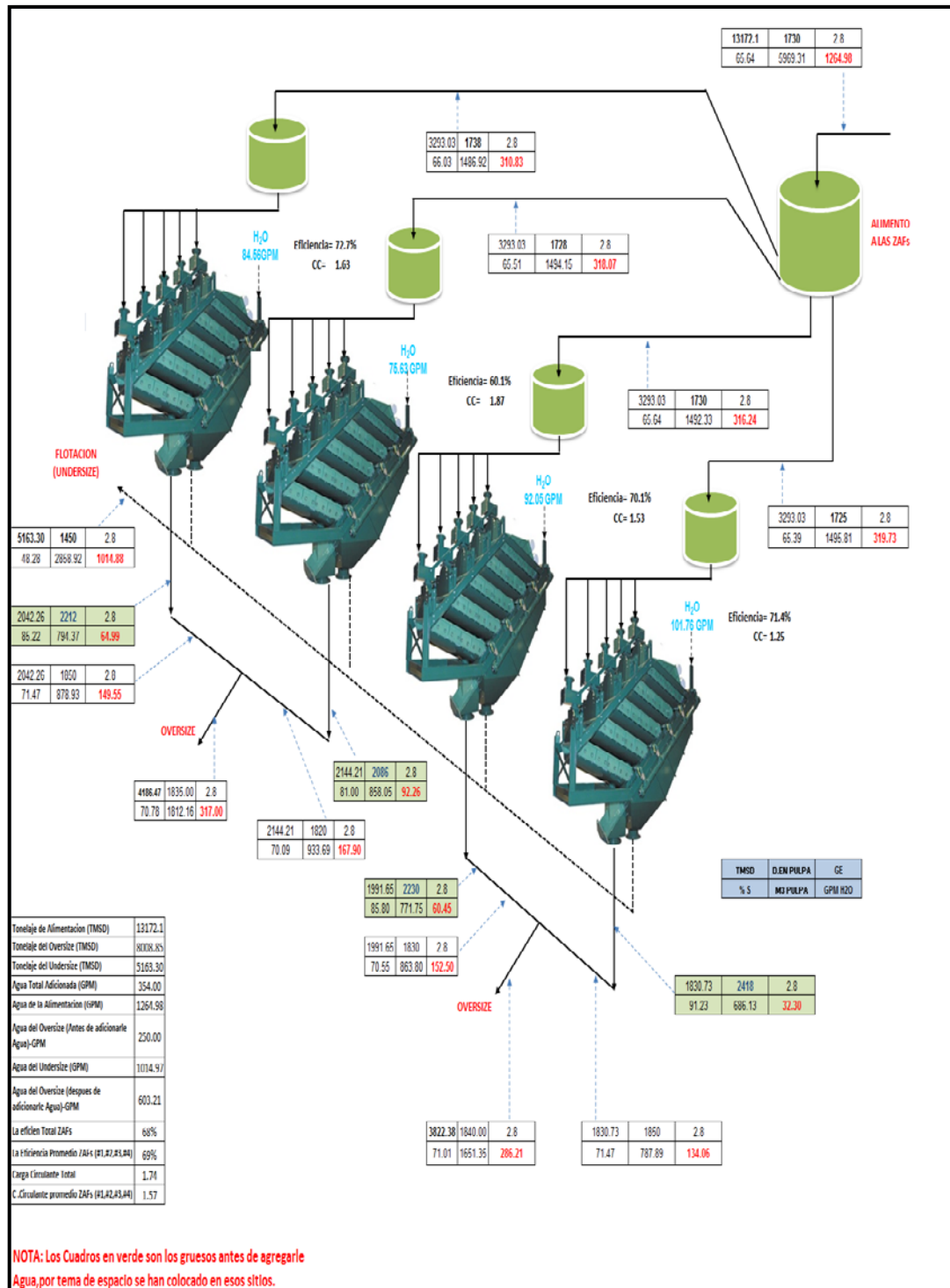


FIGURA 5.29: Balance de masa y Agua de las ZAFs

CAPITULO VI
EVALUACION Y OPTIMIZACION DE VARIABLES TEORICO-
PRACTICO EN FLOTACION (CIRCUITO ZINC)

6.1 Estrategias de evaluación y optimización de variables de flotación

La evaluación y optimización de variables se realizo aplicando la técnica estadística de diseños experimentales, se requiere el uso de una metodología o estrategia adecuada, que nos lleve por el camino seguro y rápido para analizar el comportamiento de las variables en estudio, determinando cuáles son las más representativas para la recuperación de Zinc y Plata. Posteriormente se realiza una optimización de las variables más significativa que a su vez determinarán la eficiencia del proceso.

En el informe se describe una estrategia adecuada, que consiste en dos etapas fundamentales: la PRIMERA o de SELECCIÓN DE VARIABLE que es el primer intento de estudiar y determinar la significancia de cada una de las variables y determinar su influencia metalúrgica alrededor de la respuesta elegida usando como estadístico de discreción el "t-student".

La SEGUNDA ETAPA o de OPTIMIZACIÓN, en la que con el uso de modelos cuadráticos se ajusta un modelo en dos o tres variables como máximo, estimando finalmente los mejores valores de las variables para lograr un valor máximo en la respuesta elegida, usando en este caso, como estadístico de discreción el "F". La primera escala descarta variables que no son influyentes e identifica dos o tres sobre las cuales se debe trabajar para optimizar

6.2 Formulación del trabajo de optimización

Alcanzar la máxima recuperación del Zinc con la calidad o ley requerida por la superintendencia.

Y = Optimización del parámetro (Recuperación \longrightarrow 100 %).

W = Restricción

La Restricción sería la calidad del producto que está determinado por el contenido de metal valioso en el concentrado (W =56 %), en operación y por las sustancias contaminantes (Ag, %Pb, %Cu, %Fe).

6.3 Esquema de estudio para la selección de variables

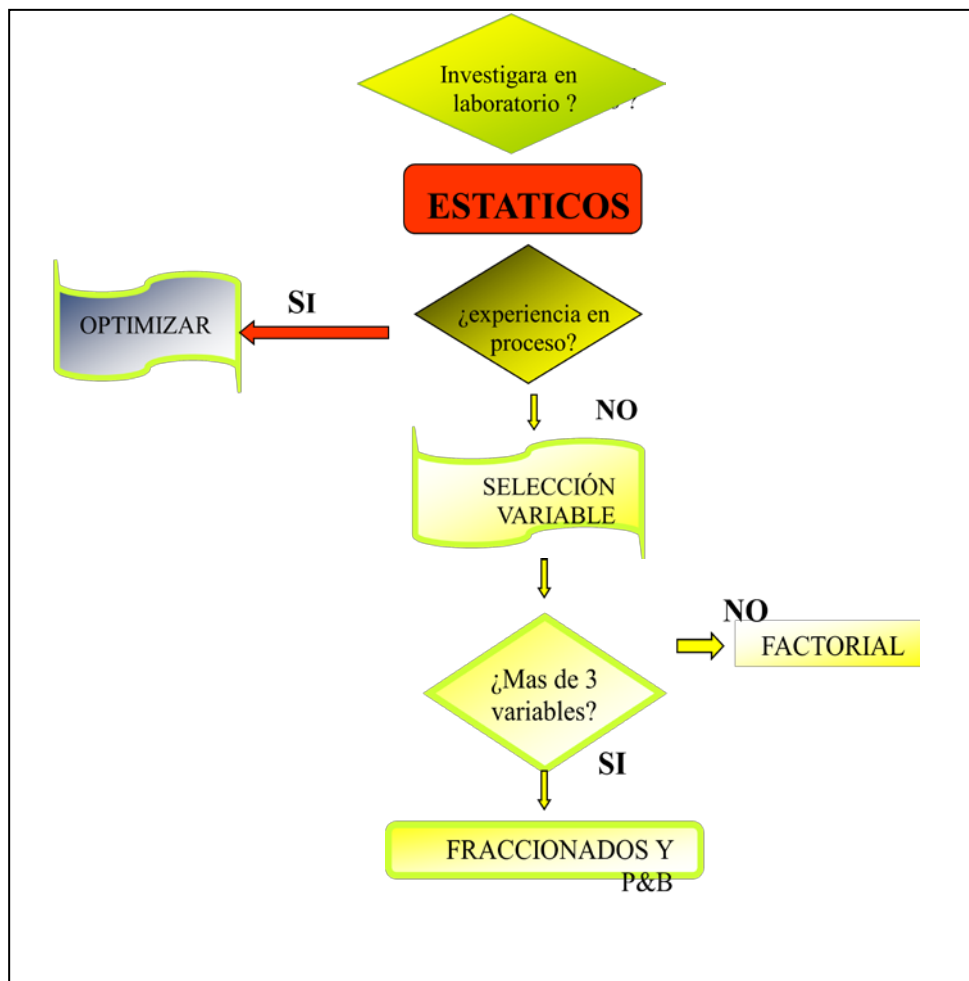


FIGURA 6.30: Esquema de Selección de Variable

6.4 Primera etapa o selección de variable

6.4.1 Evaluación de las variables a estudiar

Ley de Cabeza del mineral a investigar.

Ag Oz/Tc	Pb%	Cu%	Zn%	Fe%
0.5	0.1	0.16	1.91	2.55

6.4.1.1 Selección de las variables para el estudio de la flotación de Zinc

VARIABLES	SIMBOLO
Z-11	X ₁
CuSO ₄	X ₂
A-3418	X ₃
CAL	X ₄
TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO	X ₅
VARIABLES CONSTANTES	
NaCN	
ZnSO ₄	
Na ₂ S ₂ O ₅	
GRANULOMETRIA (60%-m200)	
Z-6	
MIBC	
RPM	
%SOLIDOS	
NIVEL DE PULPA	
TIEMPO DE FLOTACION	
TEMPERATURA	

6.4.1.2 Rango de las variables a investigar para la flotación de Zinc

VARIABLE	SIMBOLO	UNIDAD	MINIMO	MAXIMO
Z-11	X ₁	gr/Tn	6	18
CuSO ₄	X ₂	gr/Tn	80	200
A-3418	X ₃	gr/Tn	1	2
CAL	X ₄	Kg/Tn	0.5	1.5
TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO	X ₅	min	0	10

6.4.1.3 Diseño factorial fraccionado un cuarto de 2@5

Este tipo de diseño lo utilizamos para evitar un mayor número de pruebas debido a que el número de las variables estudiadas es “5 variables”.

Tabla N° 6.11: Matriz Codificada

MATRIZ CODIFICADA					
PRUEBA	X1	X2	X3	X4	X5
1	-1	-1	-1	-1	-1
2	1	-1	-1	1	-1
3	-1	-1	1	-1	1
4	1	-1	1	1	1
5	1	1	-1	-1	1
6	-1	1	-1	1	1
7	1	1	1	-1	-1
8	-1	1	1	1	-1

Tabla N° 6.12: Matriz Real

MATRIZ REAL					
PRUEBA	X1	X2	X3	X4	X5
1	6	80	1	0.5	0
2	18	80	1	1.5	0
3	6	80	2	0.5	10
4	18	80	2	1.5	10
5	18	200	1	0.5	10
6	6	200	1	1.5	10
7	18	200	2	0.5	0
8	6	200	2	1.5	0

6.4.1.4 Balances metalúrgicos de las pruebas

Prueba Standard:

Test Standard	Ensayes %						Distribución, %				
	%	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Ensayada	100.00	0.50	0.10	0.16	1.91	2.55	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada	100.00	0.42	0.11	0.16	1.91	2.82	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cc. Ro-Sea de Bulk	1.90	14.29	4.34	4.31	8.01	10.39	65.22	74.09	50.95	7.95	6.99
Cc. Rougher de Zn	2.50	1.32	0.26	1.27	36.04	3.41	7.93	5.84	19.75	47.08	3.02
Cc. Scavenger de Zn	4.60	0.65	0.09	0.43	9.61	8.38	7.18	3.72	12.31	23.10	13.65
Total Cc Ro-Cc Sea de Zn	7.10	0.89	0.15	0.73	18.92	6.63	15.11	9.56	32.06	70.18	16.66
Relave Final	91.00	0.09	0.02	0.03	0.46	2.37	19.67	16.35	16.99	21.87	76.35
		0.15	0.03	0.08	1.80	2.68					

RECUPERACION TOTAL DE Zn 70.18

PRUEBA N°1

Test N°1	Ensayes %						Distribución, %				
	%	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Ensayada	100.00	0.50	0.10	0.16	1.91	2.55	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada	100.00	0.44	0.10	0.16	1.82	2.79	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cc. Ro-Sca de Bulk	1.00	23.91	7.00	6.50	9.61	11.60	54.74	67.30	41.08	5.29	4.16
Cc. Rougher de Zn	0.90	4.81	1.07	2.67	14.01	7.08	9.91	9.26	15.19	6.94	2.28
Cc. Scavenger de Zn	2.80	1.09	0.19	0.77	14.41	9.52	6.99	5.11	13.62	22.21	9.55
Total Cc Ro-Cc Sca de Zn	3.70	1.99	0.40	1.23	14.31	8.93	16.90	14.37	28.81	29.15	11.84
Relave Final	95.30	0.13	0.02	0.05	1.25	2.46	28.36	18.33	30.11	65.56	84.01

RECUPERACION TOTAL DE Zn 29.15

PRUEBA N°2

Test N°2	Ensayes %						Distribución, %				
	%	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Ensayada	100.00	0.50	0.10	0.16	1.91	2.55	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada	100.10	0.43	0.11	0.16	1.87	3.04	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cc. Ro-Sca de Bulk	1.10	20.42	6.25	4.76	9.21	9.40	51.71	59.93	32.74	5.41	3.40
Cc. Rougher de Zn	1.50	2.41	0.49	2.78	26.63	4.60	8.32	6.41	26.07	21.31	2.27
Cc. Scavenger de Zn	5.20	1.75	0.39	0.56	9.41	21.02	20.95	17.68	18.21	26.11	35.91
Total Cc Ro-Cc Sca de Zn	6.70	1.90	0.41	1.06	13.27	17.34	29.27	24.08	44.28	47.42	38.18
Relave Final	92.30	0.09	0.02	0.04	0.96	1.93	19.12	16.09	23.08	47.28	58.53

RECUPERACION TOTAL DE Zn 47.42

PRUEBA N°3

Test N°3	Ensayes %						Distribución, %				
	%	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Ensayada	100.00	0.50	0.10	0.16	1.91	2.55	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada	100.00	0.44	0.10	0.15	1.83	2.84	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cc. Ro-Sca de Bulk	1.50	18.28	5.06	4.25	8.61	9.72	62.40	74.49	41.71	7.06	5.14
Cc. Rougher de Zn	1.30	2.08	0.39	2.09	12.21	6.59	6.15	4.98	17.78	8.68	3.02
Cc. Scavenger de Zn	3.70	0.45	0.06	0.41	18.42	2.97	3.79	2.18	9.93	37.25	3.87
Total Cc Ro-Cc Sca de Zn	5.00	0.87	0.15	0.85	16.81	3.91	9.94	7.15	27.70	45.93	6.89
Relave Final	93.50	0.13	0.02	0.05	0.92	2.67	27.66	18.35	30.59	47.02	87.97

RECUPERACION TOTAL DE Zn 45.93

PRUEBA N°4

Test N°4	Ensayes %						Distribución, %				
	%	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Ensayada	100.00	0.50	0.10	0.16	1.91	2.55	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada	100.00	0.49	0.13	0.18	2.29	2.85	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cc. Ro-Sca de Bulk	1.90	16.31	5.05	4.75	9.01	11.23	63.77	59.06	39.48	5.91	5.91
Cc. Rougher de Zn	2.70	1.43	0.29	1.34	39.64	3.49	7.95	6.11	20.05	46.82	3.31
Cc. Scavenger de Zn	7.70	0.76	0.09	0.36	9.01	11.83	12.04	5.40	15.36	30.35	31.96
Total Cc Ro-Cc Sca de Zn	10.40	0.93	0.14	0.61	16.96	9.66	19.99	11.51	35.41	77.17	35.27
Relave Final	87.70	0.09	0.02	0.03	0.40	1.86	16.24	13.68	14.58	15.35	57.24

RECUPERACION TOTAL DE Zn 77.17

PRUEBA N°5

Test N°5	Ensayes %						Distribución, %				
	%	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Ensayada	100.00	0.50	0.10	0.16	1.91	2.55	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada	100.00	0.42	0.11	0.16	1.97	2.87	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cc. Ro-Sca de Bulk	1.80	15.86	4.60	4.54	8.41	10.50	67.24	74.99	50.50	7.69	6.59
Cc. Rougher de Zn	2.40	1.34	0.26	1.23	44.24	3.35	7.57	5.65	18.24	53.92	2.80
Cc. Scavenger de Zn	3.70	0.65	0.08	0.62	14.21	3.73	5.66	2.68	14.18	26.70	4.81
Total Cc Ro-Cc Sca de Zn	6.10	0.92	0.15	0.86	26.03	3.58	13.24	8.33	32.42	80.62	7.62
Relave Final	92.10	0.09	0.02	0.03	0.25	2.67	19.52	16.68	17.08	11.69	85.79

RECUPERACION TOTAL DE Zn 80.62

PRUEBA N°6

Test N°6	Ensayes %						Distribución, %				
	%	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Ensayada	100.00	0.50	0.10	0.16	1.91	2.55	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada	100.00	0.46	0.11	0.16	1.85	2.94	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cc. Ro-Sca de Bulk	1.80	15.76	4.80	4.96	8.41	10.74	62.01	81.79	55.18	8.16	6.57
Cc. Rougher de Zn	1.90	1.56	0.30	1.23	26.83	3.91	6.48	5.40	14.44	27.49	2.52
Cc. Scavenger de Zn	6.50	0.56	0.07	0.48	16.42	7.45	7.96	4.31	19.28	57.56	16.45
Total Cc Ro-Cc Sca de Zn	8.40	0.79	0.12	0.65	18.77	6.65	14.44	9.70	33.72	85.06	18.98
Relave Final	89.80	0.12	0.01	0.02	0.14	2.44	23.56	8.50	11.10	6.78	74.45

RECUPERACION TOTAL DE Zn 85.06**PRUEBA N°7**

Test N°7	Ensayes %						Distribución, %				
	%	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Ensayada	100.00	0.50	0.10	0.16	1.91	2.55	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada	100.50	0.40	0.10	0.17	2.07	2.79	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cc. Ro-Sca de Bulk	2.20	13.01	3.36	3.74	7.41	9.73	72.32	74.04	49.79	7.89	7.69
Cc. Rougher de Zn	2.80	1.70	0.21	1.61	39.64	3.84	12.03	5.89	27.28	53.69	3.86
Cc. Scavenger de Zn	3.60	0.50	0.06	0.31	6.01	2.96	4.55	2.16	6.75	10.47	3.83
Total Cc Ro-Cc Sca de Zn	6.40	1.03	0.13	0.88	20.72	3.35	16.57	8.05	34.03	64.16	7.69
Relave Final	91.90	0.05	0.02	0.03	0.64	2.58	11.61	18.41	16.68	28.45	85.13

RECUPERACION TOTAL DE Zn 64.16**PRUEBA N°8**

Test N°8	Ensayes %						Distribución, %				
	%	Ag*	Pb	Cu	Zn	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Cabeza Ensayada	100.00	0.50	0.10	0.16	1.91	2.55	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cabeza calculada	99.60	0.41	0.10	0.16	1.88	2.90	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Cc. Ro-Sca de Bulk	2.00	13.74	3.40	4.15	8.01	10.63	67.45	71.50	51.79	8.51	7.34
Cc. Rougher de Zn	1.50	1.96	0.36	1.23	21.62	4.22	7.22	5.68	11.51	17.23	2.19
Cc. Scavenger de Zn	4.20	0.45	0.07	0.51	16.02	4.54	4.64	3.09	13.36	35.76	6.59
Total Cc Ro-Cc Sca de Zn	5.70	0.85	0.15	0.70	17.49	4.46	11.85	8.77	24.88	52.99	8.77
Relave Final	91.90	0.09	0.02	0.04	0.78	2.63	20.30	19.33	22.94	38.09	83.48

RECUPERACION TOTAL DE Zn 52.99**TABLA N° 6.13: Matriz Respuesta**

PRUEBA	MATRIZ CODIFICADA					RESPUESTA (%)		
	X1	X2	X3	X4	X5	REC ACUMULADA Zn	GRADO Zn/Ro	DESPLAZAMIENTO *Ag/Ro
1	-1	-1	-1	-1	-1	29.15	14.01	4.81
2	1	-1	-1	1	-1	47.50	26.83	2.41
3	-1	-1	1	-1	1	45.93	12.21	2.08
4	1	-1	1	1	1	77.17	39.64	1.43
5	1	1	-1	-1	1	80.62	44.24	1.34
6	-1	1	-1	1	1	85.06	26.83	1.56
7	1	1	1	-1	-1	64.16	39.64	1.70
8	-1	1	1	1	-1	52.99	21.62	1.96

De los balances metalúrgicos se obtiene la Tabla 6.13 en la que la función respuesta será la recuperación acumulada de Zinc, grado de Zinc y desplazamiento de Plata.

6.4.1.5 Análisis de las regresiones:

Luego de haber realizado las regresiones lineales con respecto a las recuperaciones y grado obtenido. El t-student de tabla para 8 pruebas al 95% es de 1.86 lo que implica que habrá significancia estadística si el t-student es mayor a este valor (valor absoluto). El signo es muy importante ya que nos indica si hay una relación directa si es positivo y una relación indirecta si es negativo respectivamente.

TABLA N° 6.14: t-student de las variables

RESPUESTA	Z-11	CuSO4	A-3418	CAL	TIEMPO DE ACON
REC ACUMULADA Zn	2.772	4.099	-0.098	2.108	4.685
GRADO Zn/Ro	5.092	2.688	0.094	0.312	1.418
DESPLAZAMIENTO Ag	-2.017	-2.382	-1.685	-1.468	-2.554

TABLA N° 6.15: Eliminación del t-student

RESPUESTA	Z-11	CuSO4	A-3418	CAL	TIEMPO DE ACON
REC ACUMULADA Zn	2.772	4.099		2.108	4.685
GRADO Zn/Ro	5.092	2.688			
DESPLAZAMIENTO Ag	-2.017	-2.382			-2.554

6.5 Segunda etapa u optimización de variable

En la etapa de selección de variable se investigó la parte baja de la cima (que representa la FUNCION RESPUESTA), ahora el máximo valor se alcanzará estando alrededor de dicha “punta de cerro imaginario “. Para lo cual se utilizó el diseño hexagonal que tiene mayor confiabilidad y reproductibilidad de los resultados, este diseño frente al diseño factorial nos da una superficie respuesta **más confiable** para la toma de decisiones, en cambio el diseño factorial nos da una superficie respuesta del tipo lineal que varía directamente proporcional a sus variables de diseño. Lo que no sucede en la realidad puesto que existe una superficie de máxima pendiente que es la superficie respuesta máxima a lograr.

Se busca optimizar las variables colector (Z-11) y activador (CuSO₄) que tienen mayor influencia en la metalurgia del Zinc.

6.5.1 Esquema de estudio para la selección de variables

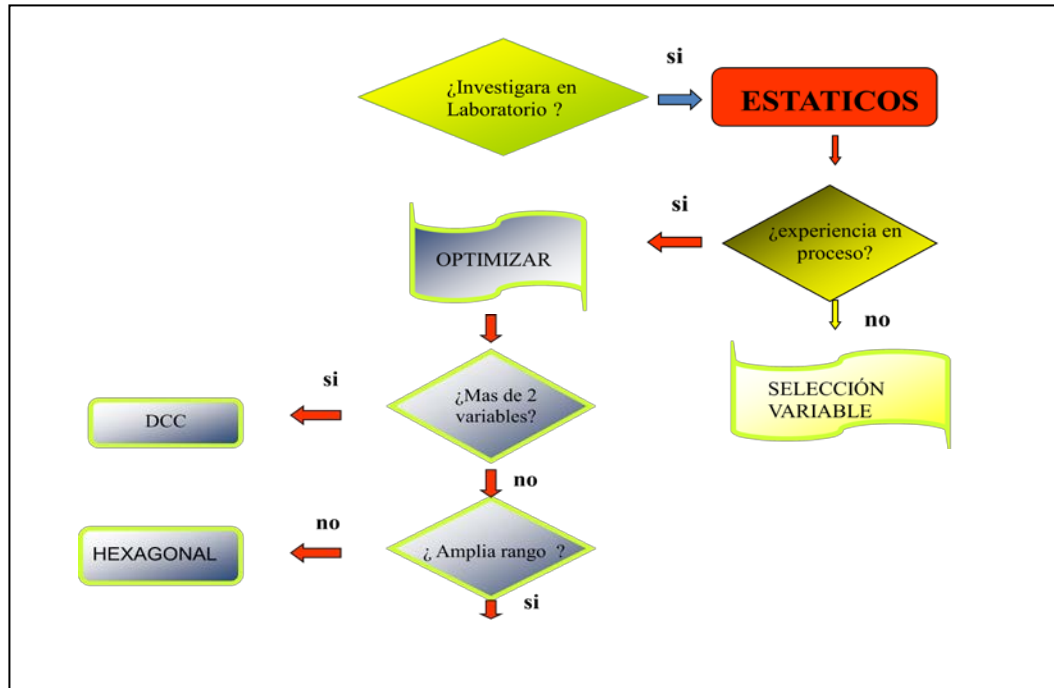


FIGURA 6.31: Esquema de Optimización de Variable

6.5.2 Optimización de la dosificación del Xantato (Z-11) y Sulfato de Cobre (CuSO₄) usando el diseño hexagonal

A continuación presento el diseño correspondiente a una flotación estándar con un tiempo de molienda de 60%-m200.

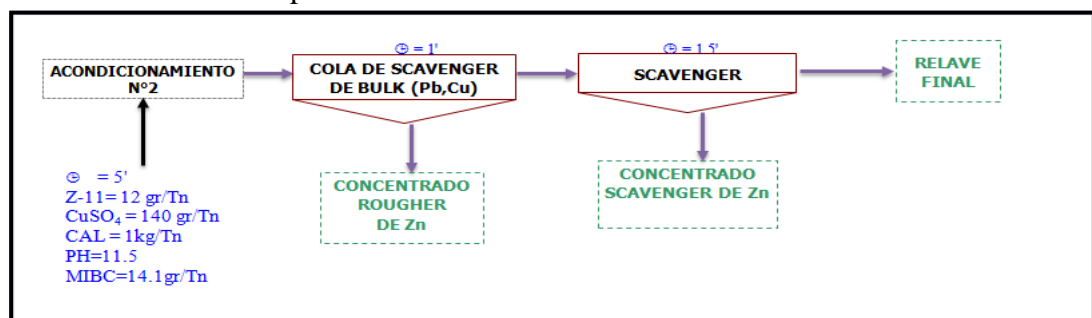


FIGURA 6.32: Esquema de Flotación Estándar

TABLA 6.16: Rango de las Variables

VARIABLE	SIMBOLO	UNIDAD	MINIMO	MAXIMO
Z-11	Z ₁	gr/Tn	6	18
CuSO ₄	Z ₂	gr/Tn	80	200

6.5.2.1 Ecuaciones para decodificar las variables

Centro del Diseño:

$$Z_i^{\circ} = \frac{Z_i^{max} + Z_i^{min}}{2}$$

Radio del Diseño:

$$\Delta Z_i = \frac{Z_i^{max} - Z_i^{min}}{2}$$

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

$$Z_i = Z_i^{\circ} + \Delta Z_i * X_i$$

Y=% Recuperación de Zinc

6.5.2.2 Diseño hexagonal

TABLA 6.17: Matriz Codificada y Real

PRUEBA	MATRIZ CODIFICADA		MATRIZ REAL	
	X1	X2	Z1	Z2
1	1	0	18	140
2	0.5	0.866	15	192
3	-0.5	0.866	9	192
4	-1	0	6	140
5	-0.5	-0.866	9	88
6	0.5	-0.866	15	88
7	0	0	12	140
8	0	0	12	140

El siguiente modelo matemático puede ahora ser propuesto:

$$Y = b_0 + b_1X_1 + b_2X_2 + b_{11}X_1^2 + b_{22}X_2^2 + b_{12}X_1X_2$$

Los coeficientes del modelo pueden determinarse por regresión:

TABLA 6.18: Matriz Ampliada

PRUEBA	MATRIZ AMPLIADA					
	Z1	Z2	Z ₁ ²	Z ₂ ²	Z1*Z2	Rec.Zn
1	21	140	441	19600	2940	65.0
2	15	192	225	36849	2879	63.0
3	9	192	81	36849	1728	65.0
4	6	140	36	19600	840	71.3
5	9	88	81	7751	792	68.0
6	15	88	225	7751	1321	68.3
7	12	140	144	19600	1680	71.4
8	12	140	144	19600	1680	71.1

TABLA 6.19: Regresión de la Recuperación de Zinc

Estadísticas de la regresión	
Coefficiente de correlación múltiple	0.9965
Coefficiente de determinación R ²	0.9930
R ² ajustado	0.9754
Error típico	0.5134
Observaciones	8

TABLA 6.20: Coeficientes de la función respuesta

	Z1	Z2	Z ₁ ²	Z ₂ ²	Z1*Z2
Xcoeff	1.483924135	0.504044008	-0.05017024	-0.00178469	-0.00368873

Entonces el modelo sería:

$$Y = 31.37 + 1.483Z_1 + 0.5040Z_2 - 0.0050Z_1^2 - 0.00178Z_2^2 - 0.0036Z_1Z_2$$

Los valores predichos según la regresión son:

TABLA 6.21: Valores Calculados Según la Regresión

PRUEBA	Y observado	Y predicho
1	65.00	65.15
2	63.00	62.72
3	65.00	65.28
4	71.30	70.96
5	68.00	68.28
6	68.30	68.02
7	71.40	71.34
8	71.10	71.34

CAPITULO VII

ANALISIS DE LOS RESULTADOS

7.1 Análisis estadístico de las pruebas de flotación Zinc

Luego de haber realizado las regresiones para la recuperación de Zn, desplazamiento de Ag y grado de Zn en el capítulo anterior y establecer los t-student que tienen una significancia estadística sobre la respuesta elegida ($t > 1.86$ en valor absoluto) se procede a un análisis de cada variable respecto al circuito de flotación de Zinc.

***XANTATO (Z-11)**

El Z-11 influye positivamente en el grado de Zinc de la etapa Rougher (+5.092) lo que indica que el Xantato isopropilico de sodio es el adecuado para este tipo de circuitos de Zinc. La acción del Z-11 es positiva en el grado de la etapa Rougher debido al poco arrastre de Hierro, esta poca presencia se debe a la acción depresora del NaCN, $ZnSO_4$ y Na_2SO_3 en conjunto. Otro factor importante es la baja ley de Hierro en la cabeza. La recuperación acumulada de Zinc tiene un t-student (+2.772) lo que indica que el Z-11 influye positivamente sobre esta respuesta. El desplazamiento de Ag muestran el valor negativo de (-2.017) lo que indica que estos valores desplazados al circuito de Zinc, disminuyen el grado y la recuperación de Zinc.

***ACTIVADOR ($CuSO_4$)**

Es muy importante para el grado de concentrado de Zinc (+2.688) y tiene una influencia positiva en la recuperación de Zinc (+4.099). El desplazamiento de

Ag tienen una influencia negativa (-2.382) tanto en el grado y la recuperación de Zinc debido a que la recuperación de plata se cuantifica en el circuito Pb/Cu.

***COLECTOR AUXILIAR (A-3418)**

Este colector fue probado como auxiliar, no muestra un esquema lógico ya que este reactivo es utilizado en minerales que contienen plata por lo que debería tener una relación inversa con el desplazamiento de Ag en el circuito de zinc por lo que se optaría por utilizar otro colector de plata más selectivo.

***CAL (CaO)**

Este regulador de pH tiene un t-student de (+2.108) lo que implica la recuperación de Zinc se verá favorecida si la flotación se lleva a cabo a un pH alcalino de 11.5. Por lo que el control de pH debe manejarse con mucho cuidado en el circuito de Zinc.

***TIEMPO DE ACONDICIONAMIENTO (min)**

En el circuito de Zinc influye positivamente en la recuperación de Zinc (+4.685) por lo que un doble acondicionamiento sería lo más adecuado. Además el desplazamiento de Plata disminuirá ya que tienen valor negativo (-2.554) lo cual indica una relación inversa que favorecerá la recuperación de Zinc.

Al realizar el análisis de las variables en estudio se ha elegido al: Xantato (Z-11) y al activador (CuSO_4) para su optimización.

7.2 Análisis estadístico de resultado de la etapa de optimización

Conformada la matriz para valores reales Z_1 , Z_2 , Z_{12} , Z_{22} , Z_1Z_2 se procedió a la regresión en donde el coeficiente de correlación para la recuperación de Zinc fue de 0.993 el cual significa que la ecuación de coeficientes expresa realmente el evento experimental para la recuperación de Zinc, además se observa que los signos de los coeficientes cuadráticos son negativos por lo que nos indica que habrá un máximo en la superficie respuesta.

7.2.1 Cálculo del f de la regresión

El Y_{predicho} se debe comparar respecto del resultado logrado experimentalmente $Y_{\text{observado}}$ y este observado respecto de su promedio Y_{promedio} , para una mayor consistencia estadística de los resultados obtenidos, entonces el $F_{\text{calculado}}$ debe ser igual a:

TABLA 7.22: Y OBSERVADO Vs Y PREDICHO

PRUEBA	Y observado	Y predicho	$(Y \text{ Obs}-Y \text{ Pred})^2$	$(Y \text{ Obs}-Y \text{ prom})^2$
1	65.00	65.15	0.023	8.338
2	63.00	62.72	0.081	23.888
3	65.00	65.28	0.081	8.338
4	71.30	70.96	0.117	11.645
5	68.00	68.28	0.081	0.013
6	68.30	68.02	0.081	0.170
7	71.40	71.34	0.003	12.338
8	71.10	71.34	0.060	10.320
Y promedio	67.89	TOTAL	0.527	75.049

$$F_{\text{calculado}} = \frac{\left(\frac{SSM}{GL1}\right)}{\left(\frac{SSR}{GL2}\right)}$$

Donde:

SSM: SST-SSR=74.522

SSR: S $(Y \text{ observado}-Y \text{ predicho})^2 = 0.527$

SST: S $(Y \text{ observado}-Y \text{ promedio})^2 = 75.049$

GL1: Grados de libertad del modelo:

(número de pruebas -1-GL regresión)=5

GL2: Grado de libertad residual:(de la regresión)=2

De la tabla anterior:

$$F_{\text{calculado}} = \frac{\left(\frac{74.522}{5}\right)}{\left(\frac{0.527}{2}\right)}$$

$$F_{\text{calculado}} = 56.54$$

Entonces el $F_{\text{calculado}}=56.54$ que es mucho mayor que el F_{tabla} para 5,2 al 95% grados de libertad 19.3

7.2.2 Cálculo del f de ajuste

No es suficiente que haya correlación en la regresión, también debe comprobarse que los puntos entre sí no están muy alejados de la grafica .Para comprobar esto será necesario y suficiente que F_{ajuste} sea menor que el F_{tablas} .

$$F_{\text{ajuste}} = \frac{\left(\frac{SSF}{GL1}\right)}{\left(\frac{SSE}{GL2}\right)}$$

Donde:

SSF: $SSR-SSE=4.464$

SSR:S $(Y_{\text{observado}}-Y_{\text{predicho}})^2=0.527$

SSE: Igual que SSR pero de las Pruebas al Centro = 0.063

GL1: Grados de libertad de SSR-Grado de libertad de SSE =1

GL2: Grado de libertad de SSE (#pruebas al centro-1)=1

Reemplazando:

$$F_{\text{ajuste}} = \frac{\frac{0.464}{1}}{\frac{0.063}{1}}$$

$$F_{\text{ajuste}}=7.36$$

Entonces el $F_{\text{ajuste}}=7.36$ que es mucho menor que el F_{tabla} para 1,1 al 95% grados de libertad 18.1.

Con el análisis anterior queda demostrada la consistencia estadística del estudio porque:

$$F_{\text{regresión}} > F_{\text{tabla}}(5,2)$$

$$F_{\text{ajuste}} < F_{\text{tabla}}(1,1)$$

6.3 Cálculo de máxima respuesta

Del modelo:

$$Y = 31.37 + 1.483Z_1 + 0.5040Z_2 - 0.0050Z_1^2 - 0.00178Z_2^2 - 0.0036Z_1Z_2$$

Aplicando el concepto de derivadas parciales y resolviendo simultáneamente:

$$\frac{\partial y}{\partial Z_1} = 1.483 - 2(0.00501)Z_1 - 0.0036Z_2 = 0$$

$$\frac{\partial y}{\partial Z_2} = +0.504 - 2(0.0017)Z_2 - 0.0036Z_1 = 0$$

Los valores de $Z_1 = 9.97$ gr/tn Y $Z_2 = 130.9$ gr/tn corresponden a 60% -m200) otorgando un máximo de recuperación de zinc.71.76%

CONCLUSIONES

1. El nivel de bolas es de 34% con una potencia de 1066 Hp se puede llegar a 36% ya que la potencia máxima del motor es de 1650 Hp, esto nos permitirá elevar la capacidad de tratamiento.
2. Al utilizar mallas mayores a 0.43 mm nos permitirá disminuir la carga circulante y de esta manera aumentar la capacidad de tratamiento, teniendo en cuenta no afectar la etapa de separación.
3. El tamaño de alimentación es de 65%-70% -malla ¼” que es una granulometría fina para alimentar al circuito Molienda/Clasificación.
4. La repartición de la carga del distribuidor principal no es homogénea, la ZAF N°2 es la que recibe más carga y la que recibe menos carga es la ZAF N°4 debido a esto cuando los Oversize de las ZAFs N°1 y N°2 se juntan dan un tonelaje de alimentación al molino 12.5'x14' de 4186.47 TMSD al igual que las ZAFs N°3 Y N°4 alimentan al molino 12.5'x16' con 3822.38 TMSD esta distribución heterogénea genera que el molino 12.5'x14' reciba mas carga ,además el cuarteador de la faja N°8 también contribuye a una mala repartición de la carga fresca .todos estos factores generan que la carga en el molino 12.5'x14' tenga un menor tiempo de residencia y como consecuencia se tiene una granulometría gruesa.
5. La eficiencia total de las ZAFs es igual a 68% y la Eficiencia promedio calculada a partir del balance individual para cada ZAFs es 69%.con lo que se concluye que las eficiencias son similares.
6. Al optimizar los parámetros mencionados en el informe nos permitirá aumentar el grado de liberación de tal manera que de 48%-m200 se pueda llegar a 55%-malla200 y mejorar la calidad y recuperación.
7. Respecto a las pruebas de flotación, aplicando el diseño experimental las variables mas significantes resultaron ser el Xantato (Z-11), sulfato de cobre (CuSO_4), cal y el tiempo de acondicionamiento. Descartando el colector auxiliar A-3418 que resultó no significativa para la recuperación y grado de Zinc.

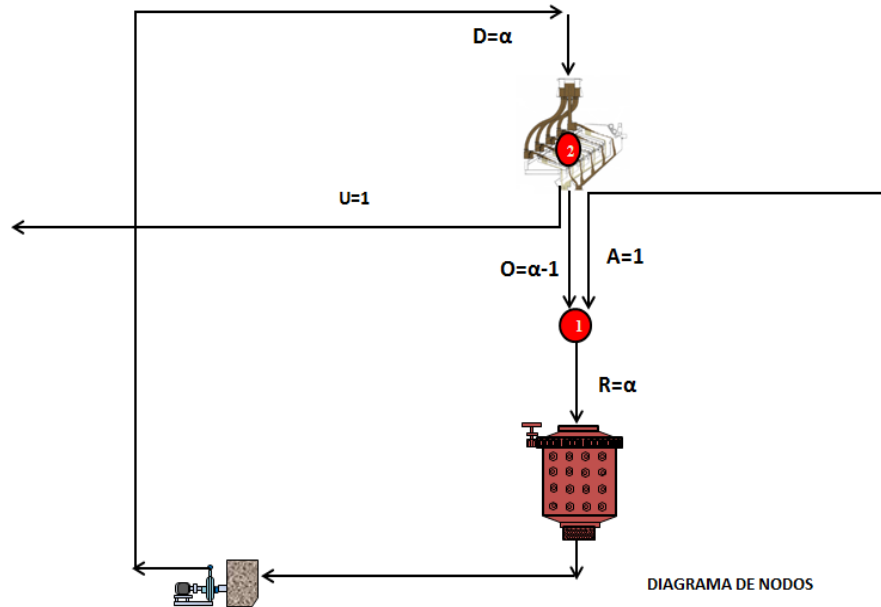
8. El CuSO_4 tiene un efecto positivo tanto para el grado y recuperación de Zinc.
9. El tiempo de acondicionamiento influye positivamente en la recuperación de zinc por lo que se siguiere un mayor acondicionamiento en las futuras pruebas. Debido a su alta significancia en los resultados.
10. En la (OPTIMIZACION DE VARIABLES) se trabajo con las variables Z-11 y CuSO_4 por lo que se utilizo el diseño rotables (Hexagonal) ,en esta parte se concluye que el consumo de Z-11 y CuSO_4 es 9.97 gr/tn y 130.9 gr/tn respectivamente con una recuperación acumulada de Zinc máxima de 71.6 % frente al estándar que tiene consumos de de Z-11 y CuSO_4 de 12 gr/tn y 140 gr/tn con una recuperación acumulada de Zinc que en promedio es 71.2 % lo que implica que se logra un menor consumo de reactivos para una recuperación acumulada de Zinc semejante.

BIBLIOGRAFIA

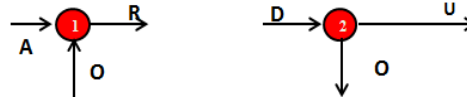
- 1.- BRAVO GALVEZ CESAR ANTONIO, "Evaluación de Circuitos industriales Molienda –Clasificación". Lima-Perú.
- 2.- A. AYRES HIDALGO FERNANDO Y SOTO FLORES FERNANDO JOE, "Técnicas matemáticas Aplicadas al Balance de Materia". Arequipa 1998.
- 3.- FIGHEROA LOLI AQUILES, "Optimización y Simulación de procesos Metalúrgicos", Edición 2010, Editorial Colecciones Jovic.
- 4.- LINARES G N, "Procesamiento de minerales - Mineralurgia II". Lima - Perú.
- 5.- RIVERA ZEVALLOS JUAN, "Compendio de Conminución". Concytec, Perú 2003
- 6.- MANZANEDA CABALA JOSE, "Procesamiento de minerales", P299 - 346. Nueva Edición
- 7.- MANZANEDA CABALA JOSE, "Diseño experimental en investigación Metalúrgica". Curso de Actualización 2013, Lima –Perú.
- 8.- MANZANEDA CABALA JOSE, "Estadística VI", Perú.
- 9.- VALVERDE ESPINOZA SANTIAGO GUALBERTO, "Técnicas de optimización Experimental en Metalurgia". Universidad Nacional de Ingeniería, Perú 1992.

ANEXOS N°1

BALANCE DE MOLIENDA CIRCUITO DIRECTO MOLIENDA- CLASIFICADOR



DONDE
 A=ALIMENTACION FRESCA
 R=ALIMENTACION COMPUESTA
 D=DESCARGA DEL MOLINO
 O=OVERSIZE
 U=UNDERSIZE



PLANTEAMIENTO SEGÚN CONDICIONES : BALANCE POR NODOS

A	1
R	α
D	α
O	α-1
U	1

NODO1
 A+O=R
 Aa+Oo=Rr
 $a+(\alpha-1)o=\alpha r$
 $a+\alpha o-o=\alpha r$
 $(a-o)+\alpha(o-r)=0$
 $\Delta 1=(a-o)+\alpha(o-r)$

NODO2
 D=O+U
 Dd=Oo+Uu
 $\alpha d=o(\alpha-1)+u$
 $\alpha d=0\alpha-o+u$
 $(u-o)+\alpha(o-d)=0$
 $\Delta 2=(u-o)+\alpha(o-d)$

$$S=\Delta(1)^2+\Delta(2)^2$$

$$\frac{ds}{d\alpha}=(a-o)^2+2\alpha(a-o)(o-r)+\alpha^2(o-r)^2+(u-o)^2+2\alpha(u-o)(o-d)+\alpha^2(o-d)^2$$

$$2(a-o)(o-r)+2\alpha(o-r)^2+2(u-o)(o-d)+2\alpha(o-d)^2$$

$$\alpha[(o-r)^2+(o-d)^2]=-(a-o)(o-r)-(u-o)(o-d)$$

$$\alpha=\frac{-\sum(a-o)(o-r)-\sum(u-o)(o-d)}{\sum[(o-r)^2+(o-d)^2]}$$

DETERMINACION DE LOS MULTIPLICADORES DE LAGRANGE

Por minimos cuadrados para los cinco flujos

$$S = \Delta a^2 + \Delta b^2 + \Delta c^2 + \Delta o^2 + \Delta u^2$$

la funcion L a optimizar por el metodo de lagrange sera

$$L = S - 2\lambda_1 [a - o + \alpha o - \alpha r] - 2\lambda_2 [u - o + \alpha o - \alpha d]$$

derivando parcialmente e igualando a 0

$$\frac{dL}{da} = 2\Delta a - 2\lambda_1 = 0 \Rightarrow \Delta a = \lambda_1$$

$$\frac{dL}{dr} = -2\Delta r + 2\lambda_1 \alpha = 0 \Rightarrow \Delta r = \lambda_1 \alpha$$

$$\frac{dL}{dd} = -2\Delta d + 2\lambda_2 \alpha = 0 \Rightarrow \Delta d = \lambda_2 \alpha$$

$$\frac{dL}{du} = 2\Delta u - 2\lambda_2 \alpha = 0 \Rightarrow \Delta u = \lambda_2$$

$$\frac{dL}{do} = 2\Delta o - 2\lambda_1 \alpha (\alpha - 1) = 0 \Rightarrow \Delta o = (\alpha - 1)(\lambda_1 + \lambda_2)$$

Para cada malla se formularan dos ecuaciones simultaneas (2 nodos), las cuales serviran para determinar los valores de λ_1 y λ_2 .

DATOS:

MALLA A.S.T.M	DESCARGA MO.12.5X16	DESCARGA MO.12.5X14	ALIMENTO ZAFs	OVER SIZE	UNDER SIZE	mezcla molinos
3/4m						
5/8m						
1/2m						
3/8m	25.3	150.4	207.4	100.55		178.39
1/4m	150.5	405.5	413.7	342.6		572.02
6m	263.6	400.4	354.4	532.2		692.05
10m	250.1	261.7	205.2	453.55		538.42
20m	661.6	557.8	445.3	1128.95		1289.81
30m	488.6	394.6	293.6	776.4	6.7	935.20
40m	661.6	569.2	384.6	747.85	110.2	1301.21
50m	497.6	392.5	288.6	261.35	343.8	943.06
70m	368.9	297.7	218.3	147.5	209.7	705.86
100m	296.6	229.1	174.5	82.35	185.7	557.27
140m	314.4	241	165.2	71.4	177.1	588.86
200m	271.5	205.9	146.5	49.3	169.9	506.29
270m	221.5	167.2	121.6	40.2	143.3	412.27
320m	124	84.6	35.7	4	20.1	221.80
400m	123.4	115.6	125.6	49.7	145.8	252.13
-400m	1269	939	711	268.5	797	2343.05
	5988.2	5412.2	4291.2	5056.4	2309.3	12037.70

razón Mezcla (Mo16/Mo14)	1.106426222
--------------------------	-------------

% peso			
ALIMENTO ZAFs	OVER SIZE	UNDER SIZE	mezcla molinos
4.83	1.99		1.48
9.64	6.78		4.75
8.26	10.53		5.75
4.78	8.97		4.47
10.38	22.33		10.71
6.84	15.35	0.2901312	7.77
8.96	14.79	4.7720088	10.81
6.73	5.17	14.887628	7.83
5.09	2.92	9.0806738	5.86
4.07	1.63	8.0413978	4.63
3.85	1.41	7.6689906	4.89
3.41	0.98	7.3572078	4.21
2.83	0.80	6.2053436	3.42
0.83	0.08	0.8703936	1.84
2.93	0.98	6.3136015	2.09
16.57	5.31	34.512623	19.46

MALLA A.S.T.M	% peso acumulado				% peso pasante						
	ALIMENTO ZAFs	OVER SIZE	UNDER SIZE	mezcla molinos	ALIMENTO ZAFs	OVER SIZE	UNDER SIZE	mezcla molinos	F(x)c	Alimento calculado	cc
3/4m									99.95	#jDIV/0!	#jDIV/0!
5/8m									99.50	#jDIV/0!	#jDIV/0!
1/2m									98.15	#jDIV/0!	#jDIV/0!
3/8m	4.83	1.99	0.00	1.48	95.17	98.01	100.00	95.17	87.71	95.46	-1.70
1/4m	14.47	8.76	0.00	6.23	85.53	91.24	100.00	85.53	70.79	86.17	-2.53
6m	22.73	19.29	0.00	11.98	77.27	80.71	100.00	77.27	51.28	73.42	-6.60
10m	27.51	28.26	0.00	16.46	72.49	71.74	100.00	72.49	35.87	62.85	36.94
20m	37.89	50.59	0.00	27.17	62.11	49.41	100.00	62.11	23.40	42.97	2.98
30m	44.73	65.94	0.29	34.94	55.27	34.06	99.71	55.27	16.08	29.60	2.10
40m	53.70	80.73	5.06	45.75	46.30	19.27	94.94	46.30	12.97	17.71	1.80
50m	60.42	85.90	19.95	53.58	39.58	14.10	80.05	39.58	10.46	13.20	1.59
70m	65.51	88.82	29.03	59.45	34.49	11.18	70.97	34.49	8.44	10.50	1.56
100m	69.57	90.45	37.07	64.08	30.43	9.55	62.93	30.43	6.84	8.88	1.56
140m	73.42	91.86	44.74	68.97	26.58	8.14	55.26	26.58	5.52	7.49	1.56
200m	76.84	92.83	52.10	73.17	23.16	7.17	47.90	23.16	4.43	6.49	1.55
270m	79.67	93.63	58.30	76.60	20.33	6.37	41.70	20.33	3.59	5.68	1.53
320m	80.50	93.71	59.17	78.44	19.50	6.29	40.83	19.50	3.06	5.49	1.62
400m	83.43	94.69	65.49	80.54	16.57	5.31	34.51	16.57	2.73	4.67	1.59
-400m	100.00	100.00	100.00	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00			
promedio										3.04	
α										4.04	

para hallar la carga carga circulante realizamos la siguiente operacion:

$$Dd=Oo+Uu$$

$$D=O+U$$

$$\Rightarrow (O+U)d=Oo+Uu$$

$$\frac{O}{U} = \frac{(u-d)}{(d-o)} = \frac{\alpha-1}{1} = cc$$

$$\alpha = cc + 1$$

calculamos la alimentacion compuesta para cada malla:

$$Rr=Aa+Oo$$

$$r = \frac{Aa+Oo}{R} \Rightarrow r = \frac{1a+(\alpha-1)o}{\alpha}$$

una vez calculada la alimentacion compuesta procedemos a hallar el valor de α mediante la formula.

$$\alpha = \frac{-\sum (a-o)(o-r) - \sum (u-o)(o-d)}{\sum [(o-r)^2 + (o-d)^2]}$$

a-o	o-r	u-o	o-d	(a-o)(o-r)	(u-o)(o-d)	o-r	o-d
-10.3	2.6	2.0	2.8	-26.3	5.7	6.5101129	8.09162379
-20.4	5.1	8.8	5.7	-103.6	50.0	25.666335	32.60029
-29.4	7.3	19.3	3.4	-214.6	66.4	53.168992	11.8553066
-35.9	8.9	28.3	-0.7	-318.7	-21.0	78.974095	0.55470864
-26.0	6.4	50.6	-12.7	-167.7	-642.2	41.557463	161.160148
-18.0	4.5	65.7	-21.2	-80.1	-1392.3	19.84312	449.769744
-6.3	1.6	75.7	-27.0	-9.8	-2045.7	2.4334793	730.913637
-3.6	0.9	66.0	-25.5	-3.3	-1680.3	0.8115662	649.165178
-2.7	0.7	59.8	-23.3	-1.9	-1393.5	0.4601924	543.293638
-2.7	0.7	53.4	-20.9	-1.8	-1114.0	0.4533799	435.591446
-2.6	0.7	47.1	-18.4	-1.7	-868.5	0.4229137	339.781404
-2.7	0.7	40.7	-16.0	-1.9	-651.5	0.4584599	255.814401
-2.8	0.7	35.3	-14.0	-1.9	-493.0	0.475426	194.756673
-3.2	0.8	34.5	-13.2	-2.6	-455.9	0.6432004	174.311218
-2.6	0.6	29.2	-11.3	-1.6	-328.8	0.4071925	126.758098
	42.0		-192.2	-937.5	-10964.7	232.28593	4114.41751

α	2.738223648
----------	-------------

ERRORES PARA CADA NODO EN SUS RESPECTIVAS MALLAS

MALLA A.S.T.M	E1	E2
3/4m		
5/8m		
1/2m		
3/8m	-3.31127091	9.77765959
1/4m	-6.57479755	24.398484
6m	-9.46301806	28.71754
10m	-11.533013	26.2198407
20m	-8.3661369	15.8249466
30m	-5.7810328	7.57941972
40m	-2.02448367	1.64019901
50m	-1.16912897	-3.81615476
70m	-0.88038004	-4.03762394
100m	-0.87383934	-3.77506201
140m	-0.84396869	-3.35710289
200m	-0.87872124	-3.06088672
270m	-0.89483287	-2.88885252
320m	-1.04081515	-1.61872853
400m	-0.82813351	-1.6262901
-400m		

OBSERVACION: COMO SE OBSERVA Δ_1 Y Δ_2 NO SON CEROS LO QUE SIGNIFICA AJUSTAR ESOS VALORES POR LO CUAL UTILIZAMOS LOS MULTIPLICADORES DE LAGRANGE.
* Δ_1 =E1
* Δ_2 =E2

a cada valor de las ecuaciones Δ_1 y Δ_2 los reemplazamos por los multiplicadores de lagrange los cuales fueron desarrollados anteriormente :

$$\Delta_1 = \lambda_1 * [1 + \alpha^2 + (1 - \alpha)^2] + \lambda_2 (1 - \alpha)^2$$

$$\Delta_2 = \lambda_1 * (\alpha - 1)^2 + \lambda_2 [(1 + \alpha^2 + (\alpha - 1)^2)]$$

resolvemos cada ecuacion para cada malla

MALLA A.S.T.M	λ_1	λ_2
3/4m		
5/8m		
1/2m		
3/8m	-0.54777557	0.9924848
1/4m	-1.20952561	2.43530375
6m	-1.58438837	2.90856853
10m	-1.71628869	2.72633744
20m	-1.16688158	1.67984202
30m	-0.72426636	0.84794579
40m	-0.22883773	0.20240954
50m	-0.01567858	-0.32717148
70m	0.016655278	-0.35487834
100m	0.010844849	-0.33056107
140m	0.00340956	-0.29232744
200m	-0.00707333	-0.26386306
270m	-0.01278192	-0.2474313
320m	-0.0574482	-0.12545506
400m	-0.03743617	-0.13136049
-400m		

MALLA A.S.T.M	DATOS AJUSTADOS PARA CADA MALLA					razon C.Circulante
	o	u	d	a	r	
	OVER SIZE	UNDER SIZE	mezcla molinos	F(x)c (Alimento fresco)	Alimento calculado	
3/4m						
5/8m						
1/2m						
3/8m	97.24	99.01	97.88	88.26	93.96	1.74
1/4m	89.11	97.56	92.19	72.00	82.86	1.74
6m	78.41	97.09	85.23	52.87	69.08	1.74
10m	69.99	97.27	79.95	37.59	58.15	1.74
20m	48.52	98.32	66.71	24.56	39.77	1.74
30m	33.84	98.86	57.59	16.80	27.62	1.74
40m	19.31	94.74	46.86	13.20	17.08	1.74
50m	14.70	80.38	38.68	10.48	13.16	1.74
70m	11.77	71.32	33.52	8.43	10.55	1.74
100m	10.11	63.26	29.52	6.83	8.91	1.74
140m	8.64	55.55	25.77	5.51	7.50	1.74
200m	7.64	48.17	22.44	4.44	6.47	1.74
270m	6.82	41.94	19.65	3.60	5.65	1.74
320m	6.61	40.95	19.15	3.11	5.33	1.74
400m	5.60	34.64	16.21	2.77	4.57	1.74
-400m						

NOMENCLATURA-LISTA DE SIMBOLOS Y ABREVIATURAS

2@2	: Factorial con 2 variables
2@3	: Factorial con 3 variables
2@4	: Factorial con 4 variables fraccionado mitad
2@5	: Factorial con 5 variables fraccionado un cuarto
θ	: Factor de distribución de carga
Σ	: Sumatoria
β_i	: Coeficientes del modelo matemático
a	: Modulo de distribución
Amp	: Amperios
%Ac(-)	: Porcentaje acumulado pasante
cc	: Carga circulante
$\cos\alpha$: Factor de potencia
D.p	: Densidad de pulpa
d ₅₀	: Tamaño de corte del clasificador
d _{50c}	: Tamaño de corte del clasificador calculado
d _{50C}	: Tamaño de corte del clasificador corregido
Exp (x)	: Función Exponencial
F(x)	: % en peso pasante por cada malla
F(x,y,z)	: Criterio de Optimización
F	: Distribución F de Fisher
F ₈₀	: Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación
ft ³	: Pies cúbicos
G-G-S	: Función de distribución de Gates-Gaudin-Schuman
GLi	: Grado de libertad
G(x)	: % Peso pasante acumulado
G.P.M	: Galones por minuto
G.e	: Gravedad Especifica
Hp	: Caballo de potencia
Ln (x)	: Logaritmo neperiano
Log (x)	: Función Logarítmica

m	: Modulo de distribución
P ₈₀	: Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto
PSI	: Unidad de presión básica
P _E	: Potencia eléctrica
P _M	: Potencia motriz
Q(m ³ /h)	: Caudal
RPM	: Revoluciones por minuto
Ro	: Rougher
%SOL	: Porcentaje de sólidos
Scv	: Scavenger
T _{AF}	: Tonelaje de alimentación fresca
T _{AC}	: Tonelaje de alimentación compuesta
T _F	: Tonelaje final
T _G	: Tonelaje grueso
T _A	: Tonelaje de Alimentación
t	: t-Student
μm	: micrones
V	: Voltio
Wi	: Índice de trabajo
W ₁₀	: Índice de trabajo en operación
x	: Tamaño de partícula
X _o	: Tamaño de particular máximo - teórico
X _r	: Modulo de tamaño
X _i	: Variables independientes
ZAFs	: Zarandas de alta frecuencia
Z _i ⁰	: Centro del diseño
ΔZ _i	: Radio de diseño
Z _i	: Variable decodificada

FLOW SHEET -PLANTA CONCENTRADORA BERNA -CASAPALCA S.A

