

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS Fundada en 1551

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA

E.A.P. DE INGENIERÍA METALÚRGICA

Optimización del proceso de flotación de concentrado de zinc en la Compañía Minera “Yauliyacu” S.A. mediante diseños experimentales

Para optar el Título Profesional de: INGENIERO METALÚRGICO

AUTOR

JORGE ANDRES CASTRO CHAMORRO

ASESOR Ing. AQUILES FIGUEROA LOLI

LIMA – PERÚ 2005

..	1
AGRADECIMIENTOS .	3
RESUMEN .	5
CAPÍTULO I . .	7
1.1.- INTRODUCCIÓN .	7
1.2.- OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN .	8
1.3.- METODOLOGÍA DE TRABAJO .	8
1.3.1.- Antecedentes teóricos . .	8
1.3.2.- Descripción del problema .	9
1.3.3.- Hipótesis .	10
1.3.4.- Justificación de la investigación .	10
1.3.5.- Tipo de investigación . .	10
1.3.6.- Marco metodológico del diseño experimental .	10
CAPÍTULO II .	13
2.1.- CARACTERIZACIÓN GEOGRÁFICA DEL DISTRITO MINERO .	13
2.1.1.- Ubicación y accesibilidad de la CIA Minera Yauliyacu . .	13
2.1.2.- Geomorfología y clima . .	14
2.1.3.- Estratigrafía . .	14
2.1.4.- Reseña histórica . .	14
2.2.- CARACTERIZACION GEOLOGICA DEL YACIMIENTO .	15
2.2.1.- Geología Económica .	15
2.2.2.- Mineralización y Paragenesis. . .	16
2.3.- METODOS DE EXPLOTACION DEL MINERAL . .	17
2.3.1.- Open Stop (abrir/parar) .	17
2.3.2.- Cut and Fill (corte y relleno) .	17
2.3.3.- Shrinkage (contracción) .	17
2.3.4.- Sublevel Stopping .	17

CAPÍTULO III: DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA CONCENTRADORA .	19
3.1.- DATOS TÉCNICOS POR SECCIONES . .	19
3.1.1.- Sección de chancado . .	19
3.1.2.- Sección molienda y clasificación .	21
3.1.3.- Sección Flotación . .	26
3.1.4.- Sección de espesamiento y filtrado .	29
3.1.5.- Sección disposición de relaves .	31
CAPÍTULO IV: PARTE TEÓRICA DE DISEÑOS EXPERIMENTALES .	33
4.1.- DISEÑO FACTORIAL SIMPLE (Etapa Screening) .	33
4.1.1.- Cálculo de efectos .	34
4.1.2.- Análisis de variancia .	35
4.1.3.- Modelo matemático a escala codificada .	37
4.1.4.- Análisis de residuos . .	37
4.1.5.- Decodificación del modelo matemático a escala natural . .	37
4.2.- DISEÑO HEXAGONAL (Etapa optimización) .	38
4.2.1.- Modelo matemático para diseños rotatables .	39
4.2.2.- Análisis de variancia o significancia de coeficientes (Test - Student) .	40
4.2.3.- Evaluación del modelo matemático (Test-Fisher) . .	41
4.2.4.- Análisis de máximos y mínimos. .	42
4.2.5.- Condiciones optimas de las variables controlables . .	43
CAPÍTULO V: PROCEDIMIENTOS EXPERIMENTALES Y DISCUSION DE LOS RESULTADOS . .	45
5.1.- Equipos utilizados en laboratorio metalúrgico .	45
5.2.- Selección y preparación del mineral. .	45
5.3.- Preparación de reactivos . .	46
5.4.- Dosificación de reactivos en los respectivos puntos de los circuitos de flotación bulk y zinc. . .	47
5.5.- Molienda en laboratorio .	48
5.6.- Flotación en laboratorio . .	48
5.7.- Diseño factorial simple para concentrado de zinc (Etapa de screening) .	49

5.7.1. –Pruebas de flotación para realizar el diseño factorial simple .	49
5.7.2.- Cálculo de los efectos para el diseño factorial simple e interpretación. .	50
5.7.3.- Cálculo de la varianza y su análisis. . .	52
5.7.4.- Cálculo del modelo matemático a escala codificada .	53
5.7.5.- Análisis de residuos . .	54
5.7.6.- Descodificación del modelo matemático a escala natural y su análisis .	55
5.7.7.- Optimización de la respuesta y su análisis .	56
5.7.8.- Gráficos del diseño factorial simple. Estimated Response Surface .	56
5.8.- Análisis de las regresiones .	58
5.9.- Conclusiones .	59
5.10.- OPTIMIZACIÓN POR DISEÑO HEXAGONAL .	60
5.10.1.- Pruebas de flotación para realizar el diseño hexagonal. .	60
5.10.2.- Estimación del modelo matemático para el diseño hexagonal .	62
5.10.3.- Transformación de la ecuación matemática a escala natural. . .	64
5.10.4.- Cálculos para determinar la significancia de las variables. . .	64
5.10.5.- Evaluación del modelo matemático (Test-Fisher) . .	65
5.10.6.- Determinación del tipo de gráfica que representa la ecuación por mínimos y máximos. .	66
5.10.7.- Determinación de las condiciones óptimas de las Variables. .	67
5.10.8.- Gráficos del diseño hexagonal. .	67
5.11.- BENEFICIO ECONÓMICO . .	68
CONCLUSIONES . .	71
RECOMENDACIONES .	73
BIBLIOGRAFÍA .	75
ANEXO . .	77

DEDICATORIA “Con mucho cariño dedico este modesto trabajo a mis queridos padres, quienes me incentivaron y apoyaron para seguir adelante en mi carrera profesional”. “A mi esposa Tatiana cuya comprensión y estímulo me ha acompañado durante el presente trabajo; y a mi hija Andrea”.

AGRADECIMIENTOS

Mi agradecimiento especial a la **EMPRESA MINERA YAULIYACU S.A.** por haberme dado la oportunidad de realizar este trabajo de investigación y así haber contribuido con mi formación profesional. A la vez quisiera agradecer a todos los ingenieros que durante mi permanencia supieron apoyarme, de los cuales me llevo el mejor de los recuerdos

También expreso mi agradecimiento a las personas, que en diferente forma han contribuido al presente estudio de la investigación metalúrgica, quienes son :

- Ing. Aquiles Figueroa Loli, por haber tenido la gentileza de asesorarme en la elaboración del presente trabajo y por sus invalorable consejos y acertadas sugerencias.

- Ing. Palacios C. Severo M.Sc, por haberme orientado y apoyado con sus amplios conocimientos y experiencias en la Materia quien no dudó un instante en brindármela para la elaboración del presente trabajo.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación se ha realizado en la Planta Concentradora de la Empresa Minera “Yauliyacu S.A.”, el cual tiene por objetivo la evaluación Metalúrgica de los parámetros que intervienen en el proceso de flotación de minerales en el circuito de zinc, para poder solucionar los problemas de alto contenido de Fe en el concentrado de zinc y minimizar los contenidos de zinc que se van al relave.

Para tal efecto recurrimos a la ayuda de los diseños experimentales para evaluar y optimizar los parámetros que influyen en el proceso de flotación, y es una forma eficaz y apreciable de reducir los costos de investigación en la evaluación de parámetros del proceso.

En esta evaluación, tomamos una primera etapa de descarte, para lo cual usamos el diseño factorial simple con puntos centrales, para evaluar los parámetros que intervienen en la flotación de zinc (CuSO₄, Z-11, pH), con ello determinar el comportamiento y los efectos de los parámetros en el proceso de flotación y luego determinamos las dos variables mas significativas (CuSO₄ y pH) que entrarán a la etapa de optimización.

Para ello utilizamos el diseño hexagonal, muy útil para estimar modelos de segundo orden y para dos variables, con ello determinamos los valores óptimos del CuSO₄, (1.184 Lb/TM) y pH (11.5) que correspondan a la cima de la superficie, es decir los valores óptimos para conseguir una mejor recuperación zinc, obteniéndose un 94% de recuperación de zinc, teóricamente y a nivel de laboratorio se obtuvo un 90.58% zinc en la etapa Rougher, y a nivel de planta concentradora se obtuvo un concentrado de mejor calidad cuyas leyes son las siguientes:

%Zn	%Pb	%Cu	%Ag
90.64	5.01	20.20	6.97

Con este resultado podemos decir que hemos cumplido el objetivo de optimizar la dosificación de la variable significativa (CuSO₄) y mejorar la recuperación de zinc, de esa manera mejorar el control de los parámetros que intervienen en el proceso de flotación de zinc.

CAPÍTULO I

1.1.- INTRODUCCIÓN

El proceso de optimización en metalurgia extractiva no ha sido suficientemente investigado de acuerdo a las modernas técnicas de investigación y experimentación en la ciencia metalúrgica esto se debe a la complejidad heterogénea de los minerales tratados, las altas leyes de metal que presentan los minerales comparada con la de otros países donde el mineral es de baja ley, y donde es necesario las investigaciones para lograr optimizar sus parámetros de trabajo que se reflejan en un mayor rendimiento técnico y económico del tratamiento.

La optimización en metalurgia extractiva basada en el diseño experimental el cual no es más que la planificación racional de las experiencias a realizarse de manera que se puede obtener la máxima información con el mínimo posible de pruebas. Estos métodos de optimización son modelos estadísticos que reducen en forma eficaz y apreciable los costos en la investigación industrial.

Cuando en metalurgia extractiva estudiamos el comportamiento de un mineral frente a procesos tales como la flotación, la lixiviación, la separación magnética u otros procesos, nuestro propósito es determinar las condiciones de operación que hacen factible un alto grado de extracción y una optima recuperación de finos, sea este de

cobre, plomo, zinc, plata, oro u otros metales. En estos casos no cabe duda que se trata de un problema de optimización el cual es sumamente complejo en razón al tratamiento de material heterogéneo en su naturaleza de composición, o en la forma en la cual sus componentes son sometidos a un tratamiento con adición de cierta cantidad de reactivos y por ende del gran número de variables que es necesario considerar. Existen varios métodos de optimización descritos en la literatura, y uno, que cada día tiene más aceptación en la mayoría de las ramas de la ciencia e ingeniería, es el método de experimentación de la superficie respuesta, desarrollado inicialmente por Box y Wilson y posteriormente por Hunter y otros. El método de la superficie respuesta consiste básicamente en ajustar un modelo matemático al proceso y localizar las condiciones óptimas. Este método ofrece, al mismo tiempo, un punto de vista diferente en la interpretación y análisis de los resultados experimentales.

1.2.- OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

Dentro de los objetivos trazados para desarrollar el presente trabajo de investigación tenemos:

Objetivos generales:

Evaluar los factores que afectan el proceso de flotación de zinc y determinar las variables más significativas para optimizar la dosificación de reactivos y por ende mejorar la recuperación.

Objetivos específicos:

- Establecer la influencia de las variables e interacciones (pH, dosificación de sulfato de cobre y Z-11), en el proceso de flotación de zinc.
- Determinar los rangos óptimos de las variables más influyentes en el proceso de flotación de zinc.
- Obtener una mejor recuperación en función a los rangos óptimos obtenidos en la etapa de optimización.
- Relacionar las características mineralógicas del mineral con los problemas que se presentan en el proceso de flotación de zinc, para poder obtener los concentrados.

1.3.- METODOLOGÍA DE TRABAJO

1.3.1.- Antecedentes teóricos

En la actualidad el negocio de los concentrados poli metálicos pasan por una etapa

muy difícil, debido a su bajo costo en el mercado internacional lo cual implica que se tiene que optimizar los procesos con el objetivo de poder sobrevivir y competir comercialmente, vía reducción de costos de procesamiento y gastos indirectos de operación.

Por ello el estudio y programas de pruebas de flotación que se realizan es de gran importancia, así como la experiencia es un factor importante para minimizar el número de variables y la extensión sobre el cual estas variables requieren ser analizadas.

El número de variables que inciden sobre los resultados metalúrgicos de un proceso de flotación son muy extensas y pueden resumirse clasificando en cuatro grupos:

- Material de alimentación (granulometría, densidad de pulpa, pH natural de la pulpa, características químicas y mineralógicas de la mena).
- Etapa de molienda/Clasificación. (densidad de pulpa, tipo y dosificación de reactivos químicos agregados, secuencia de adición de reactivos, pH de acondicionamiento).
- Proceso de flotación (tamaño y número de burbujas, altura de la espuma, pH, tiempo de flotación en cada etapa, tipo de aireación, geometría de la celda, tipo y dosificación de reactivos de flotación).

De las cuales se toman las variables que se desea estudiar y evaluar la influencia que presenta en el proceso de flotación, por medio de los diseños experimentales realizamos pruebas con el propósito de obtener el máximo de información, además de analizar el efecto de cada una de las variables en forma simultánea mediante técnicas estadísticas como el análisis de varianza para interpretar y resolver algunos problemas metalúrgicos como son el consumo y dosificación de los reactivos en estudio e incremento de la recuperación.

1.3.2.- Descripción del problema

El mineral de la Empresa Minera YAULIYACU S.A. que se obtiene de la explotación de la mina, está generalmente compuesto por una mezcla de minerales metalíferos de diferentes especies, algunos de los cuales constituyen el objeto de la explotación:

Blenda o Esfalerita.- (Sulfuro de zinc) SZn , $\text{Zn} = 67\%$; $\text{S} = 33\%$, cuando es pura, gravedad específica 4, dureza 3.78. Casi siempre contiene hierro y azufre (S y Fe), siendo el contenido máximo de este mineral un 36.5%.

Galena.- (Sulfuro de plomo) SPb , $\text{Pb} = 86.6\%$; $\text{S} = 13.14\%$, gravedad específica 7.5, dureza 2.5; La galena puede contener pequeñas cantidades de plata, en minerales mezclados con argentita ó tetrahedrita, también puede contener pequeñas cantidades de Zn, Cd, Sb, Bi, Cu. El azufre puede estar contenido por el Selenio y se conoce una serie completa SPb-SePb .

Tetrahedrita.- $3\text{Cu}_2\text{S.Sb}_2\text{S}_3$; $\text{Cu} = 52.1\%$, $\text{Sb} = 24.8\%$; gravedad específica 4.75; Dureza 3.50.

Tenantita.- $3\text{Cu}_2\text{S.As}_2\text{S}_3$; $\text{Cu} = 57.80\%$; gravedad específica 4.43; Dureza 3.50.

Calcopirita o chalcopirita.- (Sulfuro de cobre y hierro), CuFeS_2 , gravedad

especifica 4.20; dureza 3.75; Cu= 43.5 %

La obtención de un concentrado bulk (cobre-plomo-plata) y concentrado de zinc se desarrolla mediante la dosificación de reactivos a fin de deprimir la ganga. El método más empleado en la actualidad es la flotación.

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

Los problemas que presenta la Empresa Minera YAULIYACU S.A. en la planta concentradora son:

- Desplazamiento de Pb al concentrado zinc (1% – 1.8%).
- Además alto contenido de zinc en el relave (0.2% – 0.45%).
- Bajas recuperaciones de zinc (85% - 87%)

Las posibles causas podrían ser:

- El tipo de mineral polimetálico,
- Problemas operacionales,
- Dosificación de reactivos

Por lo cual evaluaremos los parámetros importantes que intervienen en la flotación de zinc como son pH, dosificación de CuSO_4 , dosificación de Z – 11. Para optimizar dichas variables para mejorar la recuperación y la calidad de los concentrados

1.3.3.- Hipótesis

“Si optimizamos las variables influyentes en el proceso de flotación de zinc, mejoramos las recuperaciones y la calidad del concentrado de zinc”.

1.3.4.- Justificación de la investigación

El desarrollo del presente trabajo de investigación está orientado a solucionar un problema tecnológico, ya que la mayoría de las empresas que procesan mineral tienen problemas operacionales que dificultan la recuperación de un metal en forma de concentrado.

1.3.5.- Tipo de investigación

Es una investigación tecnológica que correlacionará datos extraídos experimentalmente a fin de aplicarlo a nivel industrial.

1.3.6.- Marco metodológico del diseño experimental

1.3.6.1.- Operacionalización de variables

Para el tratamiento de los datos se aplicará la técnica del diseño factorial simple y el diseño hexagonal a fin de procesar e identificar la influencia de las variables en estudio.

En el análisis de los datos se aplicará el software estadístico Statgraphics Plus Versión 4.1, a fin de evaluar, interpretar y optimizar las variables en estudio.

A fin de desarrollar el presente trabajo de investigación se han estudiado las siguientes variables:

a). Variables independientes (X_i)

- pH de la etapa Rougher
- CuSO_4 (gr/TM)
- Z-11 (gr/TM)

b). Variable dependiente (Y_i)

Porcentaje de recuperación de concentrado de zinc

c). Variables intervinientes controladas

- Densidad de pulpa (gr/Lt).
- Granulometría (Um).
- Tiempo de acondicionamiento (Min).
- Tiempo de flotación (Min).
- Consumo de Espumante F-70, ZnSO_4 , NaCN, NaHSO_3 .

1.3.6.2.- Población y muestra

El mineral de la Empresa Minera YAULIYACU S.A. presenta la siguiente característica mineralógica:

Mena : Esfalerita-galena-tetrahedrita-calcopirita-pirita.

Ganga: Calcita-cuarzo.

De dicho mineral por el proceso de flotación se obtiene un concentrado bulk (cobre-plomo-plata) y concentrado de zinc.

1.3.6.3.- Técnicas de recolección de datos

Se aplicaron técnicas de muestreo, para obtener una muestra representativa y evaluar las variables que influyen en el proceso de flotación, con la finalidad de optimizar y obtener un modelo matemático.

1.3.6.4.- Técnicas de análisis de datos

Se aplicó una estrategia estadística a fin de correlacionar los datos, y obtener un modelo que nos indique las variables a los cuales esta sujeto el proceso. Para tal fin se aplicó el diseño factorial simple y el diseño hexagonal.

Para el análisis e interpretación de datos se utilizó el software estadístico Statgraphics Plus versión 4.1 a fin de analizar e interpretar:

- Los efectos e interacción de los factores,
- Análisis de varianza (ANAVA),
- Modelo matemático,
- Pendiente ascendente,
- Parámetros óptimos, y
- Análisis gráficos de los efectos e interacciones y las isolíneas que correlacionan en el plano y espacio de los factores en función de la recuperación.

CAPÍTULO II

2.1.- CARACTERIZACIÓN GEOGRÁFICA DEL DISTRITO MINERO

2.1.1.- Ubicación y accesibilidad de la CIA Minera Yauliyacu

Se ubica en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima. geográficamente se localiza en la zona central, flanco Occidental de la Cordillera de los Andes, entre las coordenadas; $11^{\circ} 30'$ latitud sur, $76^{\circ} 10'$ de longitud oeste. A una altura promedio de 4,250 m sobre el nivel del mar como se muestra en la Figura 1.



Figura 1 : Ubicación de la zona minera Yauliyacu

2.1.2.- Geomorfología y clima

La mina se encuentra situada en el cinturón volcánico de la Cordillera Occidental andina, muestra un relieve relativamente empinado, cuyas pendientes evidencian profunda erosión. Es evidente que el relieve ha sido modelado por acción glaciaria mostrándose en zonas mas elevadas presencia de nieve perpetuo.

El afluente principal de la zona representado por el río Rímac surca de este a oeste drenando dentriticamente hacia el océano pacífico.

En la zona minera se aprecian dos estaciones bien definidas:

- La temporada de lluvias comprendida entre los meses de enero a marzo caracterizada por fuertes precipitaciones con una temperatura de 10° C y disminuyendo esta a 0° C.
- El resto del año se caracteriza por presentar un clima seco templado.

2.1.3.- Estratigrafía

La columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas, brechas, tufos y lavas, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5,400 m. Hay también grandes fallas en la región. La cual muestra una vista general de la estratigrafía del área, se muestra en el anexo 5.

2.1.4.- Reseña histórica

La extracción de mena de plomo-zinc con alto contenido de plata en el área de Casapalca se remonta a tiempos coloniales. En esta época la explotación estuvo restringida a las zonas de fácil acceso ó a la superficie. A fines del siglo pasado la compañía Backus & Johnston, propietaria en aquel tiempo de los denuncios, empezó el desarrollo y la explotación sistemática de las estructuras mineralizadas del distrito; posteriormente en 1921, la compañía Cerro de Pasco compró la mayoría de las concesiones que actualmente conforman la zona minera activa, iniciándose de ésta

manera la exploración, desarrollo y explotación técnica y planificada de estos depósitos minerales.

La Cerro de Pasco al desarrollar un túnel de 11.7 Km. de longitud denominado "Graton"(1961) inició un gran proyecto, el cuál permite el drenaje y la subsiguiente exploración y desarrollo de las partes inferiores de las estructuras mineralizadas del distrito; Centromín-Perú al perforar una chimenea "Raise Borer" entre el nivel 3900 y el túnel Graton, complementó este proyecto.

Centromín-Perú adquirió el 1° de enero de 1974 todas las propiedades de la compañía Cerro de Pasco Co, y realizó diferentes trabajos de expansión con la finalidad de incrementar la producción, alcanzando las 64,000 T.M.S./Mes.

Empresa Minera Yauliyacu S.A. al haber adquirido el 1° de mayo de 1997 las propiedades de Centromin Perú, a realizado diferentes mejoras y rehabilitaciones con el objeto de incrementar la producción a corto plazo; actualmente el estimado es de 72.000 TMS/Mes.

2.2.- CARACTERIZACION GEOLOGICA DEL YACIMIENTO

2.2.1.- Geología Económica

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en:

2.2.1.1.- Vetas

Las vetas que han sido formadas por el relleno de fracturas. En superficie, la estructura más importante tiene una longitud aproximada de 5 Km. de los cuales 4.0 km. ha sido ya explorado en subsuelo. Verticalmente la mineralización es conocida como un encampanamiento de 2,000 m. Las vetas son angostas, generalmente menores a 1.00 metro de ancho.

En Casapalca se han diferenciado varios tipos de mineralización en vetas, los cuales son:

a.-Tipo Carlos Francisco: Cuarzo, calcita y pirita subordinada como ganga. esfalerita, galena y tetrahedrita, como mena. Vetas formadas por relleno de fisuras. (H, L, M, N, N3, O, P,).

b.-Tipo Carmen, Aguas Calientes: Carbonatos y cuarzo como ganga. esfalerita, galena y tetrahedrita como mena. Vetas formadas por relleno de fallas (vetas C y S).

c.-Tipo Corina: Poca ganga, esfalerita y jamesonita (no determinada). Veta A, a 2 kilómetros al norte de la mina principal.

d.-Tipo Americana: Carbonatos como ganga. Tetrahedrita, esfalerita con poca galena y pirita. Al este de la mina principal (vetas Oroya y Mercedes).

e.-Tipo Yauliyacu: En las formaciones Yauliyacu, Bellavista y Río Blanco a 4 kilómetros al Sur de la mina principal (Rosaura). Los minerales principales son: Esfalerita, galena, en menor cantidad tetrahedrita y calcopirita; como ganga está la pirita, cuarzo y calcita.

f.-Tipo Chisay: Los minerales de mena son: Calcopirita, bornita y tetrahedrita en vetas, vetillas y diseminaciones, junto a las que se hallan localizada la malaquita. Los principales minerales de ganga son: Calcita, dolomita, rodocrosita y barita, que se presentan en pequeñas cantidades. Las rocas encajonantes son los volcánicos porfíricos " Carlos Francisco " ampliamente distribuidos (3 a 4 kilómetros) en el distrito Americana.

Los tres primeros tipos ocurren en el área de la mina principal y son de importancia económica en ésta. El cuarto tipo se está trabajando con mayor intensidad en los dos últimos años en el área este del distrito. El quinto, en la actualidad se encuentra en exploración y desarrollo en interior mina de Rosaura. El tipo Chisay no se trabaja actualmente, ha sido poco desarrollado y es considerado como un depósito de mineral fuera de la mina principal, de mineralogía similar a otros en los alrededores del distrito minero.

2.2.1.2.- Cuerpos

Los cuerpos- pueden ser de tres tipos:

- a) Diseminaciones laterales a las vetas.
- b) Vetillas y diseminaciones concordantes con la estratificación de l areniscas y conglomerados.
- c) Sulfuros masivos concordantes con niveles de conglomerado.

2.2.2.- Mineralización y Paragenesis.

La mina Casapalca es productora de plomo, zinc, plata y cantidades menores de cobre, la mineralización en dicha mina es simple.

Los principales minerales de mena son : Esfalerita, galena, tetrahedrita, tenantita y calcopirita.

Los minerales de ganga son : Pirita, cuarzo y carbonatos (calcita, calcita manganífera-rodonita y rodocrosita).

Otros minerales puntualmente abundantes o raros son : Oropimente, rejalgá, argentita, estibina, rodonita, fluorita, barita, bornita, arsenopirita, polibasita, jamesonita, bournonita, pirargirita y geocronita.

2.2.2.1.- Composición química

El mineral beneficiado en la Planta Concentradora procede en su totalidad de la mina y es un mineral polimetálico que contiene: cobre, plomo, zinc y plata distribuidos en pirita y cuarzo como la mayor ganga con las siguientes leyes promedio de cabeza:

Zinc	3.49%	Fierro	6.25%
Plomo	1.21%	ZnOx	0.18%
Cobre	0.29%	PbOx	0.36%
Plata	4.36 oz/TM		

2.3.- METODOS DE EXPLOTACION DEL MINERAL

Se viene trabajando con cuatro métodos de explotación principales como son: Open Stop, Cut and Fill, Shrinkage y Sublevel Stopping; los que describimos a continuación.

2.3.1.- Open Stop (abrir/parar)

Aplicable en vetas angostas en donde las cajas tienen que ser competentes. Tiene buena selectividad, su costo es bajo y de buena productividad.

2.3.2.- Cut and Fill (corte y relleno)

Aplicable en vetas angostas o donde las cajas son muy fracturadas o muy alteradas. Tiene buena selectividad, su costo es alto y de baja productividad. Es usado con relleno hidráulico (proveniente de relaves de concentración), en tajeos situados debajo del nivel 4210 y con relleno detrítico (material estéril de superficie) en tajeos situados encima del nivel 4210. Para que los resultados sean buenos es fundamental la disponibilidad de relleno y un control estricto de la limpieza del mineral después de la voladura, para evitar una dilución con material del piso o una pérdida de mineral.

2.3.3.- Shrinkage (contracción)

Aplicable en vetas o cuerpos de ancho medio (1.0 a 4.0 metros), con buena continuidad en donde las rocas encajonantes son competentes. Tiene buena selectividad y es más productivo que el método de corte y relleno. Su costo final también es más bajo. Para que de buenos resultados es fundamental que las cajas no se desprendan durante la extracción del mineral. Se consideró en sus costos que estos tajeos sean rellenados posteriormente.

2.3.4.- Sublevel Stopping

Aplicable en vetas o cuerpos anchos (mayor de 4 metros) con mineral de buena continuidad y rocas encajonantes resistentes. Es menos selectivo, altamente productivo y

de bajo costo. También deben rellenarse posteriormente.

Para Open Stop se considera una recuperación del 95%. Para corte y relleno/shrinkage se considera una recuperación del 85% del tonelaje del mineral de cada bloque. Para sublevel stoping se considera una recuperación de 90%.

CAPÍTULO III: DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA CONCENTRADORA

3.1.- DATOS TÉCNICOS POR SECCIONES

3.1.1.- Sección de chancado

El mineral que proviene de la mina se almacena en tres tolvas de gruesos de 500 Tn de capacidad cada una, provistas de una parrilla de 8" x 12" de abertura y descargado por un apron feeder.

El mineral grueso es recepcionado por la faja transportadora N° 1 de 36'' x 1001' para descargarlo a un grizzly estacionario de 3" de abertura y una etapa de chancado primario en circuito abierto con una chancadora de quijada "KUE-KUE DE 24" X 36" (alimento 8" y descarga 3").

El producto de la chancadora primaria mas las fracciones finas pasantes de la parrilla estacionaria son transferidas por la faja transportadora (# 2) de 30"x 262' a una faja horizontal y luego a la zaranda primaria vibratoria de un solo piso Allis Chalmers de 6'x 6' con una abertura de 1 1/2"x 1/2" clasificando un producto fino final (under size) que es

llevado a las tolvas de finos por la faja (# 5); y un producto de fracciones gruesas (over size) que caen por gravedad a una chancadora secundaria 5 1/2' cónica Symons Standar operando con una abertura cerrada de 5/8" - 3/4" (alimento 3'' y descarga 3/4'').

El producto de la chancadora secundaria es llevado en serie por dos fajas transportadoras de 36"x 273' (# 3) y 36"x 240' (# 4) a un distribuidor de carga estático, que separa la carga a dos zarandas vibratorias secundaria de un solo piso tipo: Ty Rocket y Rip Flow de 6'x 16' trabajando con aberturas de 1/2"x 1/2" que operan en paralelo. Estas zarandas clasifican un producto de fracciones finas que son transferidas por la faja transportadora (# 5) y descargados por un brazo mecánico (Tripper) a una de las cuatro tolvas de finos cuya capacidad es de 800 TM c/u.

Mientras que las fracciones gruesas de cada zaranda alimentan por gravedad a dos chancadoras terciarias de 5 1/2' cónicas Symons de cabeza corta, operando con una abertura cerrada de 1/2". Los productos de las chancadoras terciarias y secundarias determinan la carga circulante transferida por las fajas transportadoras (# 3) y (# 4) en circuito cerrado. Dicha descripción se muestra en la Figura 2 (Flowsheet del sub sistema de chancado).

3.1.1.1.- Datos de la chancadora kue kue 24"x 36"

Marca : Delcrosa

Estado : Operativo

Potencia : 50 HP

Velocidad : 1165 RPM

Amperaje : 72 Amp

Voltaje : 440 Voltios

3.1.1.2.- Datos de la chancadora conica 51/2" n°3

Marca : Westinghouse

Estado : Operativo

Potencia : 200 HP

Velocidad : 890 RPM

Amperaje : 225 Amp

Voltaje : 460 Voltios

3.1.1.3.- Equipos utilizados en el circuito de chancado

Leyenda

No	Cant	Descripción
1	10	Carros mineros de 10 TMH c/u
2	3	Tolva de mineral gruesos de 600-800 TMH
3	3	Alimentador de oruga de 36" x 15'
4	1	Faja transportadora No 01 de 36"x 1000'
5	1	Grizzly estacionario de 3" de abertura
6	1	Chancadora de quijada Kue Kue 24" x 36"
7	1	Faja transportadora No 02 de 30" x 262'
8	1	Faja transportadora horizontal de 30" x 41'
9	1	Cedazo vibratorio No 01 de 7' x 17'
10	1	Chancado Symons standard de 5.5"
11	1	Faja transportadora No 3 de 36" x 273'
12	1	Faja transportadora No 4 de 36" x 240'
13	1	Cedazo vibratorio No 02: Ty Rocket de 6' x 16'
14	1	Cedazo vibratorio No 03: Rip Flow de 6' x 16'
15	2	Chancadoras Symons de 5.5'
16	1	Faja transportadora No 5 de 30" x 735'
17	4	Tolva de finos metalica de 850 TMH c/u
18	1	Faja alimentadora
19	1	Faja transportadora No 6 de 36"x422'



FIGURA 2: Flowsheet del sub sistema chancado.

3.1.2.- Sección molienda y clasificación

La capacidad de molienda es de 3050 TMS/Día (122 TMS/Hr), con una humedad promedio de 3.6 %; Porcentaje de sólidos 96.4 %; gravedad específica de 2.87. El mineral de las tolvas de finos es descargado por una faja alimentadora de 36"x 21' (una en cada tolva), mediante reguladores de velocidad manipulados según el requerimiento de mineral a las fajas transportadoras (# 6) de 36"x 422' y luego a la (# 7) de 36"x 196' que alimenta al molino de barras Marcy 9' x 12', donde se realiza la molienda primaria (F80: 10500 micrones, P80: 2400 micrones) sobre la faja transportadora (#7) se encuentra instalado la balanza nuclear Ronan para controlar tanto el tonelaje que se alimenta al molino de barras como la cantidad de mineral total alimentado durante toda la campaña.

La descarga del molino de barras llega a un cajón para luego ser impulsada por dos

bombas Wilfley 5K (# 1 y # 2, una en stand-by) a dos ciclones primarios Krebs D20 horizontal de 20” de diámetro (#1 y # 2 uno en stand by) ; El under flow constituye el alimento para el molino de bolas primario Marcy 12' x 13' (F80: 2170 micrones, P80: 360 micrones) cuya descarga se junta con la descarga del molino 9' x 12' produciéndose una primera carga circulante. El over flow del ciclón llega a un cajón que será luego impulsado por dos bombas Wilfley 5K (#5 y #6 una en stand by) a dos ciclones Krebs D20B (# 5 y # 6, uno en stand-bay), el over flow constituye la cabeza fresca del circuito de flotacion. El under flow constituye el alimento para el molino de bolas secundario Marcy 8' x 6' y su descarga se junta en el cajón de las bombas #5 y # 6 constituyéndose así una segunda carga circulante. Cuando el molino de bolas primario 12' x 13' requiere mantenimiento, la carga del molino de barras 9'x 12' se deriva al cajón de las bombas Wilfley 5K (# 3 y # 4 uno en stand by) que alimentan a los ciclones (# 3 y # 4 uno en stand by); El under flow constituye el alimento al molino de bolas Dominion 10.5' x 11' ; La descarga del molino de bolas Dominion se junta con la descarga del molino de barras 9'x 12' constituyéndose el circuito cerrado; El over flow de los ciclones # 3 y # 4 llega al cajón de las bombas # 5 y # 6. Esta etapa se muestra en la Figura 3 (Flowsheet del sub sistema de molienda).

3.1.2.1.- Datos del molino primario de barras

Marca : Marcy N° 1 (9"x12")

Tipo de revestimiento interior : Chaquetas de acero

Tipo de descarga : Libre

Velocidad actual : 18.49 RPM

Velocidad crítica : 25.53 RPM

% Velocidad crítica : 72.41

Motor : 500 HP

RPM_(MOTOR) : 257 RPM

Amperaje : 97.67 Amp

Voltaje : 2300 Voltios

Factor de potencia : 0.9

Tamaño alimento : 11045 micrones

Tamaño producto : 2064 micrones

Radio de reducción : 5.35

N° dientes piñón : 20

N° dientes catalina : 278

Indice de trabajo : 23.04 KW-Hr/TMS 20.91 KW-Hr/TCS

a.- Cálculo del consumo de energía

$$KW = \sqrt{3xVxIx\Phi}$$

KW = 350.17

Tonelaje tratado=121.60 TMS/Hr ó 134.04 TCS/Hr

KW-Hr/TMS=2.88

KW-Hr/TCS=2.61

b.- Cálculo del índice de trabajo

$$Wi = \frac{W(\sqrt{F_{80}} \times \sqrt{P_{80}})}{10(\sqrt{F_{80}} - \sqrt{P_{80}})}$$

$W_i = 23.04$ KW-Hr/TMS

$W_i = 20.91$ KW-Hr/TCS

c.- Cálculo del tonelaje máximo admisible

Potencia instalada=373.00 KW

Tonelaje máximo=129.53 TMS

142.78 TCS

3.1.2.2.- Datos del molino secundario de bolas

Marca:Marcy (12"x13")

Tipo de revestimiento interior:Chaquetas de acero

Tipo de descarga:Parrilla

Velocidad actual:16.05 RPM

Velocidad crítica:22.11 RPM

% Velocidad crítica:75.57

Motor:1500 HP

RPM_(MOTOR):150 RPM

Amperaje:115.67 Amp

Voltaje:4160 Voltios

Factor de potencia:0.97

Tamaño alimento:2024 micrones

Tamaño producto:335 micrones

Radio de reducción:6.05

Nº dientes piñón:23

Nº dientes catalina:215

Indice de trabajo:21.78 KW-Hr/TMS 19.76 KW-Hr/TCS

a.- Cálculo del consumo de energía

$$KW = \sqrt{3xVxIx\Phi}$$

KW = 808.41

Tonelaje Tratado=114 TMS/Hr ó 126.15 TCS/Hr

KW-Hr/TMS=7.06

KW-Hr/TCS=26.41

b.- Calculo del índice de trabajo

$$Wi = \frac{W(\sqrt{F_{80}} \times \sqrt{P_{80}})}{10(\sqrt{F_{80}} - \sqrt{P_{80}})}$$

$W_i = 21.78$ KW-Hr/TMS

$W_i = 19.76$ KW-Hr/TCS

c.- Calculo del tonelaje máximo admisible

Potencia instalada=1119.00 KW

Tonelaje máximo=158.40 TMS

174.61 TCS

3.1.2.3.- Datos del molienda terciaria de bolas

Marca : Marcy (8"x 6")

Tipo de revestimiento interior : Forros de jebe

Tipo de descarga : Parrilla

Velocidad actual : 19.93 RPM

Velocidad crítica : 27.08 RPM

% Velocidad crítica : 73.59 (76.1% es el recomendado)

Motor : 250 HP

RPM_(MOTOR) : 300 RPM

Amperaje : 57 Amp

Voltaje : 2300 Voltios

Factor de potencia : 0.9

Tamaño alimento : 436 micrones

Tamaño producto : 299 micrones

Radio de reducción : 1.46

Nº dientes piñón : 19

Nº Dientes catalina : 286

Indice de trabajo : 21.90 KW-Hr/TMS 19.87 KW-Hr/TCS

a.- Cálculo del consumo de energía

$$KW = \sqrt{3xVxIx\Phi}$$

KW = 204.36

Tonelaje tratado=93.81 TMS/Hr ó 103.41 TCS/Hr

KW-Hr/TMS=2.18

KW-Hr/TCS=1.98

b.- Cálculo del índice de trabajo

$$Wi = \frac{W(\sqrt{F_{80}} \times \sqrt{P_{80}})}{10(\sqrt{F_{80}} - \sqrt{P_{80}})}$$

$W_i = 21.90$ KW-Hr/TMS

$W_i = 19.87$ KW-Hr/TCS

c.- Cálculo del tonelaje máximo admisible

Potencia instalada=186.50 KW

Tonelaje máximo= 85.61 TMS

..... 94.37 TCS

3.1.2.4.- Consumo de barras y bolas en la sección molienda :

Barras 3½"	0.342Kgr./Ton.
Bolas 2½"	0.225Kgr./Ton.
Bolas 2"	0.202Kgr./Ton.
Bolas 1½"	0.065Kgr./Ton.
Bolas 1"	0.018Kgr./Ton.

3.1.2.5.- Características de los molinos

3.1.2.6.- Equipos utilizados en la molienda

Leyenda

No.	Descripción
1	Faja Transportadora N° 07
2	Molino de barras Marcy 9' x 12'
3	Molino de bolas Dominion 10.5' x 11'
4	Molino de bolas Marcy 8' x 6'
5	Molino de bolas Marcy 12' x 13'
6	02 Bombas Wilfley 5K Nos. 1 y 2
7	02 ciclones D20 para bombas N° 1 y 2
8	02 Bombas Wilfley 5K Nos. 5 y 6
9	02 Ciclones D20 para bombas N° 5 y 6
10	02 Bombas Wilfley 5K N° 3 y 4
11	02 Ciclones D20 para bombas N° 3 y 4
12	02 Bomba vertical Galligher

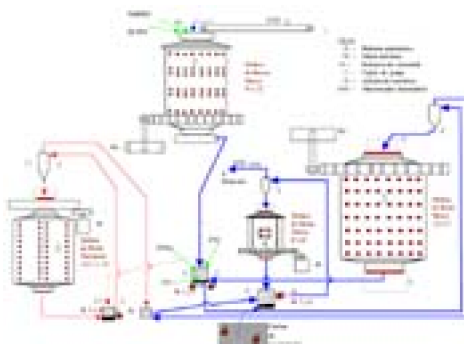


FIGURA 3: Flowsheet del sub sistema molienda

3.1.3.- Sección Flotación

3.1.3.1.- Flotación bulk (cobre - plata - plomo).

La flotación bulk se efectúa a pH normal en un rango de 7.5 a 8.0. En la etapa de la molienda primaria a la pulpa se le sometió a una acción depresora del mineral de zinc y hierro, mediante la adición de reactivos tales como:

Bisulfito de sodio: 0.358 Kg./Ton.

Sulfato de zinc: 0.520 Kg./Ton.

Para el proceso de flotación de bulk se adiciona previamente los reactivos como:

Cianuro de sodio (0.023Kg./Ton.), Z-11 (0.016 Kg./Ton.) y F-70 (0.051 Kg./Ton.), más adelante detallaremos los puntos específicos de adición de reactivos.

La pulpa proveniente del over flow de los hidrociclones # 5 y # 6 (uno en stand by) de la etapa de la molienda primaria es alimentada por gravedad a una serie de dos celdas de flotación Outokumpu (OK # 28) de 1000 pies cúbicos para la flotación rougher. El concentrado rougher es depositado en un cajón para luego con una bomba vertical Galigher 3" ser impulsado hacia un ciclón Krebs D6. El under flow es llevado por gravedad hacia el cajón de concentrado final bulk; esta fracción normalmente es reportado + 46% en plomo; El over flow se dirige por gravedad hacia el banco de 06 celdas Agitair Nro 48 primera limpieza o cleaner I. El concentrado bulk de las cleaner I pasa a otro banco de 06 celdas Agitair Nro. 48 segunda limpieza o cleaner II mediante dos bombas Wilfley 2K (una en stand by) y el relave de la primera limpieza retorna a la cabeza rougher mediante dos bombas Wilfley 4C y 2K (una en stand by). El concentrado bulk de la segunda limpieza va al cajón del concentrado final para luego ser enviado conjuntamente con el under flow de ciclón Krebs D6 al circuito de espesamiento y filtrado del concentrado bulk mediante dos bombas Wilfley 2K (una en stand by) ; El relave de la segunda limpieza se junta con el concentrado rougher y por medio de la bomba vertical galigher es impulsado al ciclón D6. El relave de la etapa de flotación rougher bulk son alimentados a dos bombas Denver 10"x 8" # 5 y # 6 (uno en stand by) para ser impulsados a un hidrociclón Krebs D20, el over flow constituye el alimento para la flotación scavenger bulk conformadas por una serie de dos celdas de flotación Outokumpu Nro.28 de 1000 pies cúbicos, el under flow constituye el alimento del molino de bolas Denver 6'x12' de remolienda cuyo producto va al cajón de las bombas # 5 y # 6 efectuándose el circuito cerrado. El concentrado scavenger junto con el relave de la primera limpieza son recicladas a la cabeza de flotación rougher mediante las bombas Wilfley 4C y 2K (una en stand by), y el relave de las celdas scavenger bulk constituye la cabeza del circuito de flotación zinc. Esta descripción se muestra en la figura 4 (Flowsheet de la sección flotación de bulk).

Equipos utilizados en la flotación de concentrado bulk

Leyenda

N°	Descripción
1	02 Celdas Outokumpu OK28 - Ro Bk
2	01 Bomba vertical Galigher de 3"
3	01 Ciclón D6
4	01 Banco de 06 celdas Agitair N° 48 Cleaner I
5	02 Bombas Wilfley 2k
6	01 Banco de 06 celdas Agitair N° 48 Cleaner II
7	02 Bombas Wilfley 2k
8	02 Bombas Wilfley 2k 4C
9	02 Bombas Denver SRL (10"x8")
10	02 Ciclones de D20
11	01 Molino de bolas Denver 6' x 12'
12	02 Bombas Wilfley 5k
13	02 Celdas Outokumpu OK28 - Scv Bk
14	01 Bomba vertical Galigher de 2 1/2"
15	01 Bomba vertical Galigher de 2 "

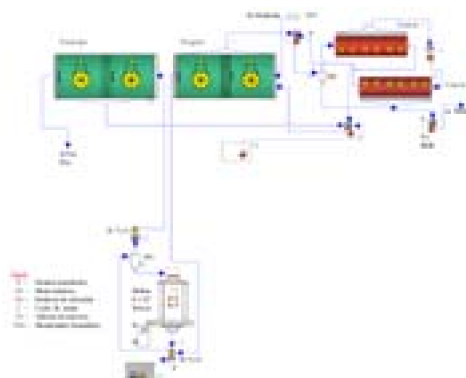


FIGURA 4: Flowsheet de la sección flotación bulk

3.1.3.2.- Flotación zinc.

El relave de las celdas scavenger de bulk es alimentado por gravedad a dos acondicionadores Denver de 10'x10'. Los minerales de zinc deprimidos en el circuito bulk son reactivados por acción del sulfato de cobre (0.409 Kg./Ton.), llevados a un pH promedio de 11.5 con la adición de cal (1.274 Kg./Ton.) y colectados por xantato Z-11 (0.014 Kg./Ton.). El rebose del segundo acondicionador es transferido a la flotación rougher de zinc compuesto por 02 Outokumpu Nro.28 de 1000 pies cúbicos, por dos bombas 6K Wilfley (#13 y #14, una en stand-by).

El concentrado rougher de zinc es alimentado por gravedad al circuito de limpieza, el cual está formado por dos etapas. La primera limpieza conformada de 02 bancos de 06 celdas Agitair N°48 cada uno, el relave de la primera limpieza es reciclada a la etapa rougher de zinc y el concentrado de la primera limpieza es alimentado a la etapa de la segunda limpieza compuesta de 01 banco de 06 celdas Agitair N°48 por dos bombas

Wilfley 3K (#19 y #20 una en stand- by). El relave de la segunda limpieza es transferido por gravedad a la cabeza de la primera limpieza y el concentrado de la segunda limpieza (concentrado final de zinc) es bombeado al espesador de concentrado de zinc para la etapa separación sólido líquido, por dos bombas Wilfley 4K (#17 y #18, una en stand-by).

Las colas de la flotación rougher de zinc son alimentadas a la cabeza de flotación scavenger de zinc. La etapa de flotación scavenger tiene 03 celdas Outokumpu Nro. 28 de 1000 pies cúbicos, el concentrado de la scavenger junto con el relave de la primera limpieza es reciclado a la cabeza de la rougher y su cola de la scavenger (relave final) son transferidos como relleno hidráulico a mina o para la cancha de relaves a Chinchán. Esta descripción se muestra en la figura 5 (Flowsheet del sub sistema de flotación de zinc).

Equipos utilizados en la flotación de concentrado de zinc

Leyenda

N°	Descripción
1	02 Acondicionadores; 10' x 10'
2	02 Bombas Wilfley (6K)
3	02 Celdas Outokumpu OK28- Ro Zinc
4	03 Celdas Outokumpu OK28- Scv I Zinc
5	01 Bomba vertical Galigher de 2-1/2"
6	02 Bancos de 06 celdas Agitair No 48 Cleaner I
7	01 Bancos de 06 celdas Agitair No 48 Cleaner II
8	02 Bombas Wilfley (3K)
9	02 Bombas Wilfley (4K)

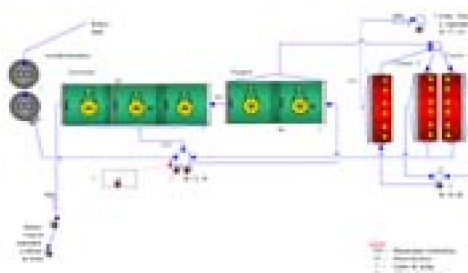


FIGURA 5: Flowsheet del sub sistema de flotación zinc

3.1.4.- Sección de espesamiento y filtrado

En el circuito de bulk se obtiene un concentrado con los elementos principales de plomo, plata, y cobre, lo cual es espesado en un espesador de 50' x 10' y luego filtrado en dos filtros Dorr Oliver de tambor.

En el circuito de zinc se obtiene un concentrado de zinc el cual es espesado en un espesador de 60' x 10' y luego filtrado en dos filtros Dorr Oliver de tambor.

La calidad de los concentrados es de 10% de humedad para el concentrado de Zinc y de 10.5% de humedad para el concentrado de bulk.

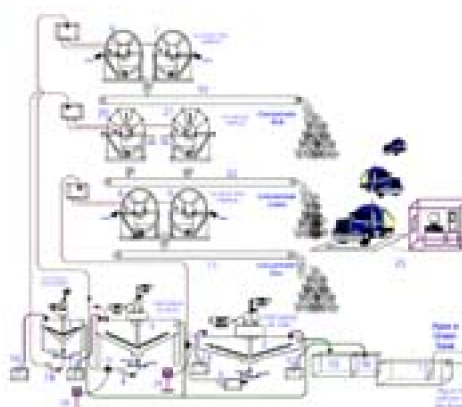
El over flow (agua clara) de los espesadores del concentrado de bulk y del concentrado de zinc es descargado a una cocha de sedimentación y luego al río, mientras que el under flow (concentrado de bulk y de zinc) es bombeado a un filtro de tambor Dorr Oliver 8'x12' (otro filtro similar en stand-by) por una bomba 3C Winfley (una similar en stand-by).

Las torta filtrada del concentrados bulk con 9 a 10% de humedad es descargado en una faja transportadora (#11) 24"x129' la cual lo transporta a una cancha de concentrado bulk para ser pesado y embarcado a la fundición de la Oroya, de la misma forma se procede para el concentrado de zinc el cual es embarcado a los depósitos del Callao. Esta descripción se muestra en la figura 6 (Flowsheet del sub sistema espesamiento y filtrado).

Equipos utilizados en el espesamiento y filtrado

N°	Cantidad	DESCRIPCIÓN
1	1	Espesador de concentrado bulk de 50'x10'
2	1	Espesador de concentrado zinc de 60'x10'
3	1	Espesador de concentrado cobre de 25'x8'
4	2	Bomba Winfley 3C
5	2	Bomba Winfley de 2K y 2K
6	1	Filtro Dorr Oliver No. 1 de bulk 8'X12'
7	1	Filtro Dorr Oliver No. 2 de bulk 8'X12'
8	1	Filtro Dorr Oliver No. 5 de zinc 8'X12'
9	1	Filtro Dorr Oliver No. 6 de zinc 8'X12'
10	1	Faja Transportadora de conc. bulk No.8 24"X125'
11	1	Faja Transportadora de conc. zn No.9 24"X193'
12	1	Bomba vertical Galigher de 2-1/2"
13	1	Bomba vertical Galigher de 2-1/2"
14	1	Bomba vertical Galigher de 2-1/2"
15	1	Cocha de finos conc. zn
16	1	Cocha de Finos conc. bulk
17	1	Bomba Grindex
18	2	Bomba Winfley 3k
19	1	Bomba vertical Galigher de 2-1/2"
20	1	Filtro de discos No. 3
21	1	Filtro de discos No. 4
22	1	Faja transportadora de conc. Cu No. 10
23	2	Cabeza sensora de densidad
24	2	Transmisor de densidad
25	1	Balanza toledo

Circuito de espesamiento y filtrado de concentradora Yauliyacu



3.1.5.- Sección disposición de relaves

El relave es clasificado en dos hidrociclones de 15" de diámetro, de donde el material grueso es bombeado a la mina para el relleno hidráulico en una proporción aproximadamente de 35% y el 65% es enviado al depósito principal de Chinchán

Parte del relave final de la flotación es usado para separar las arenas (relleno hidráulico de la mina), el cual es clasificado en 02 hidrociclones D15 alimentados por 02 bombas 5K Wilfley operando en serie, el under flow es diluido cerca de 1400 gr./Lt y bombeado al subterráneo de la mina, mientras que el over flow es descargado por gravedad al espesador Enviro Clear 8'x45'.

La parte del relave final de la flotación que no es usado para relleno hidráulico, es alimentado por una bomba 5K Wilfley al espesador Enviro Clear, cuyo over flow es descargado al río y su under flow es transportado por una bomba Allis Chalmers 8"x 6" (una en stand-by) a una bomba de pistón (Triplex) Wilson Snyder 1700 SPT 9"x12" con 800 HP. Esta bomba de pistón transfiere el relave al depósito de Chinchán (a 5600 mts de longitud por una tubería de 6" de diámetro, existe 400 mts de diferencia de altura con el nivel de las bombas de pistón) a un hidrociclón D15, el under flow sirve para la construcción del muro de la presa cuya inclinación es regulada permanentemente por el operador, mientras que el over flow forma la laguna de sedimentación de la cual el agua clara es descargada al río.

En caso de emergencia del mantenimiento de la bomba de pistón se hace uso de 02 pozas de relaves.

CAPÍTULO IV: PARTE TEÓRICA DE DISEÑOS EXPERIMENTALES

4.1.- DISEÑO FACTORIAL SIMPLE (Etapa Screening)

Al inicio de un proceso de optimización, cuando no se tiene un buen conocimiento del comportamiento y la influencia de las variables que afectan al proceso de flotación, es necesario efectuar la identificación de las variables significativas. En esta etapa los diseños de primer orden son los más recomendables y dentro de ellos se utilizó el diseño factorial simple a dos niveles el cual consta de 10 pruebas, ocho puntos experimentales correspondientes a un cubo y dos puntos replicados en el centro donde el objetivo es identificar las variables que verdaderamente aumentan la eficiencia de un proceso, Ver figura 7.

En el diseño factorial simple se asume que la relación de las variables con la respuesta esta representada por un modelo matemático lineal, el cual debe de predecir adecuadamente todos los puntos del diseño, inclusive el punto central del diseño, por seguridad de que no se cumpla esta hipótesis podemos afirmar que el modelo matemático lineal no es suficiente para explicar las respuestas especialmente en el punto central del diseño y podemos asumir una posible existencia de curvatura. Para ello la

adición de pruebas en el punto central del diseño nos sirve para dar una estimación promedio del efecto curvatura.

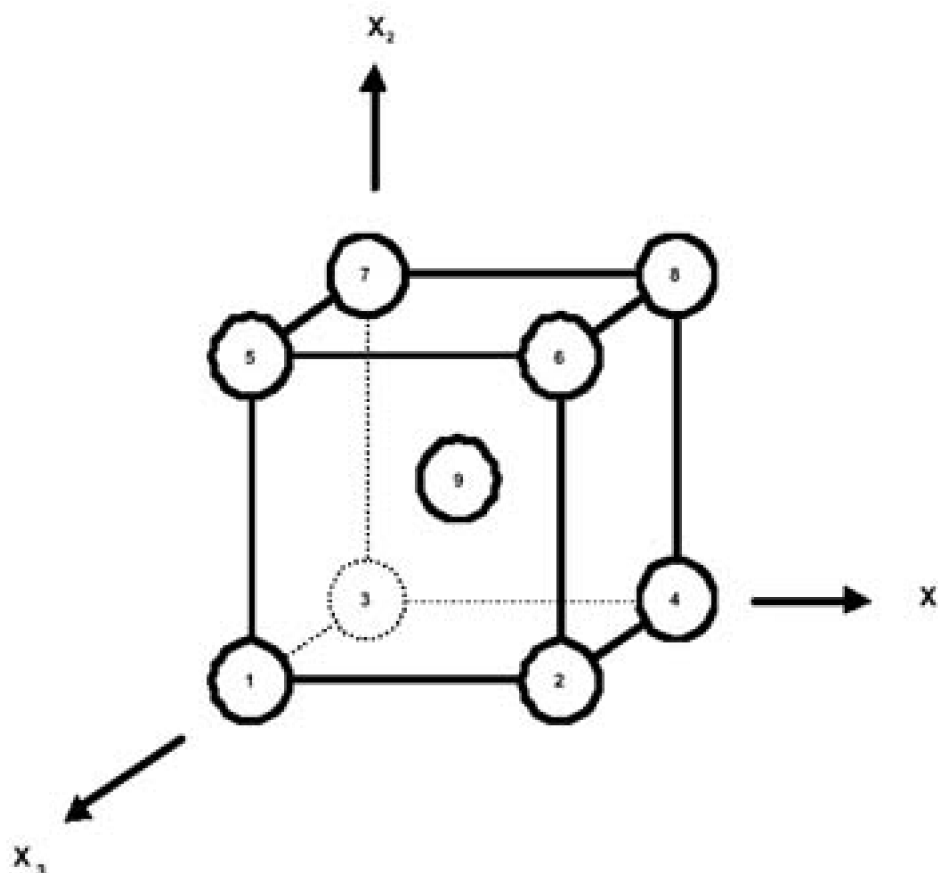


Figura 7 : Representación geométrica de un diseño, para $k = 3$ replicado en el centro

4.1.1.- Cálculo de efectos

El cálculo de efectos nos determinara cuanto afecta las variables sobre la respuesta o llamado también criterio de optimización de un proceso. El cual se define como la diferencia entre los valores medios de las respuestas, cuando en los tratamientos respectivos la variable se encuentra en su nivel inferior y cuando se encuentra en su nivel superior, definido por:

$$Efecto = \frac{\sum Y^o - \sum Y}{N/2}$$

Donde:

$\sum Y^o$ = Sumatoria de las respuestas correspondiente al nivel superior de la variable en cuestión.

$\sum Y$ = Sumatoria de las respuestas correspondiente al nivel inferior de la variable en

cuestión.

N = Numero de pruebas experimentales.

Otro método:

EL método de Yates en donde la primera columna es la de las respuestas, y luego se harán tantas columnas como variables hayan intervenido, se construyen las siguientes 3 columnas del siguiente modo:

Ejemplo

					Efectos
1	55.98	109.67	212.56	422.25	
a	53.69	102.89	209.69	9.73	2.43
b	53.11	95.36	-5.62	12.19	3.05
ab	49.78	114.33	15.35	-15.81	-3.95
c	40.15	-2.29	-6.78	-2.87	-0.72
ac	55.21	-3.33	18.97	20.97	5.24
bc	57.02	15.06	-1.04	25.75	6.44
abc	57.31	0.29	-14.77	-13.73	-3.43

4.1.2.- Análisis de variancia

Es el procedimiento apropiado para probar la significancia de los efectos. La ecuación siguiente muestra la variabilidad total de los datos en sus partes componentes:

SS Total = SS Efectos + SS Error

Donde:

SS Total=Suma total de cuadrados corregidos.

SS Efectos=Suma de cuadrados debido a los efectos o tratamientos.

SS Error=Suma de cuadrados debido al error.

a). La suma de cuadrados de los efectos e interacciones esta definido por :

$$SS..Efecto = \frac{(\sum_{i=1}^N X_{ij} Y_i)^2}{N}$$

X_i = Valor de la variable a escala codificada.

Y_i = Valor de la respuesta (recuperación de zinc)

b).- La suma de cuadrados para el error (SS Error) esta definido por :

$$SS..Error = \sum_{i=1}^{no} (Y^{\circ} - Y^{\circ})^2$$

Donde:

Y° =Réplicas en el punto central del diseño.

No=Número de réplicas en el centro del diseño.

Y° =Promedio de todas las replicas.

c). La suma de cuadrados para la curvatura está dada por :

$$SS..Curvatura = \frac{N * no(Y - Y^{\circ})^2}{(N + no)}$$

Y =Promedio de los puntos exteriores del diseño.

La manera precisa para determinar estadísticamente las variables o factores que pueden ser significativos es por medio del teorema de Cochran el cual se resume en la siguiente expresión:

$$F_o = \frac{SS..Efecto / f1}{SS..Error / f2}$$

$f1$ = Grados de libertad de los efectos e interacciones generalmente iguales a 1.

$f2$ = Grados de libertad de la suma de cuadrados del error, lo cual está calculado como la diferencia de los grados de libertad de la suma total de cuadrados menos la suma de los efectos.

$f3$ = Grados de libertad de la suma total de cuadrados definido como el número de pruebas experimentales realizadas (incluyendo las réplicas) menos 1.

Un efecto o interacción es significativa si se cumple la siguiente relación:

$$F_o > F_{\alpha, f1, f2}$$

Donde:

$F_{\alpha, f1, f2}$ = es el F de tablas, siendo α el nivel de confiabilidad o significancia (generalmente 0.01 o 0.05. (Ver anexo 6).

4.1.3.- Modelo matemático a escala codificada

Para estimar los coeficientes de la ecuación matemática se hace uso de la fórmula matricial:

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

4.1.4.- Análisis de residuos

Después de aplicar el producto de la matriz (variables independientes menos la columna que resulto no significativa), y el vector B.

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

$$SS..Re\ siduales = \sum_{l=1}^{Nr} \frac{(Y - Y^{\circ})^2}{Nr - l}$$

Donde:

Y=Y observado.

Y°=Y calculado.

Nr=Número total de experimentos.

L=Número de parámetros del modelo matemático

La diferencia (Nr – l) se denomina grados de libertad del residual el cual denotamos como f4.

Para calcular el Fo recurrimos a la siguiente relación:

$$Fo = \frac{SS..Re\ siduales}{Media..de\ cuadrados..del..error}$$

Mediante el test F determinaremos estadísticamente si el modelo matemático hallado representa adecuadamente a los datos experimentales. Para ello calculamos el Fo y el F tablas.

Si se cumple: $F_{\alpha, f4, f2} > Fo$ entonces el modelo se ajusta al experimento.

4.1.5.- Decodificación del modelo matemático a escala natural

Es importante decodificar el modelo matemático hallado a escala natural para poder graficarlo y para aplicar la siguiente etapa de optimización. Se ha deducido fórmulas para la decodificación que son las siguientes:

Para el término independiente:

$$a_0 = b_0 - \sum_{j=1}^k b_j \varepsilon_j + \sum_{ij=1}^k b_{ij} \varepsilon_{ij}$$

Para el término lineal:

$$a_j Z_j = \frac{b_j}{\Delta Z_j} - \sum_{ji=1}^{k=1} \frac{d_{ij}}{\Delta Z_j}$$

Para el término interacción:

$$a_j Z_j Z_i = \frac{b \mu}{\Delta Z_j \Delta Z_i}$$

Donde:

$Z^{\circ} j$ = Centro del diseño para la variable j $(Z_{\max} + Z_{\min})/2$

ΔZ_j = Radio del diseño para la variable j $(Z_{\max} - Z_{\min})/2$

ε = Resultado de la división $Z^{\circ} j$ entre ΔZ_j

4.2.- DISEÑO HEXAGONAL (Etapa optimización)

Son diseños experimentales rotables el cual tiene igual facultad de predicción en todas las direcciones a partir de un punto experimental central y donde los otros puntos experimentales están a una distancia constante del punto central, es utilizado para estimar modelos de segundo orden, el cual consiste en seis puntos experimentales correspondiente a un hexágono regular, mas los puntos necesarios replicados en el centro para estimar la variancia del error experimental, el cual se muestra gráficamente en la figura 8:

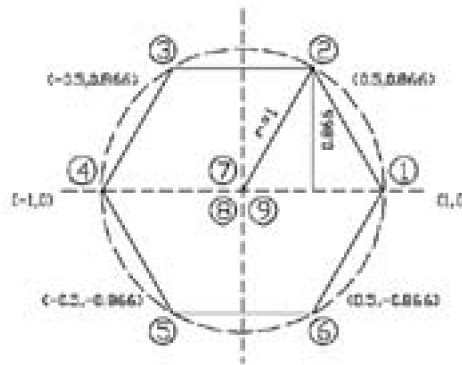


Figura 8 : Representación gráfica de un diseño hexagonal

4.2.1.- Modelo matemático para diseños rotables

Los diseños rotables y compuestos son diseños que tienen tres niveles en cada variable por lo cual podemos estimar el modelo matemático de segundo orden, según la serie de Taylor:

$$\bar{Y} = b_0 + \sum_{j=1}^k b_j X_j + \sum_{uj=1}^k b_{uj} X_u X_j + \sum_{j=1}^k b_j X_j^2$$

Los coeficientes b_j (B) están definidos por la siguiente fórmula matricial:

$$B = (X^T * X)^{-1} * X^T * Y$$

Donde:

X=Matriz del diseño

X^T =Transpuesta de la matriz del diseño

Y=Los datos observados (respuestas)

El modelo matemático nos servirá para predecir los valores de recuperación, reemplazando valores codificados de las variables en el rango de -1 a +1.

Sin embargo, es preferible expresar el modelo matemático en escala natural ó canónica especialmente para graficar la superficie respuesta según las ecuaciones siguientes:

a). *Término independiente (a_o)* :

$$a_o = b_o - \sum_{j=1}^k b_j \in_j + \sum_{j=1}^k b_{ju} \in_j \in_u + \sum_{j=1}^k b_j \in_j^2$$

b). Términos lineales (a_1) y (a_2) :

$$a_1 z_1 = \frac{b_j}{\Delta Z_i} - 2 \frac{b_{ij}}{\Delta Z_i} \epsilon_j - \frac{b_{ju}}{\Delta Z_i} \epsilon_j \epsilon_u$$

c). Términos cuadráticos (a_1^2) y (a_2^2) :

$$a_j Z_i^2 = \frac{b_j}{\Delta Z_i^2}$$

d). Término interacción ($a_1 a_2$) :

$$a_{ij} Z_i Z_j = \frac{b_{ij}}{\Delta Z_i \Delta Z_j}$$

Los softwares Statgraphycs plus 4.0 ó Statistica '98 versión 6.0, permiten graficar el modelo en forma canónica, encontrando directamente las superficies respuesta las cuales nos permiten observar las regiones óptimas de trabajo así como el conocimiento de las relaciones entre variables estudiadas.

4.2.2.- Análisis de variancia o significancia de coeficientes (Test - Student)

Los coeficientes del modelo matemático son evaluados para analizar su significancia mediante el test de student, definido por:

$$t_j = b_j / S_{bj}$$

Varianza asociada a cada coeficiente es:

$$S_{bj}^2 = C_j S_e^2$$

Donde:

S_{bj} = Desviación standard asociado a los coeficientes.

S_e = Desviación Standard del error experimental

C_j = Elementos de la matriz de correlación $(X^T X)^{-1}$

t_j = Test t_j – calculado

Se : Desviación Standard del error experimental de la diagonal de la matriz de correlación, que se estima de acuerdo a las ecuaciones:

$$Y^o = \frac{\sum_{j=i}^{N_0} Y_i^o}{N_0}$$

Donde:

Y^o = Réplicas en el punto central del diseño.

Y_i^o = Promedio de todas las réplicas.

N^o = Número de réplicas en el centro del diseño

SS_E : Suma de cuadrados debida al error

$$MS_E = \frac{SS_E}{f_2}$$

MS_E : Suma de cuadrados medio del error

$$S_e = \sqrt{MS_E}$$

Para el análisis de significancia de los coeficientes se compara el test t_j -calculado con el t-tablas, para un nivel de significancia del 95%(Probability%=0.05) y 2^j grados de libertad ($f = 2$), el valor de t-tabla es igual a 4.30 (Ver anexo 6).

si: t_j -calculado > t-tabla, la variable es significativa

4.2.3.- Evaluación del modelo matemático (Test-Fisher)

Se evalúa estadísticamente el modelo matemático con la finalidad de ver el grado de ajuste de los datos experimentales de la siguiente manera:

Suma de cuadrados del residual: que esta definido por:

$$SS_R = \sum_{j=1}^N (Y_j - Y_{est})^2$$

El número de grados de libertad de la suma de cuadrados del error es :

$$f_2 = 2$$

Falta de Ajuste (Lack of fit) de la suma de cuadrados tanto del error como del residual:

$$SS_{FA} = SS_R - SS_E$$

El número de grados de libertad de la suma total de cuadrados:

$$f_3 = 1$$

Cálculo de valores predichos o estimados de regresión mediante la fórmula matricial:

$$Y_{est} = [X] [B]$$

Con los valores de la matriz X y los valores de los coeficientes del modelo matemático procedemos a calcular el Y estimado o simplemente el Y_{est} , que es el valor esperado de acuerdo al modelo, el mismo que debe ser comparado respecto al resultado logrado experimentalmente Y_{obs} .

$$F_{Modelo} = MS_{FA} / MS_E$$

El valor de F de tablas, para un nivel de significancia del 95% y para 1 y 2 grados de libertad, respectivamente, es : $F_{(1,2) 95\%} = 18.51$ (Ver anexo 6).

Si : F de tablas > F del modelo, entonces el modelo se ajusta adecuadamente al experimento. Por lo tanto F del modelo es menor que F de tablas, entonces el modelo ajusta o representa adecuadamente a los datos experimentales

4.2.4.- Análisis de máximos y mínimos.

Por medio del análisis matemático determinamos si el modelo de segundo orden estimado tiene un máximo o un mínimo, este análisis es fundamental debido a que si el caso bajo estudio es maximizar la recuperación metálica en flotación de minerales, obviamente el modelo de segundo orden debe tener necesariamente un máximo en el rango de las variables investigadas.

Cuando hay dos variables independientes para determinar la existencia de un extremo relativo hacemos uso del método de segundo orden por medio de la matriz gessiana.

Considerando un modelo matemático de segundo orden de la forma:

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

$$b_{11} = d^2Y / dX_1^2$$

$$b_{22} = \begin{vmatrix} d^2Y/dX_1^2 & d^2Y/dX_1dX_2 \\ d^2Y/dX_1dX_2 & d^2Y/dX_2^2 \end{vmatrix}$$

La ecuación tendrá un máximo, un mínimo o no tendrá un extremo de acuerdo al signo de sus coeficientes cuadráticos (b_{ij}). La siguiente tabla muestra la combinación de signos que puede abarcar estos coeficientes:

N	b11	b12	Tipo de extremo	Tipo de curva
1	-	-	Máximo	Elipse
2	+	-	Mínimas	Silla de montar hacia arriba
3	-	+	Mínimas	Silla de montar hacia abajo
4	+	+	Mínimo	Elipse invertido

4.2.5.- Condiciones óptimas de las variables controlables

Las soluciones óptimas para el diseño hexagonal pueden ser halladas, basándose en la anulación en el óptimo de las primeras derivadas. Esto es posible porque los modelos matemáticos de segundo orden son fáciles de derivar. Por medio del cual determinaremos los valores de las dos variables en escala codificada, que correspondan a la suma de superficie respuesta descrita por el modelo matemático.

Luego estos valores lo transformamos a escala natural por medio de la siguiente formula:

$$Z = Z^{\circ} + (X * \Delta Z)$$

Donde :

Z = Valor de la variable en escala natural o real.

Z° = Valor centro del diseño.

ΔZ = Valor del radio del diseño.

Luego reemplazamos estos valores en el modelo matemático codificado para poder obtener la máxima recuperación.

CAPÍTULO V: PROCEDIMIENTOS EXPERIMENTALES Y DISCUSION DE LOS RESULTADOS

5.1.- Equipos utilizados en laboratorio metalúrgico

- a). Máquina de flotación DENVER de laboratorio (celda de 1 Kg).
- b). 01 molino de bolas para efectuar pruebas de molienda de capacidad: 01 Kg. de muestra.
- c). 01 filtro a presión de aire para filtrar muestras.
- d). 01 secadora de muestra.
- e). 01 balanza digital hasta 05 Kg. de capacidad.

5.2.- Selección y preparación del mineral.

Se procedió a muestrear mineral cada hora en Planta (Faja transportadora), cuyas leyes de cabeza en promedio es :

% Zn	% Pb	% Cu	Oz/TM Ag
3.5	1.2	0.31	4.5

Este mineral es preparado para la flotación en laboratorio. Se homogeniza un total de 11 Kg. Luego mediante el cuarteador Jones se divide hasta conseguir fracciones de 1.100 Kg cada uno siendo 1.00 Kg para pruebas de flotación y 100 gr para ley de cabeza. Estas 10 partes son para correr una prueba de laboratorio mediante el modelo factorial simple que consta de 8 pruebas experimentales y 2 puntos replicados en el centro.

Luego se procedió a la preparación de los reactivos que intervienen en el proceso de flotación en función a la dosificación que se utiliza en planta.

5.3.- Preparación de reactivos

La preparación se realiza de acuerdo a la concentración de cada uno de ellos tomando como patrón las concentraciones de la planta.

a.- Xantato Z – 11(Colector) 1% : En una fiola de 100 ml, se vierte 1 gr de xantato, con un poco de agua se diluye el sólido y luego se enrasa con agua hasta la tangente entre el menisco y la marca circular de la fiola, de esta manera se tendrá preparada al 1% de concentración.

b.- Sulfato de zinc(ZnSO_4) 5% : En una fiola de 100 ml, se vierte 5 gr de sulfato de zinc, con un poco de agua se diluye el sólido y luego se enrasa con agua hasta la tangente entre el menisco y la marca circular de la fiola, de esta manera se tendrá preparada al 5% de concentración.

c.- Sulfato de cobre (CuSO_4) 5% : En una fiola de 100 ml, se vierte 5 gr de sulfato de cobre, con un poco de agua se diluye el sólido y luego se enrasa con agua hasta la tangente entre el menisco y la marca circular de la fiola, de esta manera se tendrá preparada al 5% de concentración.

d.- Cianuro de sodio (NaCN) 1% : En una fiola de 100 ml, se vierte 1 gr de cianuro de sodio, con un poco de agua se diluye el sólido y luego se enrasa con agua hasta la tangente entre el menisco y la marca circular de la fiola, de esta manera se tendrá preparada al 1% de concentración.

e.- Bisulfito de sodio (NaHSO_3) 5% : En una fiola de 100 ml, se vierte 5 gr de bisulfito de sodio, con un poco de agua se diluye el sólido y luego se enrasa con agua hasta la tangente entre el menisco y la marca circular de la fiola, de esta manera se tendrá preparada al 5% de concentración.

f.- Espumante (F – 70) 1%: En una fiola de 100 ml, se vierte 1cc de F - 70, con un

poco de agua se diluye y luego se enrasa con agua hasta la tangente entre el menisco y la marca circular de la fiola, de esta manera se tendrá preparada al 1% de concentración.

5.4.- Dosificación de reactivos en los respectivos puntos de los circuitos de flotación bulk y zinc.

En base a estas dosificaciones determinaremos un estándar de flotación para los circuitos de bulk y zinc, para poder realizar las respectivas dosificaciones de reactivos a nivel de laboratorio (cc/Kg de mineral) tomando como base una muestra de mineral de 1 Kg

a.-Consumo de reactivo a nivel de planta concentradora

Etapa	ADICION DE REACTIVOS, gr/tn						Tiempo, min			pH
	NaHSO ₃	ZnSO ₄	NaCN	Z-11	CuSO ₄	F-70	Molien.	Acond.	Flot.	
Molienda	400	300					10			
Acondicionamiento			10	10		40		2		
Rougher Bulk									5	7.5
Acondicionamiento		150	10	8				1		
Scavenger Bulk									3	
Acondicionamiento				12	300	10		4		11.0
Rougher Zn									4	
Acondicionamiento				8	200			2		
Scavenger Zn									3	
	400	450	20	38	500	50				

b.- Dosificación de reactivo a nivel de laboratorio metalúrgico

Etapa	ADICION DE REACTIVOS, cc/kg						Tiempo, min			pH
	NaHSO ₃	ZnSO ₄	NaCN	Z-11	CuSO ₄	F-70	Molien.	Acond.	Flot.	
Molienda	4	6					10			
Acondicionamiento			1	1		6 gotas		2		
Rougher Bulk									5	7.5
Acondicionamiento		3	1	0.8				1		
Scavenger Bulk									3	
Acondicionamiento				1.2	5	4 gotas		4		11.0
Rougher Zn									4	
Acondicionamiento				0.8	4			2		
Scavenger Zn									3	

c.- Concentraciones de los reactivos que son usados para la dosificación

PREPARACION DE REACTIVOS

REACTIVO	%	Para
		200 cc
NaHSO ₃	5	10gr
ZnSO ₄	5	10gr
NaCN	1	2gr
Z-11	1	2gr
CuSO ₄	5	10gr
F-70	1	2cc

5.5.- Molienda en laboratorio

Se utilizo un molino de bolas convencional de 6'' x 6'' de forma cilíndrica.

Especificaciones de operaciones de molienda.

- Adicionar de 01 Kg. de muestra a 10 mallas.
- Adicionar de ½ Lt. de agua, antes de moler.
- Adicionar 04 cc. de bisulfito de sodio (5%), antes de moler.
- Adicionar 6 cc. de sulfato de zinc (5%), antes de moler.
- 10 minutos para lograr 45 % a malla –200.

5.6.- Flotación en laboratorio

El equipo de flotación DENVER consta de 03 celdas metálicas que tiene un volumen de 3.2 Lt, 2.5 Lt y 1.5 Lt, el árbol gira entre 1200 a 1400 RPM y dos impulsores de caucho el primero de 6'' de diámetro para el proceso rougher y el segundo de 4'' de diámetro para el proceso scavenger y cleaner.

Se descarga la pulpa del molino a la celda de 3.5 Lt se agrega agua hasta 2 cm. por debajo del labio de la celda. Se enciende el equipo acondicionando la pulpa por 2 min. Agregando las siguientes dosificaciones de reactivos :

5.6.1.- Estándar de flotación bulk es:

- El volumen constante de flotación es 3.2 litros.

- 01 cc. de cianuro de sodio (1%)
- 01 cc. de Z-11 (1%) - antes de Flot. rougher
- 6 gotas frother 70 (1%) - antes de Flot. rougher
- Tiempo de acondicionamiento rougher: 2 minutos.
- Tiempo de flotación rougher: 05 minutos.
- 2.7 cc de sulfato de zinc (5%) - antes de flotación scavenger.
- 01 cc. de Z-11 (1%) - antes de flotación scavenger.
- 01 cc. de cianuro de sodio (1%) - antes de flotación scavenger.
- Tiempo de acondicionamiento scavenger: 1 minuto.
- Tiempo de flotación scavenger : 03 minutos

5.6.2.- Estándar de flotación zinc es:

- 5 cc. de sulfato de cobre (5%)
- 01 cc. de Z-11 (1%)
- Frother 70 si es necesario.
- Cal hasta un pH= 11.5
- Tiempo de acondicionamiento rougher Zn : 4 minutos
- Tiempo de flotación rougher : 4 minutos
- 01 cc. de Z-11
- Tiempo de acondicionamiento scavenger Zn : 2 minutos
- Tiempo de flotación Scavenger Zn : 3 minutos

Se programaron una serie de pruebas para el diseño factorial simple, con mineral de cabeza con el objeto de evaluar las variables que intervienen en la flotación de zinc; activador CuSO₄ (gr/TM), Colector Z – 11(gr/TM) y pH, los rangos en los que fueron evaluados se determinaron en función a la dosificación que se realiza a nivel de la planta concentradora.

5.7.- Diseño factorial simple para concentrado de zinc (Etapa de screening)

5.7.1. –Pruebas de flotación para realizar el diseño factorial simple

5.7.2.- Cálculo de los efectos para el diseño factorial simple e interpretación.

50

VARIABLES		NIVELES		
		Inferior	Central	Superior
X1	SULFATO DE COBRE (gr/Tn)	0	50	100
X2	XANTATO Z-11 (gr/Tn)	0	1.5	3
X3	pH	10	11	12

Donde:

X_1 = Sulfato de cobre (gr/TM)

X_2 = Xantato Z - 11 (gr/TM)

X_3 = pH

Y = % de Recuperación de zinc total.

Utilizando la tabla anterior se confecciona la matriz del diseño a escala codificada y a escala natural para el diseño factorial simple:

N°	ESCALA CODIFICADA			ESCALA NATURAL			Y(obs)
	X1	X2	X3	X1	X2	X3	
1	-1	-1	-1	0	0	10	55.98
2	1	-1	-1	100	0	10	53.69
3	-1	1	-1	0	3	10	53.11
4	1	1	-1	100	3	10	49.78
5	-1	-1	1	0	0	12	40.15
6	1	-1	1	100	0	12	55.21
7	-1	1	1	0	3	12	57.02
8	1	1	1	100	3	12	57.31
9	0	0	0	50	1.5	11	47.55
10	0	0	0	50	1.5	11	47.24

La siguiente tabla indica la denominada matriz de variables independientes donde se observa el vector X_0 que consiste en signos positivos que sirve para estimar el promedio de las respuestas de todos los puntos experimentales, lo cual servirá para hallar el efecto de la curvatura.

No	XO	X1	X2	X3	X1*X2	X1*X3	X2*X3	X1*X2*X3	Y(obs)
1	1	-1	-1	-1	1	1	1	-1	55.98
2	1	1	-1	-1	-1	-1	1	1	53.69
3	1	-1	1	-1	-1	1	-1	1	53.11
4	1	1	1	-1	1	-1	-1	-1	49.78
5	1	-1	-1	1	1	-1	-1	1	40.15
6	1	1	-1	1	-1	1	-1	-1	55.21
7	1	-1	1	1	-1	-1	1	-1	57.02
8	1	1	1	1	1	1	1	1	57.31
9	1	0	0	0	0	0	0	0	47.55
10	1	0	0	0	0	0	0	0	47.24

EFFECTOS

X1	X2	X3	X1*X2	X1*X3	X2*X3	X1*X2*X3
2.433	3.048	-0.717	-3.953	5.243	6.438	-3.433

Determinación de efectos por método de Yates: Efectos

1	55.98	109.67	212.56	422.25	
X1	53.69	102.89	209.69	9.73	2.43
X2	53.11	95.36	-5.62	12.19	3.05
X1X2	49.78	114.33	15.35	-15.81	-3.95
X3	40.15	-2.29	-6.78	-2.87	-0.72
X1X3	55.21	-3.33	18.97	20.97	5.24
X2x3	57.02	15.06	-1.04	25.75	6.44
X1X2X3	57.31	0.29	-14.77	-13.73	-3.43

Interpretación

Se visualiza que los signos de los efectos CuSO₄ y Z-11 son positivos por tanto están en su nivel mínimo por lo cual deben ser maximizados es decir que ambos factores son variables y deberán ser optimizados y establecer su rango de trabajo óptimo.

El signo del efecto de pH es negativo por tanto esta en su máximo tiene que ser minimizado, si incrementamos el vector la recuperación decae. Esto corrobora a lo que se observa en el grafico 12

Observamos que el signo de la interacción X1X3 y X2X3 son positivos esto nos indica que existe interacción es decir hay significancia entre los factores, caso contrario es la interacción X1X2 donde no existe interacción. Esto corrobora a lo que se observa en el grafico 11

5.7.3.- Cálculo de la varianza y su análisis.

Es el procedimiento apropiado para probar la significancia de los efectos. La siguiente tabla muestra el análisis de varianza para los datos:

Fuente de variación	SS Efectos	grados de libertad	Media de cuadrado	Fo	Significancia
a	11.834	1	11.834	246.287	si
b	18.575	1	18.575	386.566	si
c	1.030	1	1.030	21.428	no
ab	31.245	1	31.245	650.250	si
ac	54.968	1	54.968	1143.967	si
bc	82.883	1	82.883	1724.928	si
abc	23.564	1	23.564	490.408	si
curvatura	46.419	1	46.419	966.050	si
Error	0.048	1	0.048		
Total	270.564	9			

Analisis

F tablas de 95% de confiabilidad, $f_1=1$ y $f_2 = 1$ (grados de libertad).Es igual a 161.

Según la tabla los valores de F° mayores a 161 son significativos en nuestro caso sólo el pH no es significativo, lo que corrobora que el CuSO_4 y Z-11 están en su mínimo debiendo maximizarse y a la vez son variables en el proceso.

5.7.4.- Cálculo del modelo matemático a escala codificada

Para estimar los coeficientes de la ecuación matemática se hace uso de la fórmula matricial:

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

La siguiente tabla muestra la transpuesta de matriz

$$([X]^T)$$

1	1	1	1	1	1	1	1
-1	1	-1	1	-1	1	-1	1
-1	-1	1	1	-1	-1	1	1
-1	-1	-1	-1	1	1	1	1
1	-1	-1	1	1	-1	-1	1
1	-1	1	-1	-1	1	-1	1
1	1	-1	-1	-1	-1	1	1
-1	1	1	-1	1	-1	-1	1

La siguiente tabla muestra el producto de las dos matrices

$$([X]^T[X])^{-1}([X]^T[Y])$$

(Xt*X)-1								Xt x Y
0.125	0	0	0	0	0	0	0	422.25
0	0.125	0	0	0	0	0	0	9.73
0	0	0.125	0	0	0	0	0	12.19
0	0	0	0.125	0	0	0	0	-2.87
0	0	0	0	0.125	0	0	0	-15.81
0	0	0	0	0	0.125	0	0	20.97
0	0	0	0	0	0	0.125	0	25.75
0	0	0	0	0	0	0	0.125	-13.73

De donde los valores de los coeficientes de la ecuación matemática son:

XO	X1	X2	X3	X1*X2	X1*X3	X2*X3	X1*X2*X3
52.781	1.216	1.524	-0.359	-1.976	2.621	3.219	-1.716

Y el modelo matemático a escala codificada es :

5.7.5.- Análisis de residuos

Para ello multiplicamos la matriz de variables independientes menos la columna X3 que resultó no significativa, y el vector B son los coeficientes del modelo matemático siendo Ycalc los valores predichos por el modelo.

MATRIZ DE VARIABLES INDEPENDIENTES

XO	X1	X2	X1*X2	X1*X3	X2*X3	X1*X2*X3	[B]	Y calculado
1	-1	-1	1	1	1	-1	52.781	55.621
1	1	-1	-1	-1	1	1	1.216	53.331
1	-1	1	-1	1	-1	1	1.524	52.751
1	1	1	1	-1	-1	-1	-1.976	49.421
1	-1	-1	1	-1	-1	1	2.621	40.509
1	1	-1	-1	1	-1	-1	3.219	55.569
1	-1	1	-1	-1	1	-1	-1.716	57.379
1	1	1	1	1	1	1		57.669

ANALISIS DE RESIDUALES

N	Y	Ycalculado	Y-Ycalculado
1	55.98	55.621	0.359
2	53.69	53.331	0.359
3	53.11	52.751	0.359
4	49.78	49.421	0.359
5	40.15	40.509	-0.359
6	55.21	55.569	-0.359
7	57.02	57.379	-0.359
8	57.31	57.669	-0.359

Aplicando la ecuación calculamos SS Residual = 1.0296

Fo = Suma de cuadrados de residual / Media cuadrados del error

Fo = 1.0296 / 0.048 = 21.428

Y el F tablas para un nivel de confianza de 95%, f4=1 y f2=1 es de 161

161 > 21.428, por lo tanto el modelo matemático representa adecuadamente al fenómeno investigado.

5.7.6.- Descodificación del modelo matemático a escala natural y su análisis

VARIABLE	NIVEL (-)	NIVEL (+)	Zj0	□Zj
X1	0	100	50	50
X2	0	3	1.5	1.5
X3	10	12	11	1

Reemplazando los datos en las ecuaciones obtenemos:

Constante =	131.18
X1 : CuSO4 =	-1.35
X2 : Z-11 =	-33.86
X1X2 =	0.23
X1X3 =	0.09
X2X3 =	3.29
X1X2X3 =	-0.02

El modelo matemático a escala natural es :

$$Y = 131.18 - 1.35 \text{ CuSO}_4 - 33.86 \text{ Z-11} + 0.23 \text{ CuSO}_4 * \text{Z-11} + 0.09 \text{ CuSO}_4 * \text{pH} + 3.29 \text{ Z-11} * \text{pH} - 0.02 \text{ CuSO}_4 * \text{Z-11} * \text{pH}.$$

Esta ecuación se muestra gráficamente en la figura 9 y 10

Análisis

En la ecuación observamos que las interacción X1X2, X1X3 y X2X3 son positivas por tanto existen interacciones y tienen influencia en el proceso.

Si hacemos las tres variables igual cero la recuperación de zinc será igual a la constante cuyo signo es positivo el cual nos indica que está en su mínimo y puede maximizarse.

Determinamos el grado de influencia en el proceso en función a la mayor pendiente que presentan las variables en nuestro caso primero CuSO4, segundo Z-11.

5.7.7.- Optimización de la respuesta y su análisis

Goal: maximize Zn			
Optimum value = 57.949			
Factor	Low	High	Optimum
CuSO4	9.9	100.9	100.9
Z_11	9.9	9.9	9.9
pH	14.9	12.9	12.9

Análisis

El punto óptimo del presente proceso viene establecido por la tendencia de la hipótesis planteada en un principio que presentan un mínimo debiendo maximizarse el zinc, es decir son variables y su tendencia es subir de nivel y avanzar al máximo, obteniéndose un valor óptimo de 57.949 en el vector respuesta.

5.7.8.- Gráficos del diseño factorial simple. Estimated Response Surface

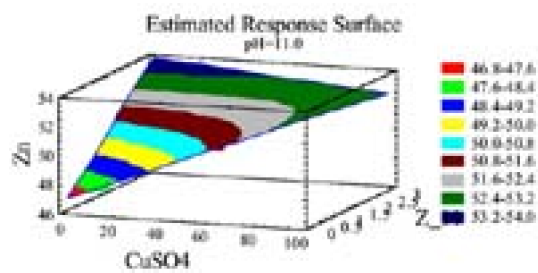


Figura 9 : Gráfico que representala superficie respuesta a nivel espacial nos muestra la forma en que están ubicados los puntos experimentales, así mismo la dirección en la cual se orienta el proceso. Contours of estimated response surface

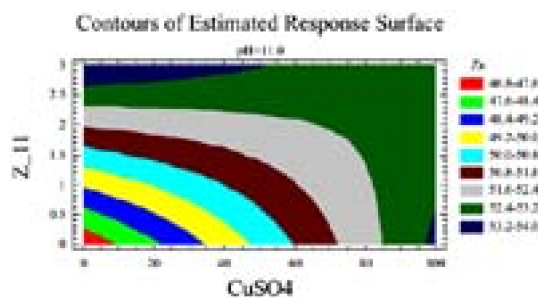


Figura 10 : Gráfico que representa lasuperficie de contorno.

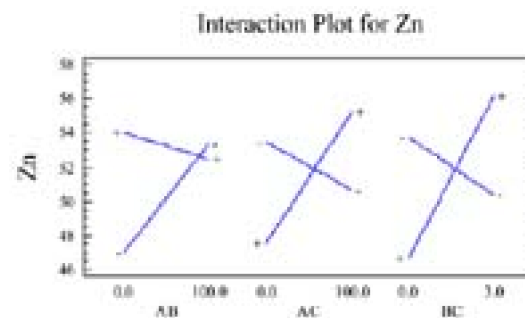


Figura 11 : Gráfico donde muestra las interacciones que existen AB, AC y BC entre las variables del proceso.

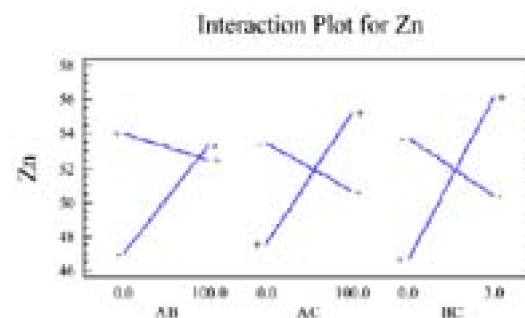


Figura 12 : Gráficamente observamos que la variable más significativa es el CuSO4 seguido de Z-11 por la pendiente más pronunciada.

5.8.- Análisis de las regresiones

Con los resultados del balance metalúrgico de las 10 pruebas se realizó el análisis de las regresiones lineales teniendo como vector respuesta la recuperación de cada elemento.

Mediante el test Fisher (F tablas) determinaremos estadísticamente la significancia de cada variable para cada elemento analizado. Para ello se muestra el cuadro de resumen en donde se debe cumplir que : F_{α, f_1, f_2} (Tablas) > F_o (calculado) para que la variable sea significativo.

Evaluación de la significancia para distintas respuestas

	Fo calculado			%confiabilidad	F tablas
RESPUESTA	CuSO4	Z - 11	pH		
Zinc	246.29	386.6	21.43	95	161.44
Plomo	153.76	77.44	29.16	92	62.66
Cobre	5.44	0.03	8.03	80	9.4722
Plata	51.79	2.76	57.6	91	39.864
Hierro	143.59	70.5	105.24	93	82.045

Variables significativas

RESPUESTA	CuSO4	Z - 11	pH
Zinc	246.29	386.6	
Plomo	153.76	77.44	
Cobre			
Plata	51.79		57.6
Hierro	143.59		105.24

Tabla de efectos de las variables significativas:

Recuperación	CuSO4	Z-11	pH	CuSO4/Z-11	CuSO4/pH	Z-11/pH	CuSO4/Z-11/pH
Zinc	2.43	3.05		-3.95	5.24	6.44	-3.43
Plomo	0.31	-0.22					
Cobre					0.105		
Plata	1.0075		-1.063			-0.9175	
Hierro	-1.738		1.4875			-1.7675	

5.9.- Conclusiones

CuSO₄ :

Es muy importante para la recuperación de zinc, lo que indica que es un buen agente activador del zinc (+2.43), pero presenta un efecto negativo ante la presencia de plomo el cual lo activa (+0.31), de igual manera ocurre para la plata (+1.0075). Ello se interpreta porque la recuperación de plata se cuantifica en el circuito de plomo, es decir podría existir relaciones mineralógicas, entre Zn/Pb, Pb/Ag, o Zn/Ag, inconveniente para su recuperación en el circuito de plomo.

Tiene un efecto positivo ante el hierro ya que promueve o controla la depresión de la pirita

(-1.7375).

Z-11 :

El signo positivo de Z - 11 es típico de un colector, el cual muestra que es adecuado para la flotación de zinc (+3.05). Ante la presencia de plomo se observa que no lo colecta (-0.22), es decir la existencia de plomo en el concentrado de zinc se debería a las relaciones mineralógicas de Zn/Pb.

pH :

Se observa que en circuito de zincla dosificación de cal que controla el pH de la flotación no esta controlando óptimamente la depresión de Fe (+1.4875), por tal motivo se observa la presencia de Fe en el concentrado de zinc.

El pH afecta a la plata contenida en el circuito de zinc deprimiéndolo (-1.0625) y haciéndolo pasar hacia el relave.

CuSO₄/Z -11 :

Esta relación tiene un efecto negativo ya que deprime al zinc (-3.95).

CuSO₄/pH :

Se observa que la dosificación de CuSO₄ con un pH adecuado mejora la activación de zinc (+5.24), comparado con el efecto del CuSO₄ solo. También se observa que promueve la activación de cobre (+0.105), quiere decir que existe un amarre mineralógico entre Zn/Cu.

Z -11/pH :

Esta relación se observa que mejora la activación de zinc (+6.44), mucho mejor que con Z - 11 solo, pero no mejora en la depresión del hierro (-1.7675) y que produce también la depresión de la plata, (-0.9175) o que podría existir un amarre mineralógico entre la Ag/Fe.

Dentro de las variables significativas que pasan a la etapa de optimización es el

CuSO₄ ya que es el reactivo más importante que produce la activación de zinc en el circuito de zinc. Y el **pH** donde se observa que necesita encontrar su dosificación óptima para mejorar la depresión de la pirita lo cual lo muestra en las interacciones que con una optima dosificación de cal se controlaría mejor la depresión de la pirita, y mejoraría la activación de zinc y por ende aumentaría la recuperación.

Para la etapa siguiente que es de optimización de las 2 variables significativas hacemos uso del diseño hexagonal.

5.10.- OPTIMIZACIÓN POR DISEÑO HEXAGONAL

La finalidad de la realización de estas pruebas experimentales, es encontrar las condiciones óptimas de las variables controlables de nuestro proceso en estudio, las cuales fueron evaluadas en las pruebas experimentales preliminares y de confirmación resultando significativas; sulfato de cobre (Lb/TM) y pH. Siendo estos factores importantes que afectan el proceso de flotación de zinc.

Para ello haremos uso del diseño hexagonal (Diseño experimental rotatable), el cual consta de 9 pruebas, seis puntos experimentales correspondientes a un hexágono y tres puntos replicados en el centro y es descrito apropiadamente mediante un modelo matemático de segundo orden y una superficie de respuesta que represente la región óptima de recuperación, que nos brindarán información referida no sólo a las variables que afectan nuestro proceso, sino también al efecto de la interacción entre estas.

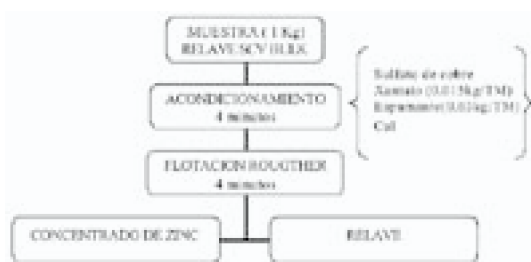
5.10.1.- Pruebas de flotación para realizar el diseño hexagonal.

Se programaron una serie de pruebas para el diseño hexagonal, con el relave del circuito de bulk con el objeto de optimizar las dos variables principales; CuSO₄ (Lb/TM) y pH, los rangos en los que fueron evaluados se determinaron de acuerdo a la serie de pruebas preliminares durante el estudio experimental.

Para realizar dichas pruebas se utilizaron:

- Maquina de flotación DENVER de laboratorio (celda de 1 Kg).
- 1 Kg de muestra proveniente del relave del scavenger bulk.
- Gravedad específica del mineral 2.82 y densidad de pulpa 1870 gr/Lt.
- Volumen de pulpa en la celda utilizada hasta 3250 cc.
- pH de agua 8.08.
- pH de pulpa no acondicionada 7.29 – 7.85.
- Temperatura de la pulpa 9.8 grados centígrados.

Las pruebas se realizaron bajo el siguiente esquema:



Las siguientes pruebas metalúrgicas que se muestran se realizaron en función al diseño hexagonal de las cuales obtenemos las recuperaciones de zinc que nos servirán para realizar los cálculos en el diseño.

5.16.1.- Pruebas metalúrgicas para el diseño hexagonal para analizar el efecto de Zinc GENERAL : RELAVE DEL CIRCUITO BULK.

PRUEBA No. 1
ACONC. Zn : 4 kg
FLOT. Au. Zn : 4 kg

prue1.01 : Cuanta 0.000 + Cuanta + 0.1 kg

Componente	Au		Zn		Cu		Fe		Mn		Pb		Sb		Te		Ag		Bi		As		Se		V		Ni		Co		Mo		W		Ta		Nb		Zr		Hf		Ti		Al		Si		Mg		Ca		Sr		Ba		P		S		Cl		Br		I		F		O		H		N		C		B		Li		K		Rb		Cs		Fr		Ra		Ac		Th		Pa		U		Pu		Am		Cm		Bk		Cf		Es		Fm		Md		No		Lr		Lu		Yb		Tm		Er		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd		Pm		Sm		Eu		Gd		Tb		Dy		Ho		Y		Sc		La		Ce		Pr		Nd	
------------	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	---	--	----	--	----	--	---	--	---	--	---	--	---	--	---	--	---	--	---	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--	---	--	----	--	----	--	----	--	----	--	----	--

5.10.2.- Estimación del modelo matemático para el diseño hexagonal

Los niveles para las variables consideradas en escala codificada y en escala natural se muestran en la siguiente tabla:

VARIABLES	NIVELES	
	Inferior	Superior
X1	9	12.5
X2	0.25	1.75

Valores a escala natural		
	Z ₁	Z ₂
Z ₁	10.75	1
DZ	1.75	0.75

Donde:

X₁ = pH

X₂ = Sulfato de cobre (Lb/TM)

Y = % de recuperación de zinc total.

Utilizando la tabla anterior se confecciona la matriz del diseño a escala codificada y a escala natural para el diseño hexagonal:

Matriz del diseño a escala natural y codificada

N	CODIFICADO		NATURAL		Y (Respuesta)
	X ₁	X ₂	Z ₁	Z ₂	
1	1	0	12.500	1.000	92.50
2	0.5	0.866	11.625	1.650	89.93
3	-0.5	0.866	9.875	1.650	40.74
4	-1	0	9.000	1.000	23.33
5	-0.5	-0.866	9.875	0.351	87.96
6	0.5	-0.866	11.625	0.351	71.90
7	0	0	10.750	1.000	89.17
8	0	0	10.750	1.000	86.57
9	0	0	10.750	1.000	80.36

Matriz (X)						Vector (Y)
X_0	X_1	X_2	X_1^2	X_2^2	$X_1 X_2$	Y
1	1	0	1	0	0	92.50
1	0.5	0.866	0.25	0.749956	0.433	89.93
1	-0.5	0.866	0.25	0.749956	-0.433	40.74
1	-1	0	1	0	0	23.33
1	-0.5	-0.866	0.25	0.749956	0.433	87.96
1	0.5	-0.866	0.25	0.749956	-0.433	71.90
1	0	0	0	0	0	89.17
1	0	0	0	0	0	86.57
1	0	0	0	0	0	80.36

Los coeficientes (B) están definidos por la siguiente fórmula matricial:

$$B = (X^T * X)^{-1} * X^T * Y$$

La matriz transpuesta esta definida de la siguiente manera:

X^T									Y
1	1	1	1	1	1	1	1	1	92.50
1	0.5	-0.5	-1	-0.5	0.5	0	0	0	89.93
0	0.866	0.866	0	-0.866	-0.866	0	0	0	40.74
1	0.25	0.25	1	0.25	0.25	0	0	0	23.33
0	0.74995	0.74995	0	0.74995	0.74995	0	0	0	87.96
0	0.433	-0.433	0	0.433	-0.433	0	0	0	71.90
									89.17
									86.57
									80.36

Utilizando la formula matricial se tiene:

$(X^T * X)^{-1}$						$X^T * Y$	$B = (X^T * X)^{-1} * X^T * Y$
0.333333	0	0	-0.333333	-0.333333	0	782.5	85.37
0	0.33347	0	0	0	0	-9.9	28.58
0	0	0.33333	0	0	0	25.4604	-8.43
-0.33333	0	0	0.83333	0.166676	0	253.7	-27.45
-0.33333	0	0	0.166678	0.833431	0	244.1837	-7.83
0	0	0	0	0	1.333412	-3.7238	37.67

Así el modelo matemático para el diseño hexagonal propuesto en escala codificada es el siguiente:

$$Y = 85.37 + 28.58X_1 - 8.43X_2 - 27.45X_1^2 - 7.83X_2^2 + 37.67X_1X_2$$

5.10.3.- Transformación de la ecuación matemática a escala natural.

Término independiente (a_0) :

$$a_0 = -820.27$$

Términos lineales (a_1) y (a_2) :

$$a_1 = 180.36$$

$$a_2 = -291.95$$

Términos cuadráticos (a_1^2) y (a_2^2) :

$$a_1^2 = -8.96$$

$$a_2^2 = -13.91$$

Término interacción (a_1a_2) :

$$a_1a_2 = 28.70$$

El modelo matemático en escala natural ó decodificada es :

$$Y = -820.27 + 180.36 Z_1 - 291.95 Z_2 - 8.96 Z_1^2 - 13.91 Z_2^2 + 28.70 Z_1 Z_2$$

Esta ecuación se representa gráficamente en las figuras 13 y 14.

5.10.4.- Cálculos para determinar la significancia de las variables.

Los elementos de la diagonal de la matriz son:

	C_i
X_0	0.33333
X_1	0.33347
X_2	0.33333
X_1^2	0.83333
X_2^2	0.83343
$X_1 X_2$	1.33341

Las respuestas en el centro del diseño son:

N	X_1	X_2	Z_1	Z_2	Y (Respuesta)
7	0	0	10.750	1.000	89.17
8	0	0	10.750	1.000	86.57
9	0	0	10.750	1.000	80.36

Aplicando fórmulas se obtiene:

$$Y^{\circ} = 85.37$$

$$SS_E = 40.94$$

Grados de libertad para el error experimental son: 2

$$MS_E = 20.47$$

$$S_e = 4.52$$

Luego de los cálculos se muestran la significancia de las variables en el siguiente cuadro:

	S_e	b_j	$(C_j)^{1/2}$	S_{bj}	t_j	signific
X_1	4.524	28.58	0.5774	2.6121	10.941	si
X_2	4.524	-8.43	0.5774	2.6121	-3.226	no
X_1^2	4.524	-27.45	0.9129	4.1301	-6.647	si
X_2^2	4.524	-7.83	0.9129	4.1304	-1.895	no
$X_1 X_2$	4.524	37.67	1.1547	5.2243	7.211	si

Como se observa, en la tabla la variable X_1 tanto en el término lineal como cuadrática y el término interacción $X_1 X_2$ resultaron significativos. Debido a que los valores de t_j mayores a $t_{tablas} = 4.3$ son significativos.

5.10.5.- Evaluación del modelo matemático (Test-Fisher)

a.- Cálculo de valores predichos o estimados de regresión mediante la formula matricial:

$$Y_{est} = [X] [B]$$

X_0	X_1	X_2	X_1^2	X_2^2	$X_1 X_2$	$b_j (B)$	$Y_{est} = [X] [B]$
1	1	0	1	0	0	85.37	86.50
1	0.5	0.866	0.25	0.749956	0.433	28.58	95.94
1	-0.5	0.866	0.25	0.749956	-0.433	-8.43	34.73
1	-1	0	1	0	0	-27.45	29.34
1	-0.5	-0.866	0.25	0.749956	0.433	-7.83	81.96
1	0.5	-0.866	0.25	0.749956	-0.433	37.67	77.91
1	0	0	0	0	0		85.37
1	0	0	0	0	0		85.37
1	0	0	0	0	0		85.37

b.- Cálculo de residuales

Y_{obs}	Y_{est}	$Y - Y_{est}$
92.50	86.50	6
89.93	95.94	-6.01
40.74	34.73	6.01
23.33	29.34	-6.01
87.96	81.96	6
71.90	77.91	-6.01
89.17	85.37	3.8
86.57	85.37	1.2
80.36	85.37	-5.01

Suma de cuadrados del residual

$$SS_R = 257.44$$

$$MS_R = 85.813$$

Suma de cuadrados de la falta del ajuste (Lack of fit)

$$SS_{FA} = 216.51$$

$$MS_{FA} = 216.51$$

c.- Prueba de Fisher (Test-Fisher)

$$F_{\text{modelo}} = MS_{FA} / MS_E$$

$$F_{\text{modelo}} = 10.58$$

El valor de F tablas, para un nivel de significancia del 95% y para 1 y 2 grados de libertad, respectivamente, es : $F_{(1,2) 95\%} = 18.51$

Por lo tanto F modelo es menor que F tablas, entonces el modelo ajusta o representa adecuadamente a los datos experimentales.

5.10.6.- Determinación del tipo de gráfica que representa la ecuación por mínimos y máximos.

Haciendo uso del modelo matemático obtenido a escala codificada para poder calcular las derivadas parciales:

$$Y = 85.37 + 28.58X_1 - 8.43X_2 - 27.45X_1^2 - 7.83X_2^2 + 37.67X_1X_2$$

Obtenemos:

$$d^2y/dx_1^2 = -54.9$$

$$d^2y/dx_2^2 = -15.66$$

$$d^2y/dx_1dx_2 = 37.67$$

Desarrollando la matriz hessiana de obtiene la determinantes:

$$b_{11} = -54.9$$

$$b_{22} = -559.29$$

como $b_{11}(-)$ y $b_{22}(-)$ son negativos, el tipo es de extremo máximo y el tipo de curva es elipse

5.10.7.- Determinación de las condiciones óptimas de las Variables.

Para hallar los valores de las variables X_1 (pH) y X_2 (CuSO_4), que maximice la respuesta (% de recuperación de Zn). En otras palabras, encontrar los valores X_1 y X_2 , que correspondan a la cima de la superficie respuesta descrita por el modelo matemático estimado.

$$Y = 85.37 + 28.58X_1 - 8.43 X_2 - 27.45X_1^2 - 7.83X_2^2 + 37.67X_1X_2$$

Hallando las derivadas parciales para cada variable:

$$\frac{\partial Y}{\partial X_1} = 28.58 - 54.9 X_1 - 37.67 X_2 = 0$$

$$\frac{\partial Y}{\partial X_2} = -8.43 - 15.66 X_2 - 37.67 X_1 = 0$$

Ahora el sistema de ecuaciones puede ser resuelto por cualquier método comúnmente usado. Resolviendo el sistema de ecuaciones se obtiene los valores de las variables X_1 y X_2 .

$$X_1 = 0.4286$$

$$X_2 = 0.2400$$

Estos son los valores óptimos en la escala codificada y podemos transformarlos a la escala natural decodificando los resultados, utilizando la fórmula de decodificación se obtiene los valores reales, de la siguiente manera:

$$Z_1 = 10.75 + (0.4286 \cdot 1.75) = 11.54$$

$$Z_2 = 1 + (0.2400 \cdot 0.75) = 1.184$$

Finalmente las condiciones óptimas de las variables controlables son:

$$\text{pH} : 11.5$$

$$\text{Sulfato de cobre (Lb/TM)} : 1.184$$

Reemplazando los valores obtenidos en el modelo matemático codificado se obtiene la máxima recuperación que corresponde a 94 % de zinc, tal como se puede observar en la gráfica de las superficies respuestas del diseño hexagonal.

5.10.8.- Gráficos del diseño hexagonal.

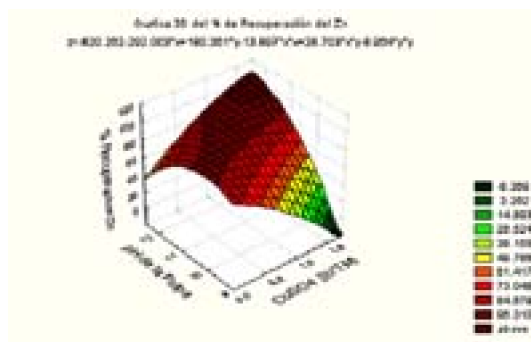


Figura 13 : Gráfica que muestra la superficie del diseño hexagonal en tres dimensiones.

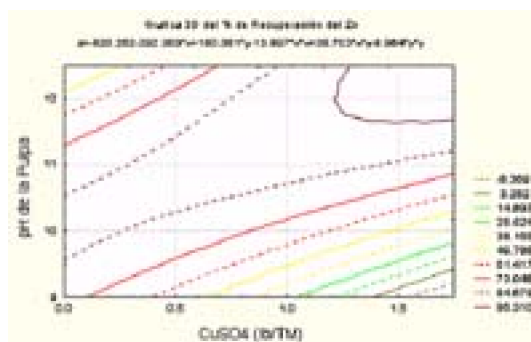


Figura 14 : Gráfica donde se muestra la superficie de contorno.

5.11.- BENEFICIO ECONÓMICO

Respecto al sulfato de cobre

Al realizar este trabajo de Investigación llegamos a obtener un consumo óptimo de 1.184Lb/TM lo que es igual a 0.537 Kg/TM de CuSO₄.

A nivel industrial en planta se utiliza en promedio 0.728 Kg/TM de CuSO₄, realizando los siguientes cálculos:

A nivel de la planta concentradora:

Consumo de CuSO₄ : 0.728 Kg/TM.

Tonelaje tratado mensualmente: 90504 TM.

Precio de CuSO₄ : 0.57 \$/Kg.

$0.728 \text{ Kg/TM} \times 90504 \text{ TM/mes} \times 0.57 \text{ $/Kg} = 37555 \text{ $/mes.}$

En función a la dosificación obtenida:

$0.537 \text{ Kg/TM} \times 90504 \text{ TM/mes} \times 0.57 \text{ $/Kg} = 27702 \text{ $/mes.}$

Lo que obtenemos un ahorro de 9853 \$/mes por la reducción del consumo de CuSO₄

CONCLUSIONES

a). Por medio de los diseños experimentales se ha evaluado con facilidad y bajo costo los parámetros que influyen en el proceso de flotación de zinc; Y en la etapa de optimización determinamos las dosificaciones óptimas de CuSO_4 produciendo un ahorro en el consumo de CuSO_4 y mejoramos la calidad del concentrado de zinc.

b). La utilización del software estadístico Statgraphics Plus Versión 4.1 utilizado para realizar el análisis de los datos a fin de evaluar, interpretar y optimizar las variable en estudio, es la adecuada para aplicaciones de diseños experimentales en la investigación del proceso metalúrgico de flotación y de gran ayuda por la rapidez de obtener los resultados.

c). Determinamos que las variables más trascendentales en la flotación de zinc es la dosificación de CuSO_4 y el control de la alcalinidad de la pulpa para que pueda flotar el zinc (pH). Los cuales corresponden a los óptimos y produce una total activación del zinc presente en la muestra que se flota y el pH adecuado será favorable para soltar las espumas y facilitar su evacuación.

d). Obtenemos una dosificación de 0.537 Kg/TM de CuSO_4 y un pH de 11.54 con ello llegamos a una recuperacion de 94% teóricamente obteniéndose un ahorro considerable en el consumo de CuSO_4 mensual. A nivel de laboratorio con las dosificaciones optimas de CuSO_4 y pH obtenemos una recuperación de 90.58% de zinc en la etapa de rougher. Y a nivel de planta concentradora con las dosificaciones de CuSO_4 y pH optimizadas obtenemos un concentrado de zinc de mejor calidad, cuyas

leyes son las siguientes:

Comparado con las leyes de un balance metalúrgico normal. (Ver anexo 3).

e). Al realizar la optimización en la Planta Concentradora se obtuvo la disminución del desplazamiento de plomo hacia el concentrado de zinc de 1.81% a 1.11%, de igual manera se redujo el %Zn en el relave de 0.34% a 0.25%, se disminuyó la activación de Zn en el concentrado de plomo de 8.13% a 6.26%. Con la cual se consiguió mejorar la calidad y la recuperación del concentrado de zinc.

f). En la parte económica se mejoro la calidad del concentrado de zinc lo cual refleja en la evaluación económica (Ver anexo 4), obteniéndose un valor de venta del concentrado de zinc al aplicar la optimización de 271.81 \$/TM, comparado con el valor de venta antes de realizar la optimización de 256.62 \$/TM. De lo cual hay un valor agregado de 15.13\$/TM.

g). La liberación de la esfalerita no es buena, e intercrece en abundancia con calcopirita de grano fino no se recomienda molienda ya que no se va a poder obtener una buena liberación de la calcopirita debido a la existencia de una gran proporción de calcopirita de grano muy fino diseminado en la esfalerita los cuales son resistentes a la molienda, estos son responsables para cierto contenido inevitable de cobre.

h). La galena se encuentra en tamaños pequeños en poca cantidad mayormente intercrecida con ganga y esfalerita, hay presencia de galena libre.

i). La esfalerita esta relacionada con cobres grises con alto contenido de plata; se ha observado muy pocos puntos de cobres grises, siempre intercrecidos con pirita y ganga.

j). El sulfuro mas abundante es la pirita que presenta muy poca oxidación superficial. Se presenta libre e intercrecida con sulfuros valiosos en todo tipo de ensamble.

RECOMENDACIONES

- Un tamaño de partícula correcto y una distribución equilibrada de las mismas, son fundamentales para el proceso de molienda y flotación en Yauliyacu.
- Los costos de molienda son altos, comparados con otras secciones de procesamiento, por lo que en Yauliyacu se debe llevar a cabo un control de molienda, para así eliminar el exceso o defecto de la misma, produciendo un incremento sustancial en la rentabilidad. Por lo tanto dependerá de la conminución, la distribución y tamaños de partículas. Conociéndose esto, se podrá controlar la distribución y obtener el mejor producto de molienda posible.
- La flotación es muy sensible al tamaño y distribución de partículas, ya que de esta van a depender otros parámetros de flotación. Por lo expuesto, se deberá manejar el concepto de tamaño específico de flotación, la cual es que la flotabilidad decrece con rangos de partículas gruesas y partículas finas; para esto una buena flotación debe proveer una buena suspensión y crear un ambiente hidrodinámico, para la flotación de diferentes fracciones de tamaños de partículas.
- En flotación, conocer el tamaño de partícula de los concentrados ayudan a investigar y lograr las condiciones óptimas de flotación.
- Un control de tamaños, permitirá establecer óptimas condiciones para diferentes tipos de mineral.
- Capacitar a los trabajadores en forma continua en el control de las dosificaciones de los reactivos y los parámetros de flotación.

- Realizar una evaluación del circuito de flotación para mejorar la recuperación de Pb, Cu y Ag que se desplazan hacia el circuito de zinc, y disminuir de esa manera la activación del zinc en el concentrado de plomo.

BIBLIOGRAFÍA

- Sutulov Alexander, "FLOTACIÓN DE MINERALES"; Concepción – 1963 – Chile.
- Errol G. Kelly, "INTRODUCCIÓN AL PROCESAMIENTO DE MINERALES"; Editorial Noriega – 1990 – Limusa Argentina.
- Iván Quiroz Núñez, "OPERACIONES UNITARIAS EN PROCESAMIENTO DE MINERALES"; 1987 – Lima Perú.
- Jhon M. Curie, "OPERACIONES UNITARIAS EN PROCESAMIENTO DE MINERALES"; Traducido Por: Ms. Sc. – Juan Chia Aguije – 1984 – Perú.
- Pedro P. Zea Espinoza, "CALCULO EN PLANTAS CONCENTRADORAS"; CIP: 1890 – 1997 Lima – Perú.
- Medina Beltrán, Oscar.FUNDAMENTOS DE FLOTACIÓN.
- Palacios C. Severo, DISEÑO EXPERIMENTAL; Análisis e Interpretación 2000 – 2001 – 2004 Tacna, Perú.
- José Manzaneda Cabala, DISEÑO EXPERIMENTAL, Estadística aplicada, 2000 Lima – Perú.
- José Manzaneda Cabala, PROCESAMIENTO DE MINERALES; 2004 Lima – Peru.
- Manual del software STATGRAPHICS PLUS, Aplicado a Diseños Experimentales en Procesamientos de Minerales.
- Jorge Ayala Mina, Richard Pardo Mercado; OPTIMIZACION POR DISEÑOS EXPERIMENTALES; Edicion 1995 – CONCYTEC.

Douglas C.Montgomery; DISEÑO Y ANALISIS DE EXPERIMENTOS; Editorial Iberoamericana 1992.

Fernando Caiceo; DISEÑO EXPERIMENTAL CON APLICACIONES A LA METALURGIA EXTRACTIVA.

ANEXO

Consultar en el formato impreso