

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA



**OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE FLOTACIÓN  
BULK PLOMO – PLATA**

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

PRESENTADO POR:  
DANIEL ENRIQUE AYLLON MERESI

ASESOR:  
ING. SANTIAGO VALVERDE

**LIMA – PERU**

**2013**

### **DEDICATORIA**

Este informe se lo dedico a toda mi familia y a mis compañeros de trabajo que siempre me ayudaron y me motivaron a la realización de este trabajo.

## RESUMEN

La etapa de flotación es el proceso más importante en una planta concentradora, y uno de los retos más grandes en todas las industrias mineras, es optimizar ésta para así lograr aumentar el valor de la recuperación de sus metales preciosos, ya que el aumento mínimo de este valor generará un incremento en las utilidades de la empresa.

Mediante muestreos metalúrgicos se demostró que teníamos algunas falencias en nuestro circuito de flotación, por ende se tomó la decisión de empezar a evaluar diferentes parámetros, uno de estos fue el impacto de la granulometría en la flotación. Se realizaron pruebas variando el tamaño de partícula y se obtuvo que la granulometría óptima es a 75% -200m (75micrones), también se evaluó la influencia de los reactivos, para esto se realizó un diseño experimental (selección de variable). Con estas pruebas se demostró que el Xantato Isobutílico de Sodio (Z-14) y el Aerophine 3418, tienen gran significancia en la recuperación de plata y ésta aumenta cuando se trabaja con los dos en simultáneo, éstos fueron los primeros pasos que se dieron para mejorar nuestro proceso. Al conocer la importancia de éstos dos colectores pudimos tomar data de varios meses de trabajo, y realizar una curva para ver el efecto de estas variables versus la recuperación, por medio de esta gráfica se calculó el valor del parámetro óptimo que nos permite lograr una recuperación dentro de los rangos establecidos, en el caso del Aerophine 3418 el rango fue 34 a 36g/ton y en el caso del Xantato fue de 24 a 26g/ton, y el último paso fue dividir el flujo del concentrado de un banco en dos partes y llevarlos a bancos diferentes, lo que nos permitió minimizar la recirculación de flujos.

Con todos estos trabajos se logró aumentar la recuperación de plata en **tres puntos porcentuales** (3%), lo que constituyó un importante incremento en las utilidades de la Empresa.

## ABSTRACT

The stage of flotation is the most important process in a concentrating plant and one of the challenges bigger in all the mining industries is to optimize this one this way to manage to increase the value of the recovery of our precious metals, since the minimal increase of this value was generating an increase in the utilities of the company.

By means of metallurgical samplings there was demonstrated that we had some failings in our circuit of flotation for it there took the decision to start evaluating different parameters, one of these was the impact of the granulometry in the flotation tests were realized changing the size of particle and there was obtained that the ideal granulometry is to 75 %-200m (75um), also the influence of the reagents was evaluated for this there was realized an experimental design (selection of variable) by these tests there was demonstrated that the Xanthate Isobutilico of sodium (Z-14) and the Aerophine 3418 have great significancia in the recovery of silver and increases this one when we work with the two simultaneously, these were the first steps that were given to improve our process, on having known the importance of these, all to know the importance of these two collectors we could take byline of several months of work and realize a curve to see the effect of these variable versus the recovery, by means of this graph there was calculated the value of the ideal parameter that allows us to achieve a recovery inside the established ranges, in case of the aerophine 3418 the range was 34 to 36g/ton and in case of the xantato was from 24 to 26g/ton and the last step was to divide the flow of the concentrate of bank Cleaner Scavenger in two parts and them to take to different banks, which allowed us to minimize the recirculation of flows.

With all these works there was achieved **the recovery of silver increased in three percentage points (3 %)** what was the slightly important one to increase the utilities of the mine company.

## INDICE

	Pág.
<b>INTRODUCCIÓN</b>	9
Objetivo General	9
Justificación	10
<b>CAPITULO I</b>	
<b>ASPECTOS GENERALES</b>	11
1.1 Procesamiento de Minerales.	11
1.2 Flotación	12
1.3 Flotación Bulk Plomo -Plata	16
<b>CAPITULO II:</b>	
<b>MODELAMIENTO MATEMATICO APLICADO AL</b>	
<b>BALANCE METALURGICO</b>	19
2.1 Balance Metalúrgico.	19
2.2 Multiplicadores de Lagrange.	19
2.3 Corrección de Leyes por el método de multiplicadores de lagrange.	20
2.3.1 Muestreo en el circuito de Flotación.	27
2.3.2 Corrección de las leyes del análisis químico.	29
2.3.3 Balance Metalúrgico del Circuito de Flotación Plomo-Plata.	30
<b>CAPITULO III</b>	
<b>RECUPERACION A DIFERENTES GRANULOMETRIA</b>	32
3.1 Pruebas de Moliendabilidad a Escala de Laboratorio.	32
3.2 Pruebas de flotación batch.	35
3.2.1 Prueba a 75% -200m.	35
3.2.2 Prueba a 80% -200m.	37
3.2.3 Prueba a 85% -200m.	39

3.2.4 Comparación de recuperación obtenida en las pruebas realizadas	41
<b>CAPITULO IV</b>	
<b>DISEÑO EXPERIMENTAL EN CIRCUITO DE FLOTACION</b>	43
4.1 Diseño Experimental.	43
4.2 Función Respuesta.	45
4.3 Diseño Factorial – Selección Variable.	47
4.4 Diseño Factorial- Selección Variable escala de laboratorio.	52
<b>CAPITULO V</b>	
<b>OPTIMIZACION DEL PROCESO DE FLOTACION A ESCALA INDUSTRIAL</b>	61
5.1 Influencia de la dosificación de reactivos en la recuperación de plata.	61
5.1.1 Análisis de la dosificación de Xantato (Z-14) en recuperación de Plata.	64
5.1.2 Análisis de la dosificación de Aerophine 3418 en la recuperación de Plata	65
5.2 Optimización del proceso de flotación Plomo – Plata.	67
5.2.1 Modificación del circuito Plomo -Plata	67
5.2.2 Análisis de la recuperación con los cambios realizados.	70
5.2.3 Análisis comparativo de la recuperación de Plata	74
<b>CONCLUSIONES</b>	76
<b>BIBLIOGRAFIA</b>	78
<b>ANEXOS</b>	79

## INDICE DE FIGURAS

	Pág.
<b>Figura 2.1</b> : Esquema de procesamiento de minerales	12
<b>Figura 2.2</b> : Recuperación vs grado de concentrado	15
<b>Figura 2.3</b> : Diagrama de flujo de flotación del circuito Plomo-plata	18
<b>Figura 2.4</b> : Balance de masa en banco de celdas	20
<b>Figura 2.5</b> : Diagrama de los bancos de celdas muestreados.	28
<b>Figura 3.1</b> : Curvas de distribución granulométrica.	33
<b>Figura 3.2</b> : Tiempo de molienda.	34
<b>Figura 3.3</b> : Recuperación de Plata a 75% -200m.	37
<b>Figura 3.4</b> : Recuperación de Plata a 80% -200m	39
<b>Figura 3.5</b> : Recuperación de Plata a 85% -200m	41
<b>Figura 3.6</b> : Curva comparativa de Recuperaciones de Plata.	42
<b>Figura 4.1</b> : Curva Estimada por el modelo matemático.	59
<b>Figura 5.1</b> : Dosificación de Xantato vs Recuperación de plata.	64
<b>Figura 5.2</b> : Dosificación de Aerophine 3418 vs Recuperación de plata.	66
<b>Figura 5.3</b> : Banco Cleaner Scavenger del circuito de flotación.	68
<b>Figura 5.4</b> : Diagrama de flujo de flotación modificado.	69
<b>Figura 5.5</b> : Histórico de recuperaciones de plata	75

## INDICE DE TABLAS

	Pág.
<b>Tabla 2.1</b> : Leyes del laboratorio Químico.	29
<b>Tabla 2.2</b> : Leyes de laboratorio corregidas.	29
<b>Tabla 2.3</b> : Balance Metalúrgico de todo el circuito de flotación.	31
<b>Tabla 3.1</b> : Análisis granulométrico de las muestras tomadas.	32
<b>Tabla 3.2</b> : Dosificación de reactivos en las pruebas de laboratorio.	35
<b>Tabla 3.3</b> : Balance Metalúrgico a 75% -200mallas.	36
<b>Tabla 3.4</b> : Balance Metalúrgico a 80% -200mallas.	38
<b>Tabla 3.5</b> : Balance Metalúrgico a 85% -200mallas.	40
<b>Tabla 4.1</b> : Plantilla – 2 variables.	48
<b>Tabla 4.2</b> : Plantilla – 3 variables.	48
<b>Tabla 4.3</b> : Plantilla – 4 variables.	49
<b>Tabla 4.4</b> : Plantilla – 5 variables.	49
<b>Tabla 4.5</b> : Plantilla – 8 pruebas.	50
<b>Tabla 4.6</b> : Plantilla – 12 Pruebas.	50
<b>Tabla 4.7</b> : Rango de dosificación de reactivos.	52
<b>Tabla 4.8</b> : Balance Metalúrgico de la Primera prueba	53
<b>Tabla 4.9</b> : Balance Metalúrgico de la Segunda prueba	53
<b>Tabla 4.10</b> : Balance Metalúrgico de la Tercera prueba	54
<b>Tabla 4.11</b> : Balance Metalúrgico de la Cuarta prueba	54
<b>Tabla 4.12</b> : Balance Metalúrgico de la Quinta prueba	54
<b>Tabla 4.13</b> : Balance Metalúrgico de la Sexta prueba	55
<b>Tabla 4.14</b> : Balance Metalúrgico de la Séptima prueba	55
<b>Tabla 4.15</b> : Balance Metalúrgico de la Octava prueba	55
<b>Tabla 4.16</b> : Balance Metalúrgico de la Novena prueba	56
<b>Tabla 4.17</b> : Resultados obtenidos en las pruebas de laboratorio.	56
<b>Tabla 4.18</b> : Correlación realizada con la recuperación de Plata	57
<b>Tabla 4.19</b> : Correlación realizada con el grado de Plata	58
<b>Tabla 4.20</b> : T-student dentro del rango.	60
<b>Tabla 5.1</b> : Datos de recuperaciones de plata en 8 meses de operación.	61
<b>Tabla 5.2</b> : Leyes químicas ajustadas noviembre.	70
<b>Tabla 5.3</b> : Balance metalúrgico del mes de noviembre.	71
<b>Tabla 5.4</b> : Leyes químicas ajustados del mes de diciembre.	72
<b>Tabla 5.5</b> : Balance metalúrgico diciembre.	73
<b>Tabla 5.6</b> : Histórico de recuperaciones.	74



## INTRODUCCION

El circuito de flotación plomo-plata de la planta concentradora, se encuentra trabajando sin tener un programa de muestreo de cada banco de operación presente en el mismo, por ende, siempre nos preguntábamos ¿cómo estará trabajando cada banco de celdas?, ¿cuánto recuperamos en cada banco?, ¿cuál es la calidad del concentrado que se obtiene de estos?, por todas esas incógnitas se decidió hacer un plan de muestreos más continuo lo cual aún no se cumple en un cien por ciento. Estos muestreos nos sirvieron de mucho para poder buscar soluciones a nuestros problemas metalúrgicos.

Un punto importante en nuestro circuito era la dosificación de reactivos, por ejemplo con leyes de cabeza de 12oz/tc de Ag teníamos la dosificación de reactivos muy distantes, sin embargo los resultados logrados eran similares y en algunas ocasiones mientras más reactivo se agregaba la recuperación de Plata no era la mejor, por estos motivos se hizo pruebas para realizar un diseño experimental utilizando la práctica de selección variable, para conocer el parámetro fundamental en nuestra etapa de flotación y así poder ponerle énfasis para mejorar nuestro proceso.

### **Objetivo General:**

Aumentar el porcentaje de recuperaciones de plata en el circuito de flotación Pb-Ag sin bajar el grado estándar de nuestro concentrado bulk.

**Justificación**

Estos temas de optimización o mejoras de un proceso, nos ayuda a desarrollar diferentes habilidades en nuestro rubro de trabajo, ya que muchas veces cuando uno egresa de la universidad e ingresa a trabajar se parametriza en todo lo que realiza en el trabajo, por ende, esto se vuelve rutinario, muchas veces aburrido, y si no se presenta mayores problemas, continuamos así hasta nuestro retiro. Sin embargo, en estas épocas, las crisis están a la vuelta de la esquina y hay que estar agradecido de éstas ya que nos permite estar en el día a día pensando cómo podemos mejorar tanto en nuestro trabajo como en nuestra vida personal.

Uno de los mayores retos para un Ingeniero en el campo, es aplicar todo lo aprendido, tanto en la universidad como en los cursos externos que se haya tomado, por ende, realizar este tipo de trabajos nos ayuda a seguir creciendo como profesionales y si éste trabajo realizado llega a dar los frutos esperados, esto generará mayores ganancias a la empresa y el compromiso de todos los colaboradores a seguir mejorando.

## **CAPITULO I**

### **ASPECTOS GENERALES**

#### **1.1 PROCESAMIENTO DE MINERALES**

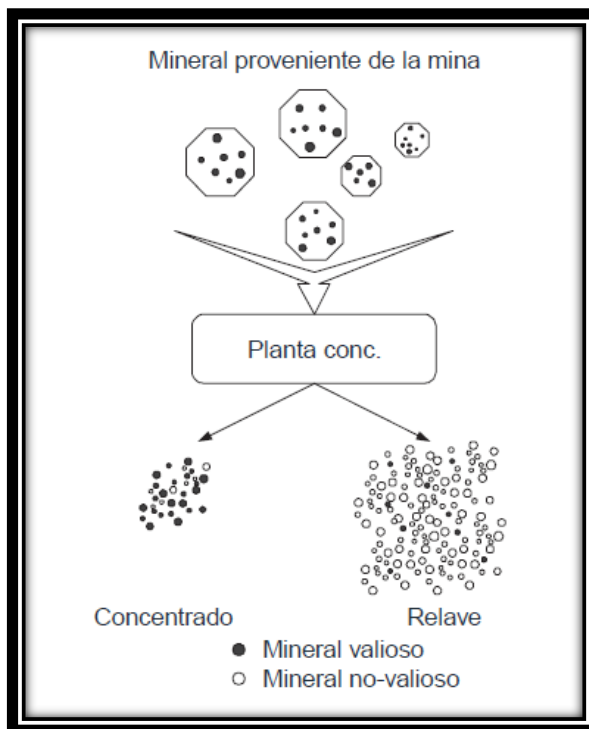
En este capítulo revisaremos aspectos generales y comenzaremos a ver de forma general lo que se realiza en una planta concentradora. En la **Figura 2.1** podemos apreciar que el mineral abastecido de mina ingresa a la planta concentradora y luego esta por medio de sus sub-procesos obtiene dos productos, un mineral valioso que es el concentrado y el estéril.

Liberar el mineral valioso

- Reducción de tamaños
- Clasificación por tamaños

Separar el mineral valioso del estéril (concentración).

- **Flotación.**
- Gravimetría.
- Electrostática.
- Magnética.
- Escogido selectivo.



**Fig. 2.1** Esquema del procesamiento de minerales

## 1.2 FLOTACIÓN

Es un proceso físico-químico, cuyo objeto es la separación de especies minerales valiosas de las no valiosas, a través del uso de la adhesión selectiva de partículas de minerales valiosos a burbujas de aire

Los procesos de flotación son usados para separar o concentrar minerales y otras especies químicas. La separación por flotación es el resultado de muchos procesos fisicoquímicos complejos que ocurren en las interfaces sólido/líquido, líquido/gas y sólido/gas. La flotación depende de la probabilidad de unión de la partícula a la burbuja en la celda de flotación, la cual es determinada por la hidrofobicidad de la superficie de la partícula. En la mayoría de los sistemas de

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

La flotación es una técnica de concentración que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral, o especies de valor, y la ganga. Se basa en la adhesión de algunos sólidos a burbujas de gas generadas en la pulpa por algún medio externo, en la celda de flotación.

Las burbujas de aire transportan los sólidos a la superficie donde son recolectados y recuperados como concentrado. La fracción que no se adhiere a las burbujas permanece en la pulpa y constituye la cola o relave.

De este modo, la condición de flotabilidad es una fuerte adhesión entre las partículas útiles y las burbujas, las cuales deben ser capaces de soportar la agitación y turbulencia en la celda. Estas partículas se dicen hidrofóbicas, o repelentes al agua, al contrario de las partículas que constituyen el relave o cola, que son hidrofílicas.

Para lograr una buena concentración en la etapa de limpieza del concentrado se requiere que las especies útiles que constituyen la mena estén separadas o liberadas, está la liberación de las partículas útiles no es necesaria en la etapa primaria de flotación (etapa rougher). La liberación de las partículas se consigue con etapas de molienda o remolienda. Para la mayoría de los minerales se alcanza un adecuado grado de liberación moliendo la mena a tamaños del orden de  $-100\mu\text{m}$  o  $-74\mu\text{m}$ .

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

La propiedad que permite la separación en un proceso de flotación es la naturaleza hidrofóbica de las especies mineralógicas que componen la mena, cuyas características hacen que las superficies presenten afinidad por el aire o por el agua.

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

**Colector** es un surfactante, que tiene la propiedad de adsorberse selectivamente en la superficie de un mineral y lo transforma en hidrofóbico. Las burbujas de aire se adhieren así, preferentemente sobre estas superficies, atrapando las partículas. Espumante es un surfactante que se adiciona a la pulpa con el objetivo de estabilizar la espuma, en la cual se encuentra el mineral de interés. Por otra parte, los reactivos modificadores se usan para intensificar o reducir la acción de los colectores sobre la superficie mineral.

Para que la flotación de minerales sea efectiva, se consideran los siguientes aspectos:

**Reactivos químicos:**

Colectores, espumantes, activadores, depresores, modificadores de pH.

**Componentes del equipo de flotación:**

Diseño de la celda, sistema de agitación, forma en que se dispersa el flujo de aire, configuración de los bancos de celdas, control de los bancos de celdas.

**Componentes de la operación:**

Flujo de alimentación, mineralogía de la mena, granulometría de la mena, densidad de la pulpa, temperatura.

**Recuperación:**

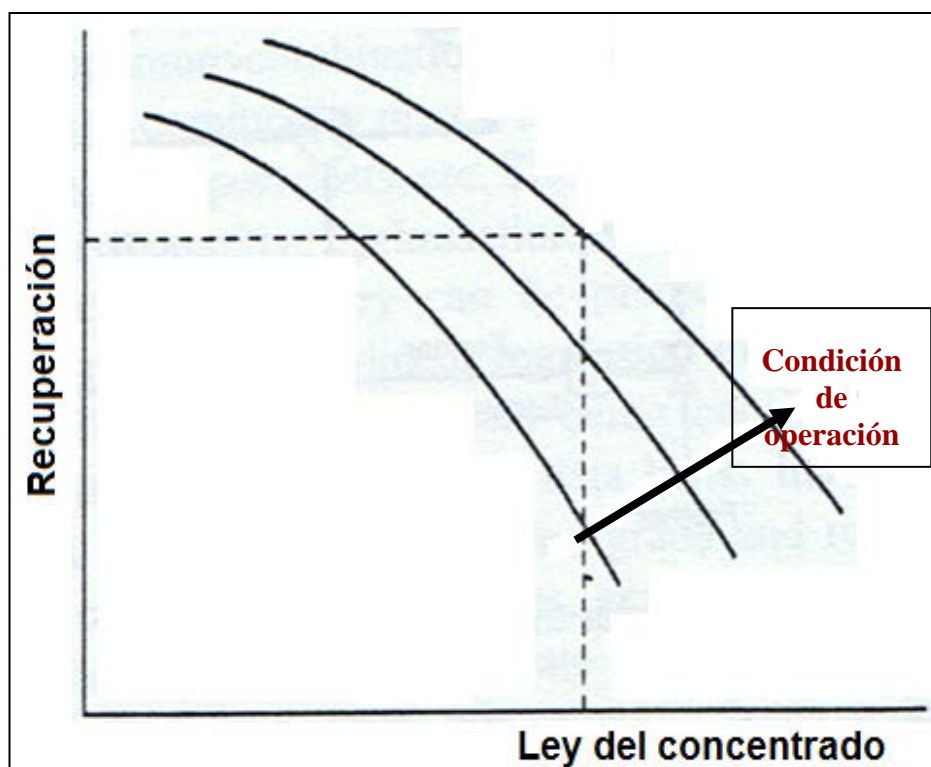
Es el porcentaje del total del metal contenido en el mineral de cabeza que se recupera en el concentrado.

**Radio de concentración:**

Es la relación de peso de la alimentación (o cabeza) con respecto al peso del concentrado

En la **Figura 2.2** se observa la curva de Recuperación versus Ley de Concentrado, como podemos apreciar, mientras la ley de concentrado aumenta la recuperación baja, esto se da porque para aumentar la ley de los concentrados se tiene que bajar la dosificación de reactivos o realizar otras maniobras para flotar menos cantidad, esto tiene como consecuencia, que los minerales valiosos se vayan al relave y por ende la recuperación baja.

Recuperación vs Ley del Concentrado



**Figura 2.2** Recuperación vs Grado de Concentrado

Fórmulas a utilizar:

$$\text{Recuperación } M = \frac{\text{Contenido metálico en el concentrado}}{\text{Contenido metálico en el alimento.}}$$

$$\text{Ley en el concentrado } M = \frac{\text{Contenido metálico en el concentrado}}{\text{Peso total del concentrado}}$$

$$\text{Radio de Concentración} = \frac{\text{Flujo de concentrado}}{\text{Flujo de alimento.}}$$

$$\text{Tiempo de residencia} = \frac{\text{Volumen de pulpa que ingresa a la celda}(m^3)}{\text{Volumen de la celda}(m^3)}$$

### 1.3 FLOTACIÓN BULK PLOMO-PLATA

En esta etapa veremos la flotación específicamente de plomo – plata, y tomaremos como mineral principal la plata ya que es el metal que más valor le da a nuestros concentrados.

Para la flotación de este concentrado utilizaremos los siguientes reactivos para darle condiciones de flotabilidad al mineral.

- a) **Xantato Isobutilico de Sodio Z-14**; Colector primario utilizado para colectar los minerales valiosos tanto de plomo como de plata.



- b) **Aerophine 3418**; Colector primario utilizado para la coleccionar minerales valiosos de plomo y plata, teniendo este mayor selectividad que el xantato.
- c) **Metil Isobutil Carbinol (MIBC)**; Espumante utilizado para darle mayor estabilidad a las espumas.
- d) **OB11**; Reactivos para deprimir minerales que no tienen valor en el mercado tales como cuarzo, fierro, etc.
- e) **Sulfato de Zinc**; Reactivo utilizado para deprimir minerales de cinc, este se agrega para que el cinc no flote en el circuito de flotación plomo –plata.

La etapa de flotación comienza con un banco rougher que consta de 2 celdas tanque de 20 m<sup>3</sup> cada una, el relave de este banco se transporta hacia el banco rougher II que constando de 8 celdas tanque con fondo en forma de “U” de 8 m<sup>3</sup> cada una, y el concentrado va hacia un banco de limpieza I de 2 celdas denver de 1.41m<sup>3</sup>. El concentrado del banco rougher II y el relave de las 2 celdas denver se transportan hacia otro banco de limpieza II el cual consta de 6 celdas denver de 2.83m<sup>3</sup> cada una, el concentrado de este banco de limpieza se junta con el concentrado de la limpieza I y se transportan hacia el espesador, el relave alimenta al banco Cleaner Scavenger que consta de 6 celdas tanque con fondo en forma de “U” de 8m<sup>3</sup> el concentrado de este banco alimenta al banco rougher II y el relave se junta con el relave del banco rougher II para formar el relave final del circuito.

En la **Figura 2.3** observamos el diagrama de flujo del circuito de flotación bulk plomo- plata el cual será nuestro punto de partida para la optimización.

### DIAGRAMA DE FLUJO - CIRCUITO FLOTACION PLOMO - PLATA

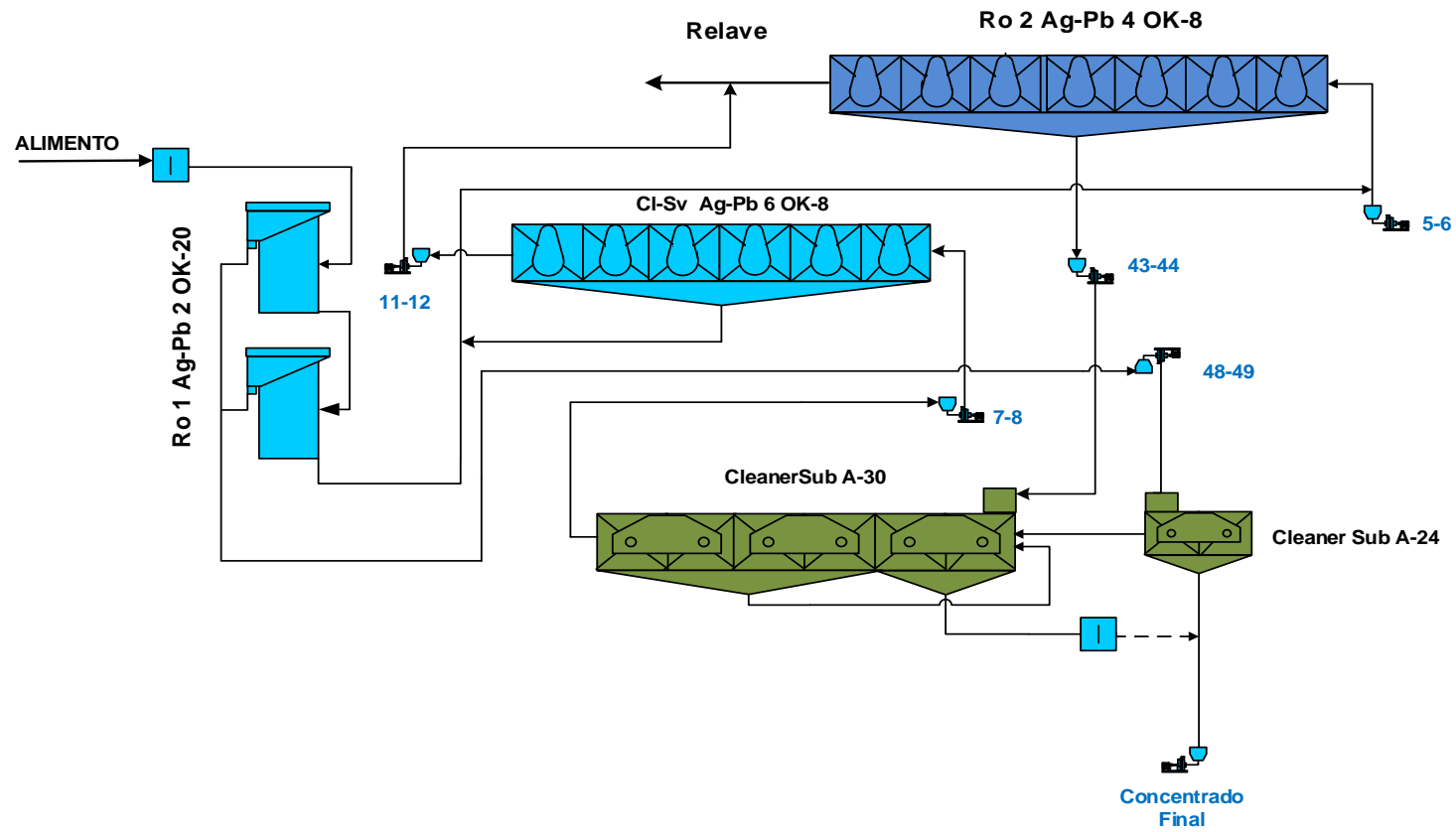


Figura 2.3 Diagrama de flujo de Flotación del circuito plomo-plata

## **CAPITULO II**

### **MODELAMIENTO MATEMATICO EN BALANCE METALÚRGICO**

#### **2.1 BALANCE METALÚRGICO**

En este capítulo realizaremos un balance metalúrgico de todos los bancos de celdas presentes en nuestro circuito de flotación, antes de empezar los cálculos para este balance tenemos que realizar el ajuste de las leyes de laboratorio para que la suma de los productos sea igual al alimento para hacer esto existe dos métodos conocidos; El método computacional y El método utilizando los Multiplicadores de Lagrange.

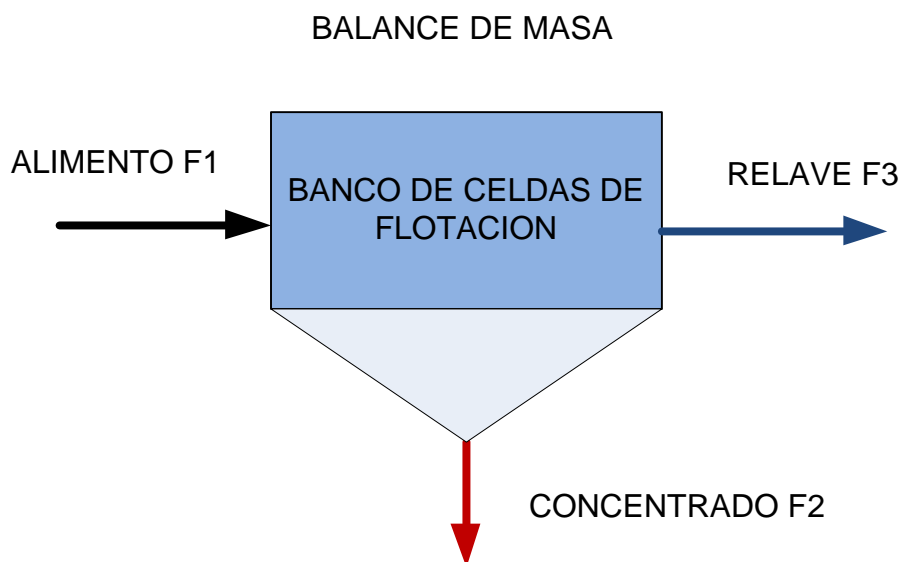
#### **2.2 MULTIPLICADORES DE LAGRANGE**

El Teorema de los Multiplicadores de Lagrange es el instrumento teórico más clásico, y el primero desde el punto de vista histórico, para resolver problemas de optimización con restricciones. Su creador, Joseph-Louis Lagrange, utilizó por primera vez la técnica de los multiplicadores para resolver problemas del cálculo de variaciones en su célebre tratado *Méchanique Analytique*, en el cual dotó a la Mecánica de un formalismo analítico adecuado, y posteriormente lo expuso en su no menos célebre obra sobre cálculo diferencial.

Este método lo utilizaremos para realizar las correcciones de nuestras leyes de laboratorio químico.

### 2.3 CORRECCION DE LEYES POR MULTIPLICADORES

Para esto mostraremos como se realiza la corrección; en la **Figura 2.4** nos da el ejemplo de una celda de flotación donde tenemos tres flujos los cuales son el alimento, concentrado y relave. Con estos tres flujos planteamos el balance de masa y esta será nuestra primera ecuación y en base a esta se plantean lo siguiente:



**Figura 2.4** Balance de masa esquemático en Flotación

Primero se establece las ecuaciones de balance de masa:

Para los flujos

$$F_1 = F_2 + F_3 \quad (1)$$

Donde

$F_1$  = Alimento

$F_2$  = Concentrado

$F_3$  = Relave

Analizamos para el elemento i

$$L_1^{(i)} \cdot F_1 = L_2^{(i)} \cdot F_2 + L_3^{(i)} \cdot F_3 \quad (2)$$

$L_1^{(i)}$  = Ley del mineral

Si se normaliza los flujos (Dividimos entre  $F_1$ , es decir, el flujo de alimentación)

Obtenemos para los flujos:

$$1 = \varphi_2 + \varphi_3 \quad (3)$$

Para el elemento i

$$L_1^{(i)} = L_2^{(i)} \cdot \varphi_2 + L_3^{(i)} \cdot \varphi_3 \quad (4)$$

Dónde:

$$\varphi_K = \frac{F_K}{F_1}$$

Los errores calculados son

$$\Delta Q_1^{(i)} = L_1^{(i)} - (L_2^{(i)} \cdot \varphi_2 + L_3^{(i)} \cdot \varphi_3) \quad (5)$$

Se establece que  $\varphi_2$  es un flujo independiente, entonces de (3) obtenemos:

$$\varphi_2 = 1 - \varphi_3 \quad (6)$$

Si se reemplaza (5) en (6) tenemos:

$$\Delta Q_1^{(i)} = (L_1^{(i)} - L_3^{(i)}) + (L_3^{(i)} - L_2^{(i)}) \cdot \varphi_2 \quad (7)$$

Si

$$\Omega_{1-3}^{(i)} = L_1 - L_3$$

$$\Omega_{3-2}^{(i)} = L_3 - L_2$$

Las ecuaciones de error por flujos se pueden calcular según:

$$\Delta Q_1^{(i)} = \Omega_{1-3}^{(i)} + \Omega_{3-2}^{(i)} \cdot \varphi_2 \quad (8)$$

Se deriva parcialmente respecto al flujo y se igual a cero  $f(\varphi_1)$  y se obtiene el caudal normalizado que minimiza el valor  $\Delta Q_1^{(i)}$ . Adicionalmente se aplican los factores de ponderación (i.e.  $P^{(i)}$ ) con los cuales se podrían hacer influir un elemento más que otro en el cálculo en cuestión:

$$f(\varphi_1) = \sum_{i=1}^K P^{(i)} \cdot \Delta Q_i^2 \quad (9)$$

Donde:

$$\sum_{i=1}^K P^{(i)} \cdot \Delta Q_i^2 = \sum_{i=1}^K P^{(i)} \cdot \left( \Omega_{1-3}^{(i)} + \Omega_{3-2}^{(i)} \cdot \varphi_2 \right)^2 \quad (10)$$

Derivando con respecto a  $\varphi_2$

$$\frac{\partial f(\varphi_i)}{\partial \varphi_2} = 0 = 2 \cdot \sum_{i=1}^K P^{(i)} \cdot \left[ \left( \Omega_{1-3}^{(i)} + \Omega_{3-2}^{(i)} \cdot \varphi_2 \right) \cdot \Omega_{3-2}^{(i)} \right]$$

Simplificando se tiene:

$$\left( \sum_{i=1}^K P^{(i)} \cdot \Omega_{1-3}^{(i)} \cdot \Omega_{3-2}^{(i)} \right) = - \left( \sum_{i=1}^K P^{(i)} \cdot \Omega_{3-2}^{(i) 2} \right) \cdot \varphi_2$$

De esta manera calculamos el valor de  $\varphi_2$ .

$$\varphi_2 = - \left( \frac{\left( \sum_{i=1}^K P^{(i)} \cdot \Omega_{1-3}^{(i)} \cdot \Omega_{3-2}^{(i)} \right)}{\left( \sum_{i=1}^K P^{(i)} \cdot \Omega_{3-2}^{(i) 2} \right)} \right)$$

Calculo de los errores para cada elemento (i)

$$\Delta M_1^{(i)} = L_1^{(i)} - \left( L_2^{(i)} \cdot \varphi_2 + L_3^{(i)} \cdot \varphi_3 \right) \quad (11)$$

Se establece las correcciones como:

$$\Delta L_1^{(i)} = L_1^{(i)} - \bar{L}_1^{(i)}$$

$$\Delta L_2^{(i)} = L_2^{(i)} - \bar{L}_2^{(i)}$$

$$\Delta L_3^{(i)} = L_3^{(i)} - \bar{L}_3^{(i)}$$

Si se reemplazan estas expresiones en (11)

$$\Delta M_1^{(i)} = \left( L_1^{(i)} - \bar{L}_1^{(i)} \right) - \left( \left( L_2^{(i)} - \bar{L}_2^{(i)} \right) \cdot \varphi_2 + \left( L_3^{(i)} - \bar{L}_3^{(i)} \right) \cdot \varphi_3 \right)$$

Se debe cumplir lo siguiente:

$$0 = \bar{L}_1^{(i)} - \left( \bar{L}_2^{(i)} \cdot \varphi_2 + \bar{L}_3^{(i)} \cdot \varphi_3 \right) \quad (12)$$

Se define la función LAGRANGIANA como:

$$\mathcal{L}(\chi, \lambda) = f(\chi) - (\lambda \cdot g_1(\chi))$$

$\mathcal{L}(\chi, \lambda)$  = Función Lagrangiana.

$f(\chi)$  = Función objetivo a minimizar

$\lambda$  = Multiplicador de Lagrange

$\chi$  = Son las correcciones (i.e.  $\Delta L_1^{(i)}, \dots$ )

$g_1$  = Son las ecuaciones restrictivas (que deben ser igual a cero)



Ecuaciones Restrictivas

$$g_1(\chi) = \Delta M_1^{(i)} - \Delta L_1^{(i)} + (\Delta L_2^{(i)} \cdot \varphi_2 + \Delta L_3^{(i)} \cdot \varphi_3)$$

La función objetivo se define como

$$f(\chi) = W_1^{(i)} \cdot \Delta L_1^{(i)2} + W_2^{(i)} \cdot \Delta L_2^{(i)2} + W_3^{(i)} \cdot \Delta L_3^{(i)2}$$

Los factores de ponderación están representados por  $W^{(i)}$ .

Se deriva  $\mathcal{L}(\chi, \lambda)$  respecto a las correcciones y se obtiene:

1.

$$\frac{\partial \mathcal{L}(\chi, \lambda)}{\partial \Delta L_1^{(i)}} = 0 = 2 \cdot \Delta L_1^{(i)} \cdot W_1^{(i)} - \lambda \cdot (-1)$$

$$\Delta L_1^{(i)} = -\frac{1}{2} \cdot \frac{\lambda}{W_1^{(i)}}$$

2.

$$\frac{\partial \mathcal{L}(\chi, \lambda)}{\partial \Delta L_2^{(i)}} = 0 = 2 \cdot \Delta L_2^{(i)} \cdot W_2^{(i)} - \lambda \cdot (\varphi_2)$$

$$\Delta L_2^{(i)} = \frac{1}{2} \cdot \frac{\lambda \cdot \varphi_2}{W_2^{(i)}}$$

3.

$$\frac{\partial \mathcal{L}(\chi, \lambda)}{\partial \Delta L_3^{(i)}} = 0 = 2 \cdot \Delta L_3^{(i)} \cdot W_3^{(i)} - \lambda \cdot (1 - \varphi_2)$$

$$\Delta L_3^{(i)} = \frac{1}{2} \cdot \frac{\lambda \cdot (1 - \varphi_2)}{W_3^{(i)}}$$

Si se deriva  $\partial \mathcal{L}(\chi, \lambda)$  respecto al multiplicador de lagrange.

$$\frac{\partial \mathcal{L}(\chi, \lambda)}{\partial \lambda} = 0 = \Delta M_1^{(i)} - \Delta L_1^{(i)} + \left( \Delta L_2^{(i)} \cdot \varphi_2 + \Delta L_3^{(i)} \cdot \varphi_3 \right)$$

La expresión resultante es idéntica a  $g_1$ , por lo que si se reemplazan las correcciones en dicha ecuación se obtiene:

$$0 = \Delta M_1^{(i)} - \left( -\frac{1}{2} \cdot \frac{\lambda}{W_1^{(i)}} \right) + \left( \left( \frac{1}{2} \cdot \frac{\lambda \cdot \varphi_2}{W_2^{(i)}} \right) \cdot \varphi_2 + \left( \frac{1}{2} \cdot \frac{\lambda \cdot \varphi_3}{W_3^{(i)}} \right) \cdot \varphi_3 \right)$$

De esta expresión podemos calcular el valor de  $\lambda$ .

$$\lambda = - \frac{\Delta M_1^{(i)}}{\left( \frac{1}{2} \cdot \frac{\varphi_2}{W_2^{(i)}} \right) \cdot \varphi_2 + \left( \frac{1}{2} \cdot \frac{\varphi_3}{W_3^{(i)}} \right) \cdot \varphi_3 + \left( \frac{1}{2} \cdot \frac{1}{W_1^{(i)}} \right)}$$

Con este valor del multiplicador de lagrange se puede empezar a corregir las leyes químicas.

Los factores de ponderación W son calculados por:

$$W^{(i)} = \frac{100}{\left[ L_1^{(i)} \cdot (100 - L_1^{(i)}) \right]^2}$$

### 2.3.1 Muestreo en el Circuito de Flotación

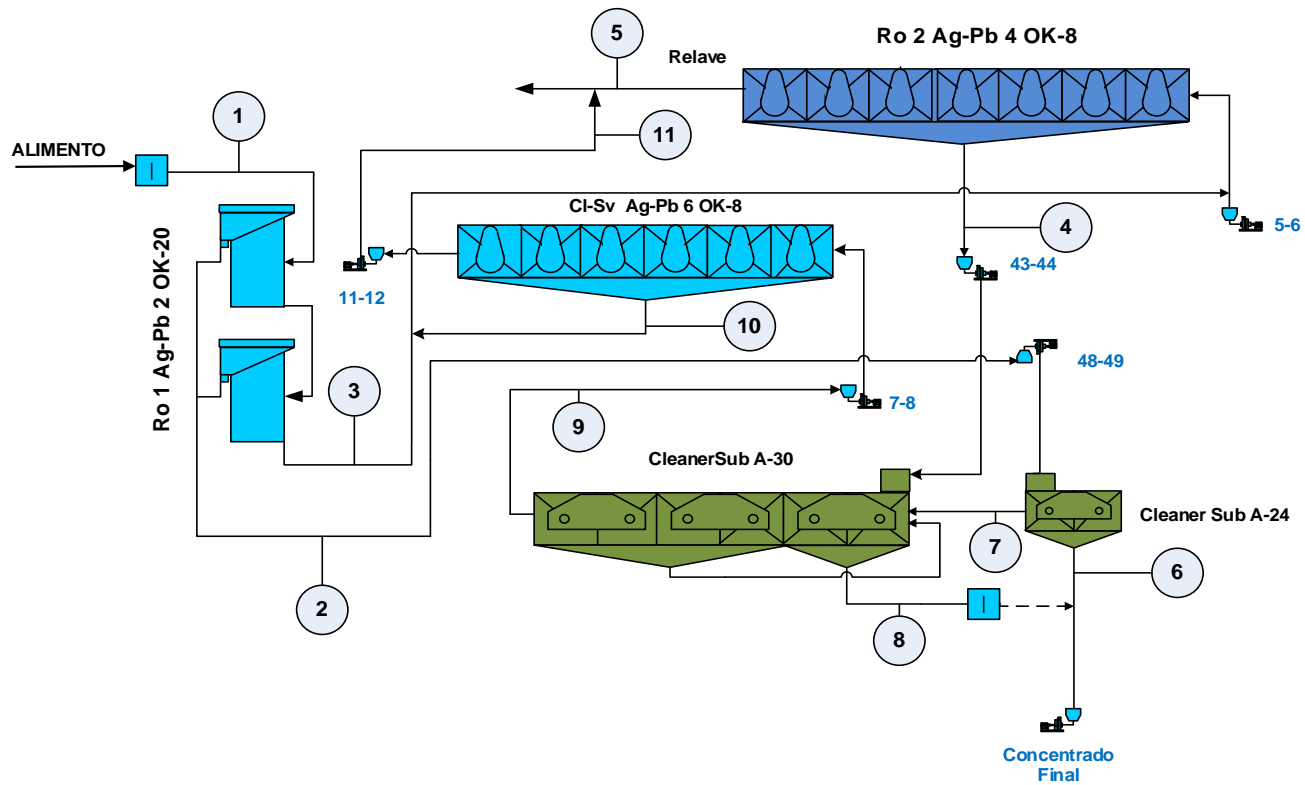
Un muestreo puntual son las muestras recogidas a mano a un tiempo específico y en puntos estratégicos de una corriente del proceso. Este tipo de muestreo se realiza dónde:

Recomendaciones para realizar un buen muestro.

- a) Asegúrese que el equipo de toma muestras puntuales sea el indicado para la muestra que ha de recogerse y que los recipientes indiquen el tipo de muestra.
- b) Muestrear teniendo el mismo criterio u método para todos los puntos y para todas las repeticiones.
- c) En caso de un paro de operaciones, esperar a que todo se encuentre en condiciones normales y tomar una nueva muestra.

En la **Figura 2.5** nos muestras los puntos de muestreo para realizar el balance, se muestrearon 11 flujos los cuales fueron enviadas al laboratorio químico para que realicen sus ensayos correspondientes. Estas muestras fueron tomadas durante 8 horas de operación, por intervalos de media hora.

**DIAGRAMA DE FLUJO - CIRCUITO FLOTACION PLOMO - PLATA**



**Figura 2.5** Diagrama de los bancos de celdas muestreados en el Circuito de Flotación Pb-Ag

### 2.3.2 Corrección de las leyes de Laboratorio Químico.

En la **Tabla 2.1** nos muestras las leyes ensayadas por el laboratorio químico de las 11 muestras enviadas. Si realizamos el balance tomando estas leyes vamos a llegar a la conclusión que en los balances de cada banco siempre se va a tener un error ya que la sumatoria de flujos no será exacta. Por eso se tiene que hacer una corrección de estas leyes para hacer que este error sea igual a cero.

**Tabla 2.1** Leyes del laboratorio Químico

MUESTRA	Leyes Laboratorio Químico				
	Ag Oz	% Pb	% Zn	% Mn	% Fe
<b>Alimento</b>	11.93	0.59	1.02	7.45	3.61
<b>Concentrado Rougher I</b>	369.12	18.76	2.71	7.23	10.29
<b>Relave Rougher I</b>	7.08	0.35	1.00	7.45	3.52
<b>Concentrado Rougher II</b>	59.96	2.52	1.11	23.45	9.38
<b>Relave Rougher II</b>	3.20	0.15	1.01	6.95	3.39
<b>Concentrado Limpieza I</b>	580.00	27.30	2.67	6.95	10.74
<b>Relave Limpieza I</b>	70.00	9.25	2.75	7.54	9.79
<b>Concentrado Limpieza II</b>	150.00	13.45	0.95	26.03	13.64
<b>Relave Limpieza II</b>	30.21	0.18	1.29	21.38	8.28
<b>Concentrado Cleaner scavenger.</b>	47.23	0.25	1.32	26.94	11.71
<b>Relave Cleaner scavenger</b>	8.28	0.05	1.25	11.77	2.34

En la **Tabla 2.2** se encuentran las leyes ya corregidas por el método de los multiplicadores de lagrange, luego de esto empezaremos a realizar el balance metalúrgico correspondiente en el cual podremos realizar las observaciones correspondientes y las opciones de mejoras que tenemos para hacer.

**Tabla 2.2 Leyes Corregidas**

MUESTRA	Leyes Laboratorio Químico				
	Ag Oz	% Pb	% Zn	% Mn	% Fe
<b>Alimento</b>	12.05	0.62	1.03	7.59	3.65
<b>Concentrado Rougher I</b>	358.33	19.12	2.70	7.18	10.23
<b>Relave Rougher I</b>	6.77	0.33	1.00	7.60	3.55
<b>Concentrado Rougher II</b>	53.18	2.80	1.06	20.31	6.76
<b>Relave Rougher II</b>	3.38	0.15	1.00	6.70	3.34
<b>Concentrado Limpieza I</b>	585.99	27.03	2.67	6.97	10.77
<b>Relave Limpieza I</b>	74.15	9.25	2.75	7.45	9.55
<b>Concentrado Limpieza II</b>	151.87	13.09	0.96	26.94	14.64
<b>Relave Limpieza II</b>	22.41	0.09	1.29	16.58	4.43
<b>Concentrado Cleaner scavenger.</b>	47.97	0.26	1.32	27.40	12.14
<b>Relave Cleaner scavenger</b>	20.92	0.08	1.29	15.95	3.98

### 2.3.3 Balance Metalúrgico del Circuito de Flotación.

En la **Tabla 2.3** observamos el balance metalúrgico del Circuito de Flotación, en el cual se puede calcular que la recuperación final es de 65% la cual es la recuperación que teníamos en la planta concentradora antes de realizar los cambios correspondientes.

Un problema notorio es la baja recuperación que tenemos en el banco cleaner scavenger en este caso la recuperación no llega ni al 15%, esto fue revalidado por otros muestreos realizados en paralelo lo cual fue un punto para mejorar ya que no se estaba trabajando correctamente.

Otra falencia es en el banco rougher II, la recuperación solo alcanza valores del 55% y al ser este el ultimo banco donde podemos recuperar los valores de plata, genera que nuestro relave sea alto por ende este también fue un punto a evaluar.

Estos graves problemas nos llevaron a tomar la decisión de empezar a realizar cambios en el circuito para poder mejorar utilizando como base las pruebas en el laboratorio metalúrgico.

**Tabla 2.3** Balance Metalúrgico del Circuito de Flotación

MUESTRA	PESO	Leyes Laboratorio Químico Corregidas				Contenido Metálico				Recuperaciones			
		Ag Oz	% Pb	% Zn	% Mn	Ag Oz	Pb Ton	Zn Ton	Mn Ton	Ag	Pb	Zn	Mn
<b>Alimento</b>	2500.00	12.05	0.62	1.03	7.59	30125.6	15.38	25.70	189.78	100.0	100.0	100.0	100.0
<b>Concentrado Rougher I</b>	37.58	358.33	19.12	2.70	7.18	13464.4	7.19	1.02	2.70	44.7	46.7	4.0	1.4
<b>Relave Rougher I</b>	2462.42	6.77	0.33	1.00	7.60	16661.2	8.20	24.69	187.08	55.3	53.3	96.0	98.6
<b>Concentrado Rougher II</b>	174.50	53.18	2.80	1.06	20.31	9280.2	4.88	1.85	35.45	30.8	31.7	7.2	18.7
<b>Relave Rougher II</b>	2295.80	3.38	0.15	1.00	6.70	7758.7	3.34	22.94	153.79	25.8	21.7	89.3	81.0
<b>Concentrado Limpieza I</b>	20.86	585.99	27.03	2.67	6.97	12225.2	5.64	0.56	1.45	40.6	36.7	2.2	0.8
<b>Relave Limpieza I</b>	16.71	74.15	9.25	2.75	7.45	1239.2	1.55	0.46	1.24	4.1	10.1	1.8	0.7
<b>Concentrado Limpieza II</b>	48.16	151.87	13.09	0.96	26.94	7314.3	6.30	0.46	12.98	24.3	41.0	1.8	6.8
<b>Relave Limpieza II</b>	143.05	22.41	0.09	1.29	16.58	3205.1	0.12	1.85	23.72	10.6	0.8	7.2	12.5
<b>Concentrado Cleaner scavenger.</b>	7.87	47.97	0.26	1.32	27.40	377.7	0.02	0.10	2.16	1.3	0.1	0.4	1.1
<b>Relave Cleaner scavenger</b>	135.17	20.92	0.08	1.29	15.95	2827.3	0.10	1.74	21.56	9.4	0.7	6.8	11.4
<b>Relave Final</b>	2430.98	4.23	0.14	0.99	7.01	10293.8	3.35	24.00	170.51	34.2	21.8	93.4	89.8

### CAPITULO III

#### RECUPERACION A DIFERENTES GRANULOMETRIAS

#### 3.1 PRUEBAS DE MOLIENDABILIDAD A ESCALA DE LABORATORIO

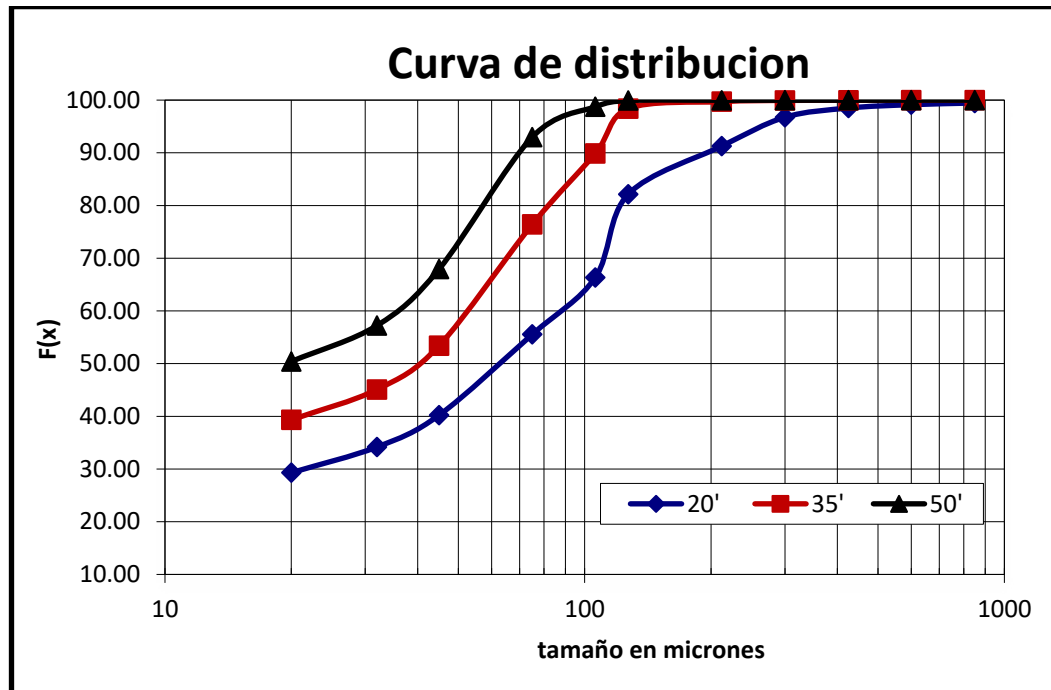
En este capítulo se desarrollaron diversas pruebas de flotación utilizando como medio de comparación la granulometría del mineral, para esto realizaremos pruebas de moliendabilidad, para poder para llegar a la granulometría deseada, en la **Tabla 3.1** se muestra los análisis granulométricos de una muestra tomada en el área de molienda la cual fue molida a diferentes tiempos. Dichos tiempos fueron tomados tomando como referencia trabajos realizados anteriormente.

**Tabla 3.1** Análisis granulométrico de las muestras tomadas.

Malla	$\mu$	f(x) %			G(x) %			F(x) %		
		20'	35'	50'	20'	35'	50'	20'	35'	50'
20	850	0.55	0.02	0.02	0.55	0.02	0.02	99.45	99.98	99.99
30	600	0.32	0.01	0.00	0.87	0.03	0.02	99.13	99.97	99.98
40	425	0.64	0.01	0.00	1.51	0.04	0.02	98.49	99.96	99.98
50	300	1.75	0.03	0.00	3.26	0.06	0.03	96.75	99.94	99.97
70	212	5.49	0.23	0.01	8.74	0.29	0.03	91.26	99.71	99.97
100	127	9.12	1.33	0.06	17.86	1.62	0.09	82.14	98.38	99.91
140	106	15.79	8.50	1.18	33.65	10.12	1.27	66.35	89.88	98.73
200	75	10.81	13.47	5.75	44.46	23.59	7.02	55.54	76.41	92.99
325	45	15.32	23.00	25.04	59.77	46.59	32.05	40.23	53.41	67.95
450	32	6.05	8.32	10.72	65.82	54.91	42.77	34.18	45.09	57.23
635	20	4.88	5.76	6.83	70.70	60.67	49.60	29.30	39.33	50.40
-635		29.30	39.33	50.40	100.00	100.00	100.00	0.00	0.00	0.00



Con estos datos realizamos la curva correspondiente de distribución para cada muestra cómo podemos observar en la **figura 3.1**.



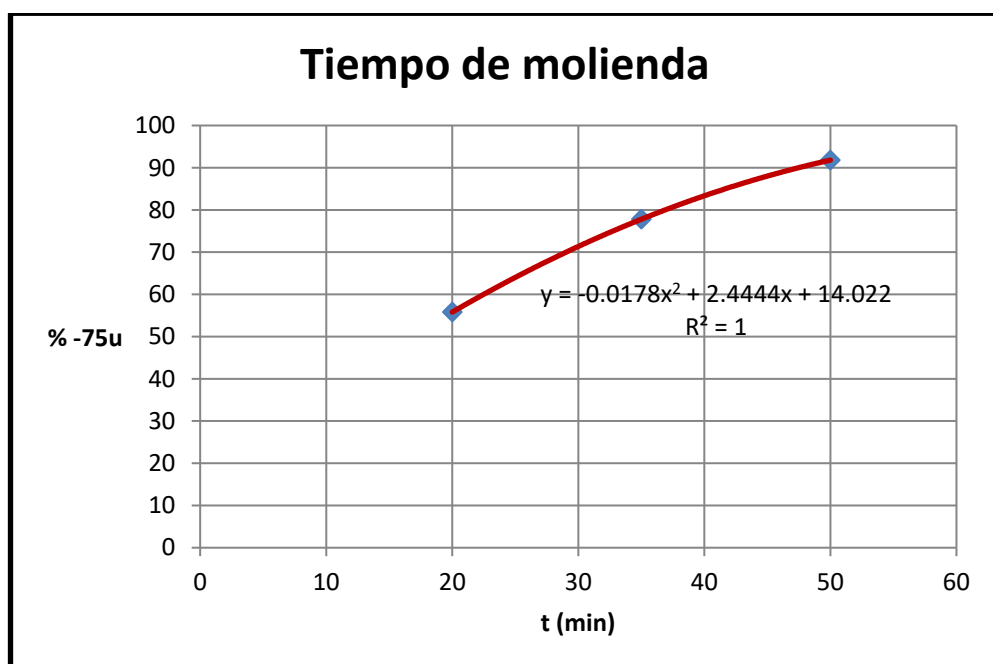
**Figura 3.1** Curvas de distribución granulométrica.

Con estas curvas por medio de la interpolación podemos calcular para los diferentes tiempos el porcentaje de malla -75 micrones.

Tiempo	% -75 micras
20	55.8
35	77.8
50	91.8

Los datos de este cuadro permitirán estimar que tiempos debemos de someter al mineral para obtener una granulometría de 70, 75 y 80% -75.

En la **Figura 3.2** observamos la curva de tiempo de molienda en donde obtendremos una línea de tendencia la cual nos permitirá realizar los cálculos a otros tiempos que se encuentren dentro del rango de 20 a 50 minutos.



**Fig. 3.2** Tiempo de Molienda

Con esta curva y la ecuación mostrada podremos calcular esos tiempos para realizar las diferentes pruebas.

Tiempo(min)	% -75 micras
29.04	70
32.76	75
36.914	80

### 3.2 PRUEBAS DE FLOTACION BATCH

Las pruebas de flotación batch se realizan en celdas de 200 a 2000g de mineral y son pruebas únicas que se realizan para obtener objetivos puntuales.

#### 3.2.1 Pruebas de flotación a 75% -200m

Estas pruebas se realizaron con un mineral muestreado de la planta concentradora, esta muestra fue obteniendo finalmente 3 muestras de 1Kg las cuales fueron molidas a los tiempos correspondientes según lo calculado anteriormente.

En la **tabla 3.2** observamos la dosificación de reactivos (g/ton) que se empleó para la realización de estas pruebas metalúrgicas

**Tabla 3.2** Dosificación de reactivos en las pruebas de laboratorio

I					
Etapa	Reactivo	Unidad	1	2	3
Molino	ZnSO <sub>4</sub>	g/ton	800	800	800
	OB-11	g/ton	60	60	60
	Malla-200	% -200m	75	80	85
Rougher Pb-Ag	A-3418+ARG-315	g/ton	20	20	20
	MIBC	g/ton	15	15	15
	Z-14	g/ton	20	20	20

En esta prueba como se aprecia en la **Figura 3.3** la recuperación alcanzo valores de 67% la cual es buena comparándola con la recuperación que obtenemos normalmente en la planta concentradora, continuaremos haciendo las pruebas a diferentes mallas para ver el comportamiento del mineral a diferentes tamaños de partícula.

**Tabla 3.3** Balance Metalúrgico a 75% -200 mallas

Tiempo (min)	Peso (gr)	% Peso	Leyes					Recuperación (%)					Recuperación Acumulada (%)				
			Ag (oz)	Pb (%)	Zn (%)	Mn (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Zn	Mn	Fe	Ag	Pb	Zn	Mn	Fe
<b>1</b>	37.45	3.73	91.15	5.89	1.81	14.84	23.94	41.91	62.97	6.20	6.37	18.16	<b>41.91</b>	<b>62.97</b>	<b>6.20</b>	<b>6.37</b>	<b>18.16</b>
<b>2</b>	24.06	2.40	48.05	1.89	1.79	15.16	19.36	14.19	12.9	3.94	4.18	9.44	<b>56.11</b>	<b>75.95</b>	<b>10.13</b>	<b>10.55</b>	<b>27.60</b>
<b>3</b>	13.67	1.36	32.15	1.29	1.83	14.19	14.13	5.40	5.04	2.29	2.22	3.91	<b>61.50</b>	<b>80.99</b>	<b>12.42</b>	<b>12.77</b>	<b>31.52</b>
<b>4</b>	10.02	1.00	21.45	0.68	1.79	13.45	11.50	2.64	1.95	1.64	1.54	2.33	<b>64.14</b>	<b>82.94</b>	<b>14.06</b>	<b>14.31</b>	<b>33.85</b>
<b>5</b>	9.16	0.91	16.12	0.38	1.81	11.73	8.07	1.81	0.99	1.52	1.23	1.50	<b>65.96</b>	<b>83.93</b>	<b>15.58</b>	<b>15.55</b>	<b>35.35</b>
<b>6</b>	8.02	0.80	11.03	0.28	1.69	10.37	5.90	1.09	0.64	1.24	0.95	0.96	<b>67.04</b>	<b>84.57</b>	<b>16.82</b>	<b>16.50</b>	<b>36.31</b>
<b>Relave</b>	900.74	89.79	2.98	0.06	1.01	8.09	3.49	32.96	15.43	83.18	83.50	63.69					
<b>Cabeza</b>	1003.11	100.00	8.12	0.35	1.09	8.70	4.92	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0					

Con estos datos se graficó la **figura 3.3** la cual representa la recuperación de plata con respecto al tiempo de flotación o tiempo de residencia de una celda.

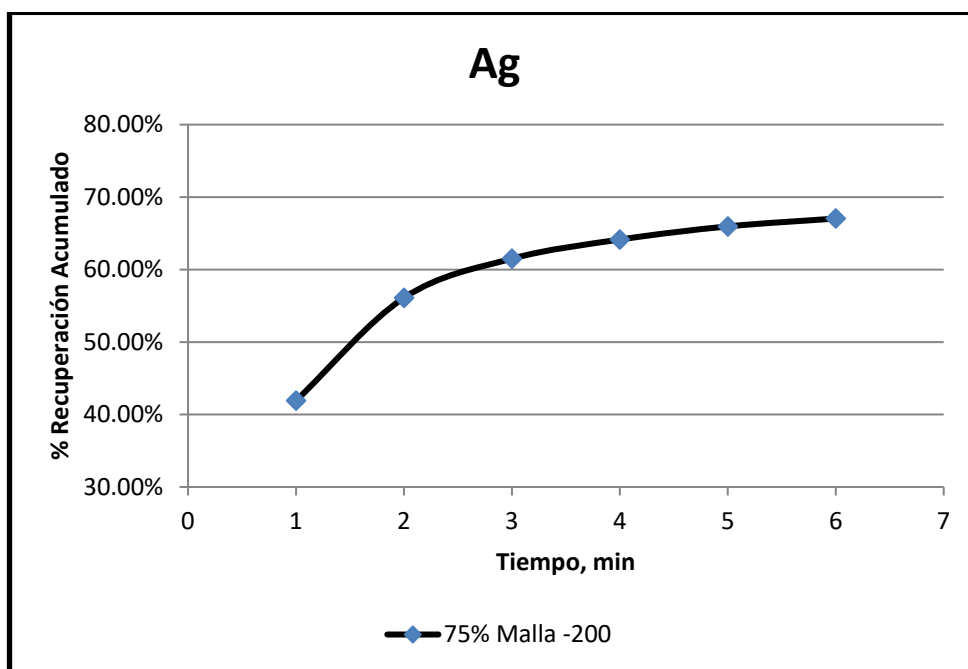


Figura 3.3 Recuperación de Plata a 75% -200m

### 3.2.2 Pruebas de flotación a 80% -200m

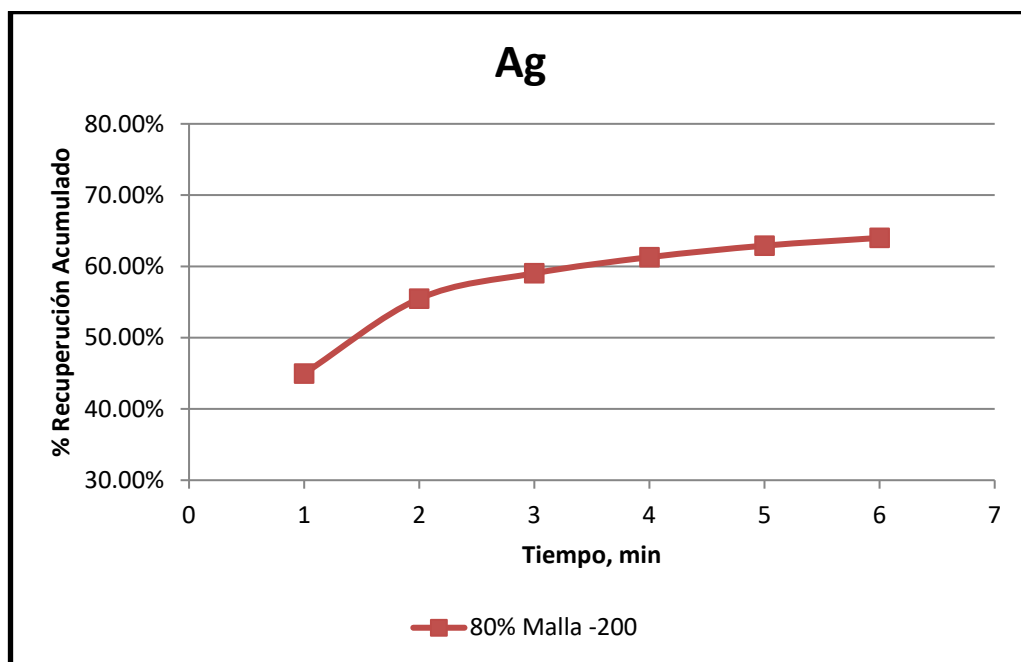
En esta prueba como observamos en la **Tabla 3.4** la recuperación bajo a valores de 64 %, menor a lo obtenido en la prueba anterior, por ende, se tomó la decisión de realizar una prueba adicional para corroborar esto, habían dos opciones realizarla a 70% -200m o 85% -200m por experiencias anteriores nos inclinamos por realizar la última prueba a 80% -200m.

Para poder apreciar esto de la mejor manera observamos el balance metalúrgico realizado para esta prueba.

**Tabla 3.4** Balance Metalúrgico a 80% -200 mallas

Tiempo	Peso (gr)	% Peso	Leyes					Recuperación					Recuperación Acumulada				
			Ag (oz)	Pb (%)	Zn (%)	Mn (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Zn	Mn	Fe	Ag	Pb	Zn	Mn	Fe
1	36.31	3.62	101.05	6.39	1.59	10.07	24.24	44.96	67.68	5.23	4.18	18.04	<b>44.96</b>	<b>67.68</b>	<b>5.23</b>	<b>4.18</b>	<b>18.04</b>
2	17.84	1.78	48.11	1.99	1.67	12.36	18.33	10.52	10.35	2.70	2.52	6.70	<b>55.48</b>	<b>78.03%</b>	<b>7.93</b>	<b>6.70</b>	<b>24.75</b>
3	10.48	1.05	27.68	0.90	1.73	12.58	13.95	3.56	2.75	1.64	1.51	3.00	<b>59.03</b>	<b>80.79</b>	<b>9.58</b>	<b>8.20</b>	<b>27.75</b>
4	8.43	0.84	21.91	0.66	1.71	12.52	11.91	2.26	1.62	1.31	1.21	2.06	<b>61.29</b>	<b>82.41</b>	<b>10.88</b>	<b>9.41</b>	<b>29.80</b>
5	9.43	0.94	13.99	0.36	1.51	11.02	8.93	1.62	0.99	1.29	1.19	1.73	<b>62.91</b>	<b>83.40</b>	<b>12.17</b>	<b>10.60</b>	<b>31.53</b>
6	7.23	0.72	12.29	0.30	1.53	10.76	7.61	1.09	0.63	1.00	0.89	1.13	<b>64.00</b>	<b>84.03</b>	<b>13.17</b>	<b>11.49</b>	<b>32.66</b>
<b>Relave</b>	912.48	91.05	3.22	0.06	1.05	8.49	3.60	36.00	15.97	86.83	88.51	67.34					
<b>Cabeza</b>	1002.2	100.00	8.14	0.34	1.10	8.73	4.87	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%					

Con estos datos se graficó la **Figura 3.4** la cual representa la recuperación de plata con respecto al tiempo de flotación o tiempo de residencia de una celda.



**Figura 3.4** Recuperación de Plata a 80% -200m

### 3.2.3 Pruebas de flotación a 85% -200m

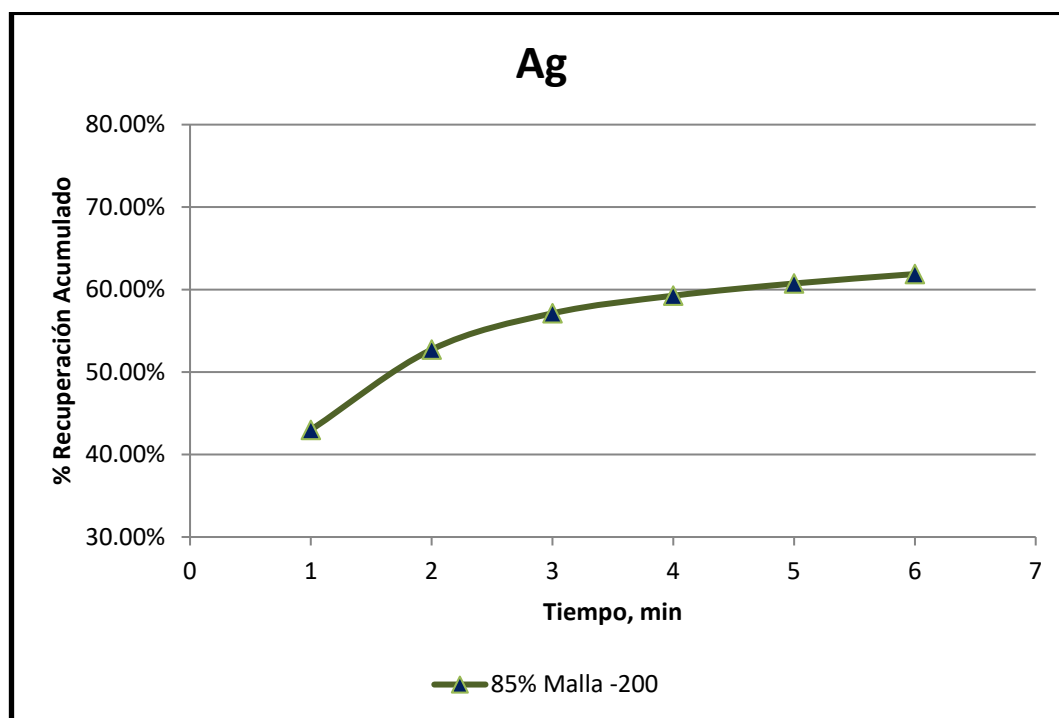
En esta prueba observamos que la recuperación cayó a un valor de 61.88% esto nos lleva al análisis de porque si estamos liberando más el mineral valioso la recuperación cae; Esto puede darse por la formación de lamas. Puede darse el caso que las lamas sean de minerales ganga esto quiere decir que estas pueden absorber los reactivos de flotación y llegar a la superficie contaminando las espumas y si las lamas son de mineral valioso lo que puede suceder es que al ser una partícula tan pequeña no pueden vencer las fuerzas externas para adherirse a la burbuja por ende se queda en el fondo de la celda y este mineral no puede ser recuperado.

**Tabla 3.5** Balance Metalúrgico a 85% -200 mallas

Tiempo	Peso (gr)	% Peso	Leyes					Recuperación					Recuperación Acumulada				
			Ag (oz)	Pb (%)	Zn (%)	Mn (%)	Fe (%)	Ag	Pb	Zn	Mn	Fe	Ag	Pb	Zn	Mn	Fe
1	30.28	3.03	115.84	8.04	1.37	15.81	17.54	42.99%	68.55%	3.91%	5.47%	10.94%	<b>42.99%</b>	<b>68.55%</b>	<b>3.91%</b>	<b>5.47%</b>	<b>10.94%</b>
2	18.44	1.84	43.10	1.56	1.37	17.56	13.84	9.74%	8.10%	2.38%	3.70%	5.26%	<b>52.73%</b>	<b>76.65%</b>	<b>6.29%</b>	<b>9.17%</b>	<b>16.19%</b>
3	14.85	1.49	24.15	1.02	1.37	16.71	10.98	4.40%	4.27%	1.92%	2.84%	3.36%	<b>57.12%</b>	<b>80.92%</b>	<b>8.21%</b>	<b>12.00%</b>	<b>19.55%</b>
4	10.10	1.01	17.25	0.60	1.35	15.06	10.13	2.14%	1.71%	1.29%	1.74%	2.11%	<b>59.26%</b>	<b>82.63%</b>	<b>9.50%</b>	<b>13.74%</b>	<b>21.66%</b>
5	8.49	0.85	14.24	0.50	1.37	14.29	7.74	1.48%	1.20%	1.10%	1.39%	1.35%	<b>60.74%</b>	<b>83.82%</b>	<b>10.60%</b>	<b>15.13%</b>	<b>23.01%</b>
6	8.50	0.85	10.98	0.34	1.33	12.73	6.45	1.14%	0.81%	1.07%	1.24%	1.13%	<b>61.88%</b>	<b>84.64%</b>	<b>11.66%</b>	<b>16.36%</b>	<b>24.14%</b>
<b>Relave</b>	909.35	90.93	3.42	0.06	1.03	8.05	4.05	38.12%	15.36%	88.34%	83.64%	75.86%					
<b>Cabeza</b>	1000.00	100.00	8.16	0.36	1.06	8.75	4.85	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%	100.0%					



Con estos datos se graficó la **Figura 3.5** la cual representa la recuperación de plata con respecto al tiempo de flotación o tiempo de residencia de una celda.



**Figura 3.5** Recuperación de Plata a 85% -200m

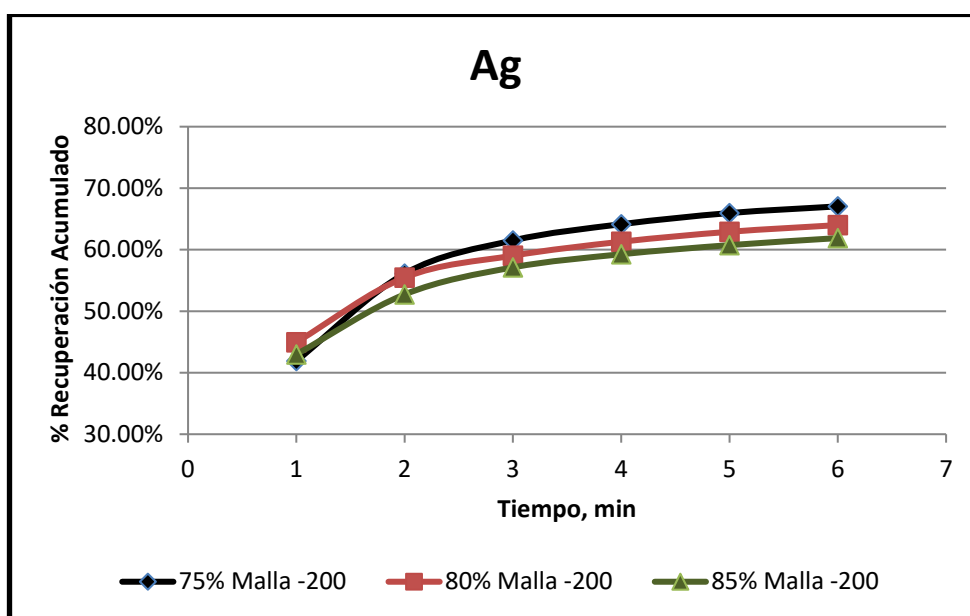
### 3.2.4 Comparación de recuperación obtenida de las pruebas realizadas

En esta parte lo que vamos a realizar es la comparación de las recuperaciones a diferente granulometría para observar con mayor claridad cuáles fueron los resultados.

En la **Figura 3.5** podemos observar las tres curvas en un solo gráfico de esta manera podemos observar que para una granulometría a 75% -200m la recuperación alcanza valores de hasta 67% lo que ya es una proyección a mejorar ya que nosotros actualmente trabajamos a una malla de 78% -200m. La recuperación a 85% -200m fue la menor de las tres eso se da por la formación de lamas.

Este capítulo nos sirvió para poder ver que la granulometrías con la cual trabajamos actualmente (78% -200m) no es la óptima por ello decidimos cambiar nuestra granulometría de alimentación a la flotación.

Uno de los métodos más económicos para aumentar la granulometría del producto de la molienda es aumentando el tonelaje pero como esto no es posible por temas de capacidad de la planta concentradora otro alternativa es subir la densidad de alimentación a los hidrociclones, esto nos dio buenos resultados con respecto a la granulometría y para controlar el temar de la densidad en flotación se colocó una toma de agua en el cajón de recepción del overflow de los hidrociclones. Otro método era cambiando el diámetro de los vortex, actualmente el diámetro es de 5 3/4", podría adquirir unos de 6" de diámetro. Lo cual generaría que mayor parte del flujo se dirija hacia el overflow lo que también nos ayudaría a disminuir nuestra carga circulante en la etapa de molienda.



**Fig.3.6** Curva comparativa de recuperación de plata.

## **CAPITULO IV**

### **DISEÑO EXPERIEMENTAL EN CIRCUITO DE FLOTACION**

#### **4.1 DISEÑOS EXPERIMENTALES**

Son formas ordenadas en las cuales se distribuyen las pruebas, que generalmente tienen una forma geométrica regular; las variables se mueven a través de un rango. En la etapa “screening” se usan los arreglos factoriales, las factoriales fraccionadas y las plantillas Planckett Burmann.

##### **4.1.1 Objetivos de aplicar el diseño experimental**

El primer objetivo es mostrar que, usando el razonamiento del diseño experimental en las investigaciones, es posible aprovechar los resultados de las mismas con la finalidad de hacer una proyección para un trabajo a escala industria. El diseño experimental, que usa muchas variables a la vez, puede detectar inclusive la influencia de las interacciones entre ellas. Esto no ocurre cuando se investiga variando solo una variable a un tiempo, además el sistema es más práctico en evitar la tendencia normal del operador durante la investigación. El segundo objetivo es mostrar una manera ordenada de generar investigación experimental, que estoy convencido, sirve para todas las especialidades de la Ciencia e Ingeniería y que frecuentemente no se usa por causas aún no establecidas. Este acápite debe mostrar que la parte humana es realmente el aspecto de mayor importancia, ya que el diseño experimental es

sólo la aplicación de una plantilla y el análisis estadístico de la regresión es automático. Pero si los rangos elegidos no son los adecuados – por falta de experiencia del investigador- los resultados no serán favorables. Investigar con diseño experimental es determinar la distribución de experimentos que conviene usar para poder hacer un mejor estudio de las variables al mismo tiempo, determinando la influencia de cada una sobre el resultado o función objetivo, que en caso general de flotación de minerales podrían ser: Grados de concentrados, recuperaciones, desplazamiento, etc.

#### **4.1.2 Esquema del diseño experimental**

De acuerdo al Esquema del Diseño Experimental es posible distinguir dos grandes rutas, diferentes y excluyentes entre sí:

Los DISEÑOS DINÁMICOS que son factoriales secuenciales entre ellos el EVOP, SSEVOP; son pequeñas variaciones en el rango de las variables para lograr mejorar resultados sucesivamente. Se inician con un simplejo o pruebas con variables codificadas en un triángulo descartando en cada vez la peor respuesta siguiendo la ruta contrapuesta conformando nuevamente otro simplejo y así avanzando hasta la respuesta mejorada paulatinamente (normalmente la secuencia termina en una figura poligonal cerrada). Para lograr resultados favorables es necesario que la materia prima sea constante, equivalente en minería a que la ley de cabeza no varíe y ello es difícil de lograr, por esta razón estos son de poca utilidad. La otra ruta es la de DISEÑOS ESTÁTICOS, que se usan en laboratorio o en escala de pilotaje. En este esquema del Diseño estático se distinguen dos grandes etapas (recomendablemente secuenciales) ambas complementarias, la PRIMERA o de SELECCIÓN DE VARIABLE que es el primer intento de estudiar y determinar la significancia de cada una de la mayor parte de variables y determinar su influencia metalúrgica alrededor de la respuesta elegida usando como estadístico de discreción el "t-student". La SEGUNDA ETAPA o de OPTIMIZACIÓN, en la que con el uso de modelos

cuadráticos se ajusta un modelo en dos o tres variables como máximo, estimando finalmente los mejores valores de las variables para lograr un valor máximo en la respuesta elegida, usando en este caso, como estadístico de discreción el “F”. Entonces, la primera escala descarta variables que no son influyentes e identifica dos o tres sobre las cuales se debe trabajar para modelos de optimización generalmente cuadráticos.

## **4.2 FUNCIÓN RESPUESTA**

También denominada función de rendimiento, es el objetivo final de un proceso de investigación. En lo posible debe procurarse que no sea un asunto solamente teórico. Se debe estar seguro que si  $Z$  es una función respuesta, depende a través de una función “ $f$ ” de variables controlables y no controlables. Normalmente la forma de dicha función “ $f$ ” es desconocida, pero si se hiciera conocida, proporciona la manera de conocer  $Z$  a distintos valores de las variables, luego se podrían estimar valores máximos o mínimos de  $Z$ . Generalmente  $Z$  es una función polinómica que es aproximadamente una SUPERFICIE DE RESPUESTA. El modo más práctico para hallar esta relación entre la respuesta y las variables independientes es haciendo REGRESIÓN LINEAL, que es un procedimiento sencillo, rápido y útil.

### **4.2.1 Cerca y lejos del óptimo**

La relación entre variables independientes y que producen determinada respuesta crean un modelo. Los distintos modelos tienen aplicación dependiendo la fase en que se encuentra el estudio de investigación. Normalmente se distinguen dos fases:

- **Lejos del Óptimo**

No se tiene mayor conocimiento previo o deliberadamente nos ubicamos lejos del óptimo (imaginar las faldas de un cerro) para desarrollar en esa región conocidos arreglos o diseños experimentales, a esa etapa se le denomina “screening” o de “selección de variable”. Su aspecto más importante es determinar de muchas variables, cuáles son las más importantes e influyentes para el objetivo.

- **Cerca del Óptimo:**

Es una fase final del estudio en que para 2 o 3 variables se aplican modelos de segundo orden Tipo Hexagonal, Octogonal y Compósito Central.

#### **4.2.2 Rango de las variables**

Toda variable que interviene en una investigación tiene un rango de aplicación, el punto central, el valor máximo y otro mínimo, la distancia del centro a cualquier extremo es conocida como “radio”, se usa valores codificados  $-1$ ,  $0$ ,  $+1$  para representar a dicho rango real. La expresión que relaciona los valores reales y codificados esta indicada en (1). El asunto de mayor importancia es que el punto central de un rango debe ser un valor histórico conocido y la amplitud del rango escogida con sumo cuidado, especialmente la tendencia debe ser escoger valores soportados por la experiencia práctica de uso. Ejemplo: si conocemos que la rotación de un agitador esta entre 1200 a 1700 RPM, y escogemos para esa variable un rango muy ajustado como 1600 a 1700 RPM simplemente estaremos forzando la eliminación de la variable para el estudio. Si el colector xantato tiene un consumo histórico de 200 gr/TM, un rango entre 10 y 290 gr/TM resulta irreal para un caso práctico. Considero que de la elección de los rangos de las variables depende un 90% de la aplicación del DISEÑO EXPERIMENTAL.

### 4.3 DISEÑO FACTORIAL SELECCIÓN VARIABLE.

Para esta etapa se cuenta con los DISEÑOS FACTORIALES  $2^n$  si las variables son 2 y 3, al incrementar el número de variables entre 4 y 5 se usan los FACTORIALES FRACCIONADOS MITAD Y UN CUARTO (son diseños factoriales recortados en bloques y que evitan hacer un mayor número de pruebas como lo indicaría un factorial  $2^n$ ). Si el número de variables crece más, será necesario usar plantillas de diseño tipo PLANCKETT-BURMANN que permiten estudiar hasta 20 variables con un mínimo de 22 pruebas, pero el criterio de las plantillas es el mismo: evitar un gran número de pruebas de factorial  $2^n$  por bloqueo de columnas codificadas que tienen la misma distribución de signos (en el lenguaje técnico se conoce como “alias”). Las plantillas normalmente aparecen en variable codificada siendo -1 el rango real inferior elegido y +1 el rango superior, 0 expresa el punto central y la relación entre variable real y codificada es la siguiente:

$$V_{cod} = \frac{V_{real}}{Radio} - Valor\ central \dots \dots (1)$$

**Vcod** : Es el valor codificado

**Vreal** : Valor de la variable en unidades reales elegidas

**Valor central** : El centro del rango real elegido

**Radio** : Distancia en el rango del centro a un extremo en valor real.

Se reconoce una plantilla porque cada columna correspondiente a cada variable suma siempre CERO. El anexo II muestra plantillas de diseños a los que nos estamos refiriendo.

### 4.3.1 Plantillas más conocidas en selección de variable

a) Factorial con dos variables  $2@2=4$  pruebas

**Tabla 4.1** Plantilla para 2 variables

Prueba	X1	X2
1	-1	-1
2	1	-1
3	-1	1
4	1	1

b) Factorial con tres variables  $2@3 = 8$  pruebas

**Tabla 4.2** Plantilla para 3 variables

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

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



c) Con 4 variables, fraccionando mitad de  $2@4 = 8$  pruebas

**Tabla 4.3** Plantilla para 4 variables

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

d) Con 5 variables, fraccionando mitad de  $2@5 = 8$  pruebas

**Tabla 4.4** Plantilla para 5 variables

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

e) Con más de 6 variables

Se utilizan las plantillas de Planckett Burmann.



### 4.3.2 Estrategia para investigar en selección de variable.

La estrategia propuesta para una investigación en SELECCIÓN DE VARIABLE es:

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

Con toda esta información procederemos a realizar el diseño experimental – Selección Variable.

#### 4.4 DISEÑO EXPERIMENTAL – SELECCIÓN VARIABLE EN EL CIRCUITO DE FLOTACION A ESCALA DE LABORATORIO

Para este trabajo se realizó un factorial con 3 variables por ende se realizaron 9 pruebas metalúrgicas de flotación. Las pruebas fueron realizadas con un mineral muestreado de la planta concentradora, la flotación batch realizada se le dio un tiempo de residencia de 4 minutos, la cual es menor al tiempo de residencia que tenemos en la planta concentradora en nuestra etapa Rougher.

Las variables usadas fueron:

1. Xantato Isobutilico de sodio Z-14
2. Aerophine 3418 A
3. OB11 (Metabisulfito de sodio, tupasol-ato, Dextrina)

Las pruebas se realizaron con los rangos de dosificación que se muestran en la **Tabla 4.7**.

**Tabla 4.7** Rango de dosificación de reactivos

ITEM	Plantillas			REACTIVOS (g/ton)		
	3418 A	Xantato Z-14	OB11	3418 A	Xantato Z-14	Depresor
1	-1	-1	-1	20	10	60
2	1	-1	-1	40	10	60
3	-1	1	-1	20	30	60
4	1	1	-1	40	30	60
5	-1	-1	1	20	10	120
6	1	-1	1	40	10	120
7	-1	1	1	20	30	120
8	1	1	1	40	30	120
9	0	0	0	30	20	90

También se adicionó de forma constante:

Sulfato de Zn : 300g/ton

MIBC : 21g/ton

Los resultados obtenidos fueron los siguientes:

- Prueba N° 1

**Tabla 4.8** Balance Metalúrgico Prueba N°1

Muestra	Pesos	Leyes				Recuperaciones (%)			
		Ag(oz/ton)	Pb(%)	Fe(%)	Zn(%)	Ag	Pb	Fe	Zn
Concentrado	86.71	69.61	9.32	9.91	1.28	53.99	80.79	23.13	11.87
Relave	915.28	5.62	0.21	3.12	0.9	46.01	19.21	76.87	88.13
Cabeza	1001.99	11.16	1.00	3.71	0.93	100.0	100.0	100.0	100.0

- Prueba N° 2

**Tabla 4.9** Balance Metalúrgico Prueba N°2

Muestra	Pesos	Leyes				Recuperaciones (%)			
		Ag(oz/ton)	Pb(%)	Fe(%)	Zn(%)	Ag	Pb	Fe	Zn
Concentrado	98.222	64.05	8.98	10.52	1.36	56.30	85.91	27.38	13.71
Relave	904.308	5.4	0.16	3.03	0.93	43.70	14.09	72.62	86.29
Cabeza	1002.53	11.146	1.024	3.764	0.972	100.0	100.0	100.0	100.0

- Prueba N° 3

**Tabla 4.10** Balance Metalúrgico Prueba N°3

Muestra	Pesos	Leyes				Recuperaciones (%)			
		Ag(oz/ton)	Pb(%)	Fe(%)	Zn(%)	Ag	Pb	Fe	Zn
Concentrado	136.73	49.07	6.68	9.7	1.06	60.08	89.73	35.99	14.62
Relave	864.02	5.16	0.121	2.73	0.98	39.92	10.27	64.01	85.38
Cabeza	1000.75	11.16	1.02	3.68	0.99	100.00	100.00	100.00	100.00

- Prueba N° 4

**Tabla 4.11** Balance Metalúrgico Prueba N°4

Muestra	Pesos	Leyes				Recuperaciones (%)			
		Ag(oz/ton)	Pb(%)	Fe(%)	Zn(%)	Ag	Pb	Fe	Zn
Concentrado	126.77	56.53	6.36	10.88	1.33	64.13	80.69	36.47	13.91
Relave	876.93	4.57	0.22	2.74	1.19	35.87	19.31	63.53	86.09
Cabeza	1003.7	11.13	1.00	3.77	1.21	100.00	100.00	100.00	100.00

- Prueba N° 5

**Tabla 4.12** Balance Metalúrgico Prueba N°5

Muestra	Pesos	Leyes				Recuperaciones (%)			
		Ag(oz/ton)	Pb(%)	Fe(%)	Zn(%)	Ag	Pb	Fe	Zn
Concentrado	69.18	80.15	9.57	10.08	1.25	49.85	65.81	20.27	9.01
Relave	929.52	6	0.37	2.95	0.94	50.15	34.19	79.73	90.99
Cabeza	998.7	11.14	1.01	3.44	0.96	100.00	100.00	100.00	100.00

- Prueba N° 6

**Tabla 4.13** Balance Metalúrgico Prueba N°6

Muestra	Pesos	Leyes				Recuperaciones (%)			
		Ag(oz/ton)	Pb(%)	Fe(%)	Zn(%)	Ag	Pb	Fe	Zn
Concentrado	80.63	75.15	9.15	8.82	1.17	54.17	73.40	18.90	9.72
Relave	922	5.56	0.29	3.31	0.95	45.83	26.60	81.10	90.28
Cabeza	1002.63	11.16	1.00	3.75	0.97	100.0	100.0	100.0	100.0

- Prueba N° 7

**Tabla 4.14** Balance Metalúrgico Prueba N°7

Muestra	Pesos	Leyes				Recuperaciones (%)			
		Ag(oz/ton)	Pb(%)	Fe(%)	Zn(%)	Ag	Pb	Fe	Zn
Concentrado	107.63	62.85	7.58	9.59	1.05	60.57	81.31	28.01	11.54
Relave	893.1	4.93	0.21	2.97	0.97	39.43	18.69	71.99	88.46
Cabeza	1000.73	11.16	1.00	3.68	0.98	100.0	100.0	100.0	100.0

- Prueba N° 8

**Tabla 4.15** Balance Metalúrgico Prueba N°8

Muestra	Pesos	Leyes				Recuperaciones (%)			
		Ag(oz/ton)	Pb(%)	Fe(%)	Zn(%)	Ag	Pb	Fe	Zn
Concentrado	108.1	65.14	6.56	11.38	1.23	62.97	70.62	39.58	13.78
Relave	894.2	4.63	0.33	2.1	0.93	37.03	29.38	60.42	86.22
Cabeza	1002.3	11.16	1.00	3.10	0.96	100.00	100.00	100.00	100.00

- Prueba N° 9

**Tabla 4.16** Balance Metalúrgico Prueba N°9

Muestra	Pesos	Leyes				Recuperaciones (%)			
		Ag(oz/ton)	Pb(%)	Fe(%)	Zn(%)	Ag	Pb	Fe	Zn
Concentrado	113.06	60.37	8.32	17.51	1.55	61.17	93.79	45.84	17.80
Relave	889.51	4.87	0.07	2.63	0.91	38.83	6.21	54.16	82.20
Cabeza	1002.57	11.13	1.00	4.31	0.98	100.00	100.00	100.00	100.00

De los balances realizados se realizó la **tabla 4.17**:

**Tabla 4.17** Resultados obtenidos de las pruebas de laboratorio.

PRUEBA	REACTIVOS			Distribución	Calidad
	3418 A	Xantato Z-14	Depresor	Rec Ag (%)	Ag (Oz/TM)
1	-1	-1	-1	53.99	69.61
2	1	-1	-1	56.30	64.05
3	-1	1	-1	60.08	49.07
4	1	1	-1	64.13	56.53
5	-1	-1	1	49.85	80.15
6	1	-1	1	54.17	75.15
7	-1	1	1	60.57	62.85
8	1	1	1	62.97	65.14
9	0	0	0	61.17	60.37

Con los datos de la **tabla 4.17** podemos realizar la correlación lineal entre la plantilla y los resultados obtenidos utilizando como herramienta la Ayuda de Lotus 1-2-3 de Excel. Se harán las respectivas regresiones para la plata tanto en recuperación como en grado y veremos la influencia de los reactivos escogidos sobre este metal precioso.



En la **Tabla 4.18** podemos observar que el coeficiente de correlación tiene un valor de 91.28 el cual es un valor alto que le da confiabilidad a nuestra regresión, , también se puede observar los coeficientes de cada variable estos nos sirven para plantear el modelo matemático de la regresión que se a realizado, en la última fila encontramos los valores de t-student los cuales serán nuestros valores de comparación con la tabla del t-student estándar.

**Tabla 4.18** Correlación realizada con la recuperación de Plata

Resultado de la regresión – Recuperación de la Plata			
Constante	58.13873		
Error típico de est Y	1.78770		
R cuadrado	0.91278		
Nº de observaciones	9		
Grados de libertad	5		
	<b>3418 A</b>	<b>Z-14</b>	<b>OB11</b>
Coefficientes X	1.635	4.181	-0.866
Error típico del coef.	0.632	0.632	0.632
t student	2.587	6.615	-1.370

En la **Tabla 4.19** podemos observar que el coeficiente de correlación tiene un valor de 88.64 el cual es un valor alto que le da confiabilidad a nuestra regresión, este es un cuadro donde solo realizaremos el análisis directo de los t-student para ver la significancia de las variables sobre el grado del concentrado.

**Tabla 4.19** Correlación realizada con el grado de Plata

Resultado de la regresión – Grado de la Plata			
Constante	64.76889		
Error típico de est Y	4.004047		
R cuadrado	0.886425		
Nº de observaciones	9		
Grados de libertad	5		
	<b>3418 A</b>	<b>Z-14</b>	<b>OB11</b>
Coefficientes X	-0.1015	-6.92125	5.50375
Error típico del coef	1.4156	1.415644	1.415644
t student	-0.07152	-4.88912	3.887806

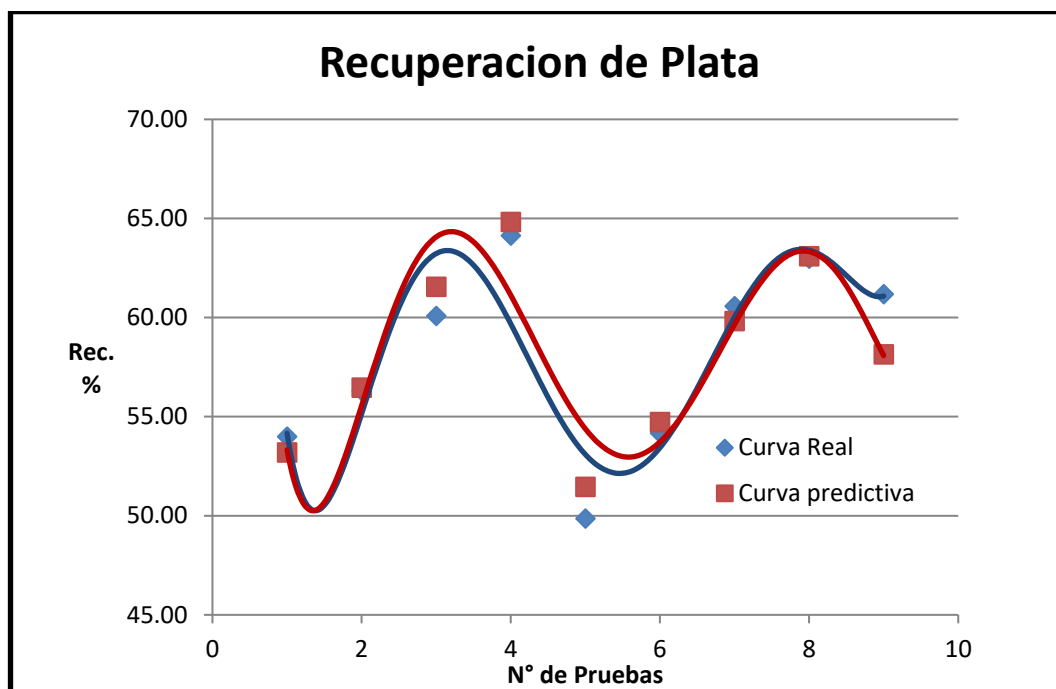
- Para el caso de la regresión de la plata respecto a su recuperación presentaremos el modelo matemático que rige la regresión.

$$Y = 1.635 * X_1 + 4.181 * X_2 - 0.866 * X_3 + 58.138 \dots \dots \dots (\alpha)$$

Este sería el modelo matemático para este diseño factorial, ahora procederemos a realizar la curva real de las pruebas versus la recuperación obtenida en cada una de ellas a escala de laboratorio y la vamos a comparar con la curva predictiva de esta manera podremos observar que tan próximas son ambas curvas y si nuestro trabajo es tan confiable como lo dice nuestro coeficiente de correlación (91.28).

En la **figura 4.1** podemos observar que las curvas tanto real como la predictiva son parecidas, como se observa las dos primeros valores presentan valores similares, en la tercera el error se hace más notorio de ahí en adelante

los valores son bastante aproximados a excepción de la prueba cinco y nueve, todo esto nos indica que la regresión efectuada nos da confiabilidad por ende podemos proceder a evaluar el efecto de los reactivos utilizados en nuestro proceso.



**Figura 4.1** Curva estimada por el modelo matemático.

Luego de hacer las regresión para la recuperación de plata y haber calculado los valores del t-student para cada variable (división de los coeficientes de cada variable entre el error estándar de cada una),

Una variable tendrá significancia en el proceso si el valor de su t- student en valor absoluto es mayor que la t student de la tabla (Anexo), que para 9 pruebas y al 95% es **1.8331**.

Como podemos observar en la **tabla 4.20** el Aerophine 3418 tiene un valor de t-student de 2.59 siendo este mayor en valor absoluto al t-student que tenemos de referencia y se mostró anteriormente (1.833), por ende, podremos decir que este colector secundario tiene una significancia favorable en nuestro proceso de

flotación lo cual es acertado ya que después de haber sido comparado con otros reactivos que cumplen las misma función este reactivo fue el que logro los mejores resultados en las pruebas a escala de laboratorio.

**Tabla 4.20** t-student dentro del rango

Respuesta	Aerophine 3418	Xantato	OB11	Arephine 3418 y Xantato
Recuperación de Plata	2.59	6.61		17.12
Grado de Plata		-4.89	3.89	

Como se puede apreciar en la **Tabla 4.2** el Xantato presenta un t –student de 6.61 el cual es un valor alto superando al aerophine 3418, esto quiere decir que el xantato tiene mayor significancia que el aerophine 3418 pero también podemos ver que para el caso del grado de plata tiene un efecto negativo (-4.89) esto se debe a que el xantato al ser un colector primario tiende también a flotar minerales de fierro, silicatos y otros minerales ganga lo cual es una limitante para no agregar xantato en mayores cantidades.

Otro análisis que se da es que dosificar el xantato y el aerophine 3418 en una misma sección tiene un efecto positivo en la flotación algo que contradecía a lo que siempre se pensaba en la planta industrial, por ejemplo si se aumentaba la dosificación de xantato siempre tenía que ir acompañado de una reducción en la dosificación del aerophine 3418, por lo visto en este capítulo, esta acción es incorrecta ya que si deseas aumentar la dosificación de cualquiera de los dos colectores es porque tu recuperación cayo y si al mismo tiempo reduces la dosificación del otro prácticamente estas llegando a lo mismo por ende los valores de plata siguen yéndose al relave de flotación.

El paso de diseño factorial para optimizar estos parámetros que tienen significancia en el proceso para lograr la recuperación máxima no se realizó a escala de laboratorio ya que se decidió tomar data que teníamos a escala industrial para realizarlo.

**CAPITULO V**  
**OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE FLOTACION PLOMO-PLATA A**  
**ESCALA INDUSTRIAL**

**5.1 INFLUENCIA DE LA DOSIFICACION DE REACTIVOS EN LA**  
**RECUPERACION DE PLATA A ESCALA INDUSTRIAL**

En este capítulo veremos la respuesta a escala industrial de todo lo realizado a escala de laboratorio, lo primero que vamos a realizar es la parte de optimización que no se realizó con el diseño factorial, para ello tenemos la **Tabla 5.1** esta representa los datos filtrados de 8 meses de trabajo en planta concentradora donde mostramos los días donde la recuperación de este supero a la estándar de la planta concentradora, para estos datos se evaluó la dosificación de reactivos de los dos colectores utilizados, tomando como referencia una ley de cabeza de 10.4 y 11.4 Oz.

**Tabla 5.1** Datos de recuperaciones de plata en 8 meses de operación.

Ítem	Mes	Datos			Reactivos	
		TMD	Leyes	Recuperaciones	Z -14 g/ton	3418 A g/ton
			Ag	Ag		
			Oz/TCS	%		
1	3	2500.00	11.18	67.35	26	32
2	3	2500.00	11.18	65.52	23	34
3	3	2500.00	10.82	65.99	20	32
4	4	2500.00	11.03	65.38	20	27
5	4	2500.00	10.91	64.81	20	29
6	4	2500.00	10.73	65.17	27	28

Ítem	Mes	Datos			Reactivos	
		TCS	Leyes	Recuperaciones	Z -14	3418 A
			Ag	Ag	g/ton	g/ton
		Oz/TCS	%			
7	4	2500	11.32	65.18	23	31
8	4	2500	10.72	65.83	23	34
9	4	2500	11.42	65.68	23	32
10	4	2500	10.69	66.09	28	27
11	5	2500	11.27	66.11	21	30
12	5	2500	11.31	66.12	28	34
13	5	2500	11.49	65.71	28	30
14	5	2500	11.48	67.28	26	37
15	5	2500	11.15	65.72	27	34
16	5	2500	11.27	66.42	26	32
17	6	2500	10.79	65.91	24	24
18	6	2500	10.61	66.26	23	29
19	6	2500	10.77	65.56	20	34
20	6	2500	11.26	66.08	19	29
21	6	2500	10.87	66.8	28	34
22	6	2500	11.21	66.55	28	32
23	6	2500	11.14	65.96	18	26
24	6	2500	11.27	66.8	26	38
25	6	2500	11.14	67.16	27	38
26	6	2500	11.01	67.48	25	34
27	6	2500	11.03	67.29	26	33
28	6	2500	11.3	66.73	25	29
29	7	2500	10.89	66.6	27	29
30	7	2500	10.73	66.61	28	30
31	7	2500	10.65	66.62	27	38
32	7	2500	11.25	66.78	27	37
33	7	2500	10.75	66.91	28	30
34	7	2500	11.15	66.64	25	38
35	7	2500	11.12	66.44	19	32
36	7	2500	11.01	65.97	21	26
37	7	2500	10.72	65.44	22	31
38	8	2500	10.77	64.56	20	26
39	8	2500	11.2	65.5	22	25

Ítem	Mes	Datos			Reactivos	
		TMD	Leyes	Recuperaciones	Z -14 g/ton	3418 A g/ton
			Ag	Ag		
		Oz/TCS	%			
40	8	2500	10.75	65.57	20	27
41	8	2500	10.72	66.4	18	29
42	9	2500	11	65.39	25	25
43	9	2500	11.22	66.49	22	27
44	9	2500	10.76	66.39	20	34
45	9	2500	10.83	66.86	25	33
46	9	2500	10.8	65.54	26	32
47	9	2500	11.06	66.13	27	25
48	9	2500	10.61	66.35	22	24
49	9	2500	11.01	66.16	20	28
50	9	2500	11.12	66.66	27	31
51	9	2500	11.35	66.48	22	34
52	9	2500	10.86	66.09	26	34
53	9	2500	11.19	66.87	24	31
54	10	2500	11.1	66	21	36
55	10	2500	11.28	66.15	27	26
56	10	2500	11.28	67.03	26	37
57	10	2500	10.61	66.68	27	30
58	10	2500	10.64	66.58	18	35
59	10	2500	11.4	66.01	28	29
60	10	2500	11.28	67.3	24	35
61	10	2500	11.47	65.13	28	30
62	11	2500	10.71	66.54	26	38

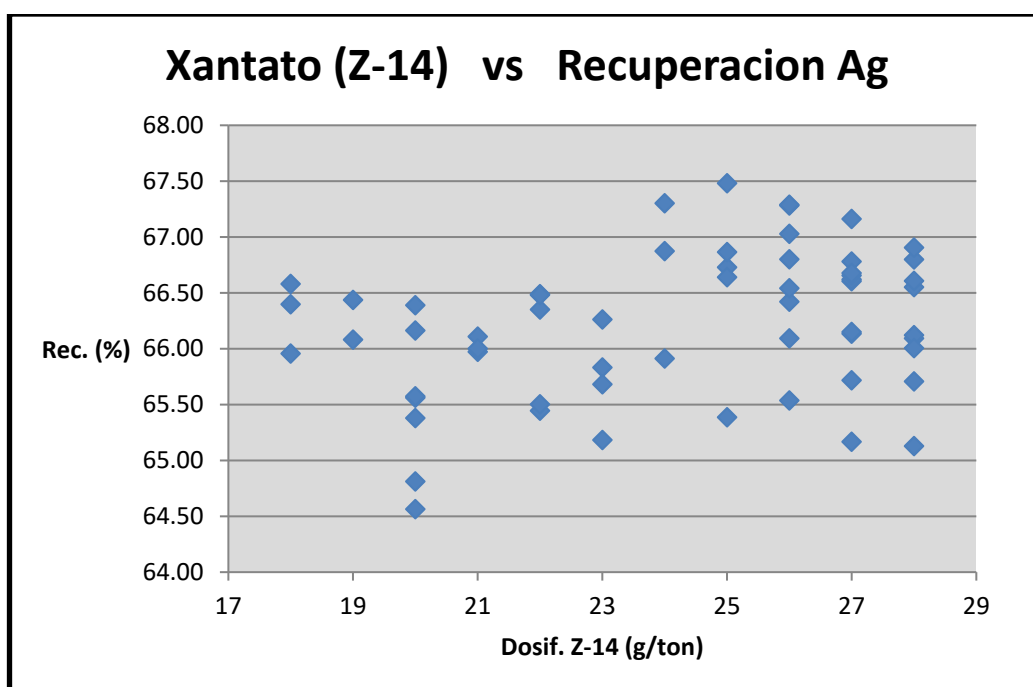
A partir de los datos de la **Tabla 5.1** construiremos dos gráficas de recuperación de plata vs dosificación de los dos colectores, para ver la influencia de estos en el proceso.

La intención de realizar esto es comprobar que para leyes de cabeza que se encuentren en este rango de valores, si es necesario o no aumentar la

dosificación de reactivos en nuestro proceso, ya que muchas veces la dosificación de estos es muy variable, si comparamos una guardia de operación con otra, por ende en este paso lo que trataremos de encontrar un rango de dosificación para poder ir ajustándolo en nuestro proceso de flotación a una dosificación estándar y así evitar tanta variación en el consumo de reactivos e ir variándolo teniendo como objetivo principal el aumento de la recuperación.

### 5.1.1 Análisis de la dosificación de Xantato (Z-14) en la recuperación de plata

Como se puede observar la **figura 5.1** es una gráfica difícil de interpretar ya que no podemos trazar una línea de tendencia por la variabilidad de los puntos presentes pero viendo la gráfica y relacionándola con la experiencia en nuestro proceso si podemos hacer un análisis de acuerdo a la experiencia que tenemos.



**Figura 5.1** Dosificación de Xantato vs Recuperación de plata.



Analicemos la primera parte dosificaciones bajas de Xantato esto mayormente se da por problemas con la calidad del concentrado al adicionarle cantidades altas de xantato por ende el operador para no tener problemas con el producto final toma la decisión de bajar la dosificación de este reactivo para trabajar de manera constante toda su guardia de 8 horas, esto tiene influencia directa en la baja recuperación.

La segunda parte se ve un aumento de la recuperación con un aumento racional de la dosificación de reactivos esto se da cuando los operadores trabajan con mayor énfasis en sus bancos de limpieza ya sea aumentando el colchón de espumas o agregando un poco más del depresor OB11 reactivo que sirve para aumentar el grado a nuestro concentrado.

De acuerdo con la figura 5.1 decidimos trabajar con una dosificación del Xantato Isobutilico de Sodio (Z-14) en un rango de **24 – 26g/ton**

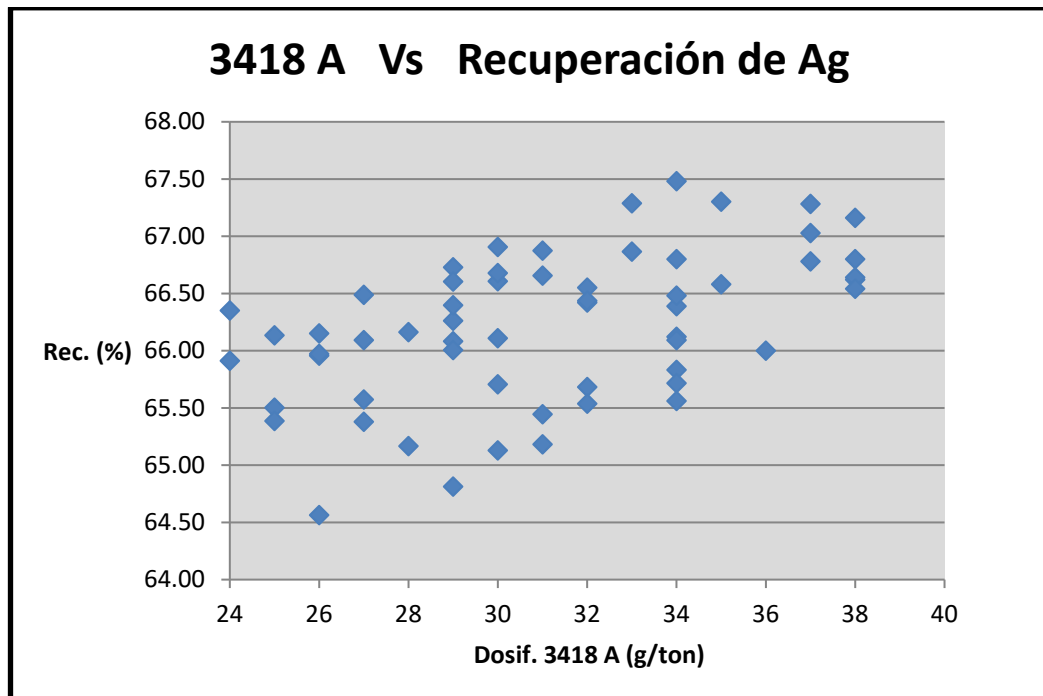
### **5.1.2 Análisis de la dosificación de Aerophine 3418 en la recuperación de plata**

Este reactivo se adiciona en mayor cantidad que el xantato, ya que como se comprobó en el capítulo anterior no tiene mucha influencia en el grado de plata.

En la **Figura 5.2** se observa que hay una tendencia de incremento de recuperación al aumentar la dosificación de reactivos y al final observamos una pequeña caída, como mencione anteriormente estas curvas tiene que ser analizadas de acuerdo a la experiencia en el campo metalúrgico, por eso las curvas fueron analizadas en una reunión con la jefaturas de la planta concentradora, en la reunión se llegó a la conclusión que nuestro rango de dosificación óptimo para este reactivo es de **34 – 36g/ton**,

Si la dosificación del aerophine 3418 excede el valor de 37g/ton lo que se observa en las celdas de flotación es una fragilización de las espumas lo que no nos llevaría a no estar captando los valores de plata presentes en la pulpa por ende nuestra recuperación baja, esto se ve en la **Figura 5.2** que a mayores dosificaciones la curva tiene una pequeña caída.

Estos cambios nos sirvieron de mucho ya que tuvimos una dosificación de reactivos más controlada y se llegó hacer tan estrictos en este tema que solo se realizaría una modificación si se hacía una justificación técnica, de esta manera logramos que los operadores se empapen más en estos temas y dejaran de trabajar a base de experiencias pasadas negándose continuamente al cambio de metodología en la flotación.



**Fig. 5.2** Dosificación de Aerophine 3418 vs Recuperación de plata.

## 5.2 OPTIMIZACION DEL PROCESO DE FLOTACION

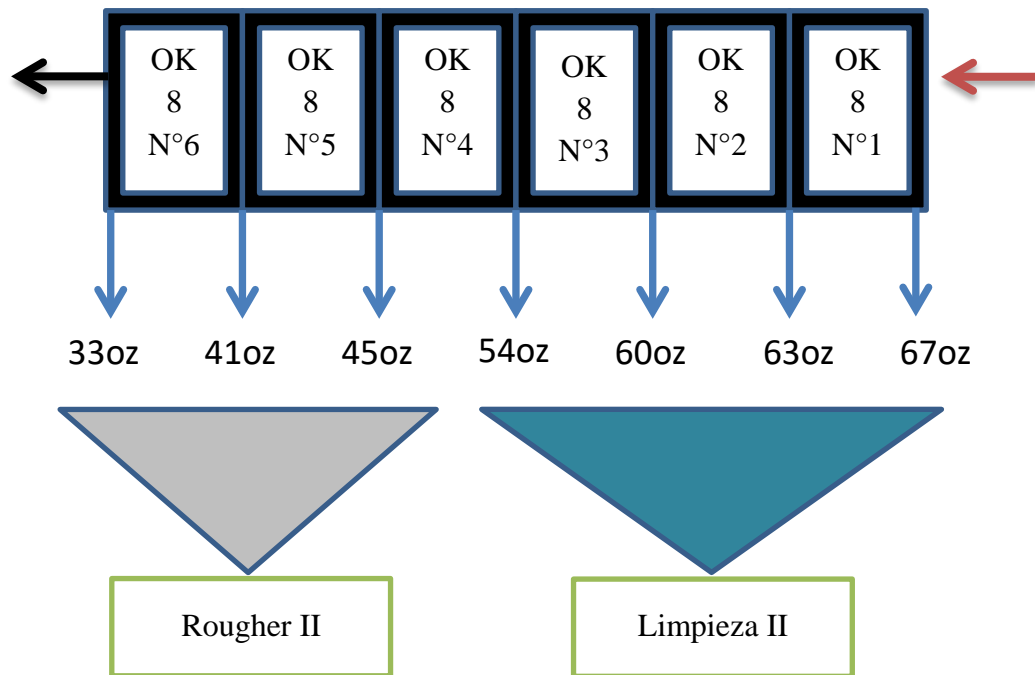
### 5.2.1 Modificación del Circuito de Flotación plomo-plata

Como pudimos apreciar en el balance del Capítulo II tenemos algunas falencias en nuestro circuito, las recuperaciones son bajas en nuestros bancos rougher y cleaner scavenger, los cuales fueron mejorados por el mejor control en la dosificación de reactivos en estas etapas, algo adicional a esto se realizó un cambio parcial del flujo del concentrado cleaner scavenger.

En el banco cleaner scavenger la recuperación en varios muestreos realizados no supera los 30%, siendo este uno de los dos banco finales para recuperar los valores de plata por eso el punto de dosificación agregado fue a este banco a una escala de 7 a 10g/ton esto varía según sea el tonelaje alimentado a este banco de flotación que oscila entre 6 a 8ton/h.

Como se observa este en la **Figura 5.3** nos muestra el banco cleaner scavenger al cual se le hizo una evaluación de los concentrados que obteníamos en cada una de sus canaletas, con esto, se pudo llegar a la conclusión que no era necesario que todas estas espumas se direccionen hacia nuestro banco Rougher II ya que los valores de plata de las tres primeras celdas se encuentran en el mismo rango que el concentrado del banco mencionado anteriormente, por ende, se tomó la decisión de enviar parte del concentrado a nuestra limpieza II (6 Celdas Denver de  $2.83\text{m}^3$ ) de esta manera evitamos que este concentrado recircule.

Esto nos permitió poder flotar con mayor severidad en las tres últimas celdas para enriquecer la cabeza del banco Rougher II. Esto dos bancos nos permitió bajar en algunos puntos el valor del relave de este banco el cual representa unas décimas del relave final del circuito plomo – plata.



**Fig. 5.3** Banco Cleaner Scavenger del circuito de flotación.

En la **figura 5.4** mostraremos el diagrama de flujo donde desviamos este concentrado de las tres primeras celdas hacia nuestra limpieza II y las otras tres celdas continúan siendo direccionadas hacia el banco rougher II.

Este cambio se realizó colocando un cajón de dos salidas por si este cambio no daba buenos resultados poder regresar el circuito como estaba al inicio y evaluar los problemas que se tuvieran, el problema más grave que podría haber sucedido es que la calidad del concentrado bajó considerablemente, pero la evaluación previo dio sus frutos y las calidades se mantuvieron.

DIAGRAMA DE FLUJO - CIRCUITO FLOTACION PLOMO - PLATA

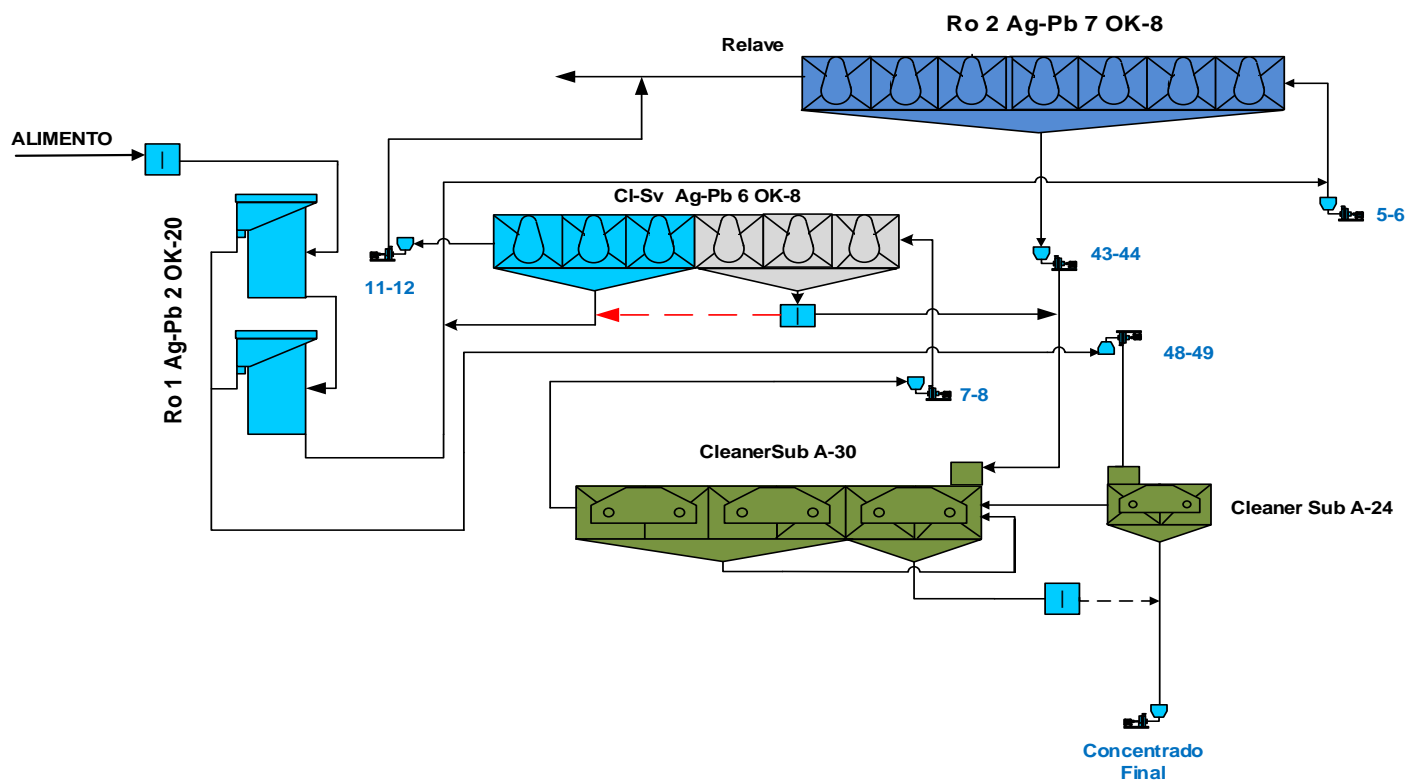


Fig. 5.4 Diagrama de Flujo de flotación modificado.

### 5.2.2 Análisis de la recuperación de plata con los cambios efectuados.

Los cambios efectuados se iniciaron a finales del mes de octubre del 2012 se inició con el cambio de granulometría del mineral alimentado al circuito de flotación, luego se hizo el ajuste de la dosificación de los colectores y finalmente se realizó el cambio parcial del sentido del flujo del banco cleaner scavenger.

Para apreciar los resultados obtenidos a escala industrial presentaremos el balance metalúrgico de los meses de noviembre y diciembre del 2012.

#### a) Mes de Noviembre

En la **tabla 5.2** mostramos las leyes ajustadas que corresponden a un mes de trabajo en la planta concentradora por ende estas leyes ya están ajustadas para realizar el balance metalúrgico que deseamos para ver los resultados finales.

Tabla 5.2 Leyes Ajustadas del mes de noviembre

CIRCUITO 1		PESO		LEYES %, Oz/Tc				
		TCS	%	Ag*	Pb	Zn	Mn	Fe
MES	Cabeza	75,000.0	100	11.39	0.64	0.96	8.36	3.90
	Concentrado Ag-Pb			238.06	16.69	1.99	17.20	14.64
	Relave			3.91	0.11	0.92	8.07	3.55

Con estas leyes podemos realizar el balance metalúrgico con respecto a este mes de trabajo.

Como podemos en la **tabla 5.3** apreciar la recuperación para este mes ya se encontraba en rangos de 66.8% lo cual fue bueno para nosotros ya que el aumento de la recuperación en ese porcentaje nos ayudó mucho para que nos sigan apoyando en realizar mejoras en la planta concentradora.

**Tabla5.3** Balance metalúrgico del mes de noviembre

CIRCUITO 1		PESO		LEYES				Contenido Metálico				RECUPERACION %			
		TCS	%	Ag (Oz/tcs )	Pb (%)	Zn (%)	Mn (%)	Ag (Oz)	Pb	Zn	Mn	Ag	Pb	Zn	Mn
MES	Cabeza	75,000.00	100.00	11.39	0.64	0.96	8.36	854,615.1	483.1	718.3	6,268.3	100.00	100.00	100.00	100.00
	Conc. Pb-Ag	2,398.08	3.20	238.06	16.69	1.99	17.20	570,882.9	400.2	47.7	412.6	<b>66.80</b>	82.83	6.64	6.58
	Relave	72,601.92	96.80	3.91	0.11	0.92	8.07	283,732.2	82.9	670.6	5,855.7	33.20	17.17	93.36	93.42

**b) Mes de diciembre**

En la **tabla 5.4** se muestran las leyes del mes.

**Tabla5.4** Leyes Ajustadas del mes de diciembre

CIRCUITO 1		PESO		LEYES %, Oz/Tc			
		TCS	%	Ag*	Pb	Zn	Mn
<b>MES</b>	Cabeza	75,000.00	100.00	12.16	0.72	1.08	7.44
	Conc. Ag-Pb			228.12	18.72	2.31	15.94
	Relave			4.09	0.05	1.03	7.12

Como se puede apreciar en la **Tabla 5.5** en este balance del mes de diciembre la recuperación toma valores de hasta 67.6 lo cual fortalece y demuestra la mejora de nuestro proceso dando buenos resultados, lo que nos llenó de gran satisfacción a todos los colaboradores de la planta concentradora.

El ajuste en la dosificación de reactivos definitivamente nos ayudó a reducir nuestros relaves lo que fue uno de nuestros trabajos más importantes.

Como hemos observado en los dos balances realizados la recuperación en el segundo mes llego a valores 67.6 y ya el mes de enero alcanzo valores de 68.15 lo cual fue algo satisfactorio ya que nos ayudó a que la jefatura de planta nos apoye en la realización de diferentes pruebas a escala de laboratorio para seguir con las mejoras en la planta concentradora.



**Tabla5.5** Balance metalúrgico del mes de diciembre

CIRCUITO 1		PESO		LEYES				Contenido Metálico				RECUPERACION %			
		TCS	%	Ag (Oz/tcs)	Pb (%)	Zn (%)	Mn (%)	Ag*	Pb	Zn	Mn	Ag	Pb	Zn	Mn
MES	Cabeza	75,000.00	100.00	12.16	0.72	1.08	7.44	911,791.8	542.8	810.6	5,577.2	100.00	100.00	100.00	100.00
	Conc.Ag-Pb	2,702	3.60	228.12	18.72	2.31	15.94	616,371.3	505.9	62.5	430.6	<b>67.60</b>	93.20	7.72	7.72
	Relave	72,298.038	96.40	4.09	0.05	1.03	7.12	295,420.6	36.9	748.1	5,146.6	32.40	6.80	92.28	92.28

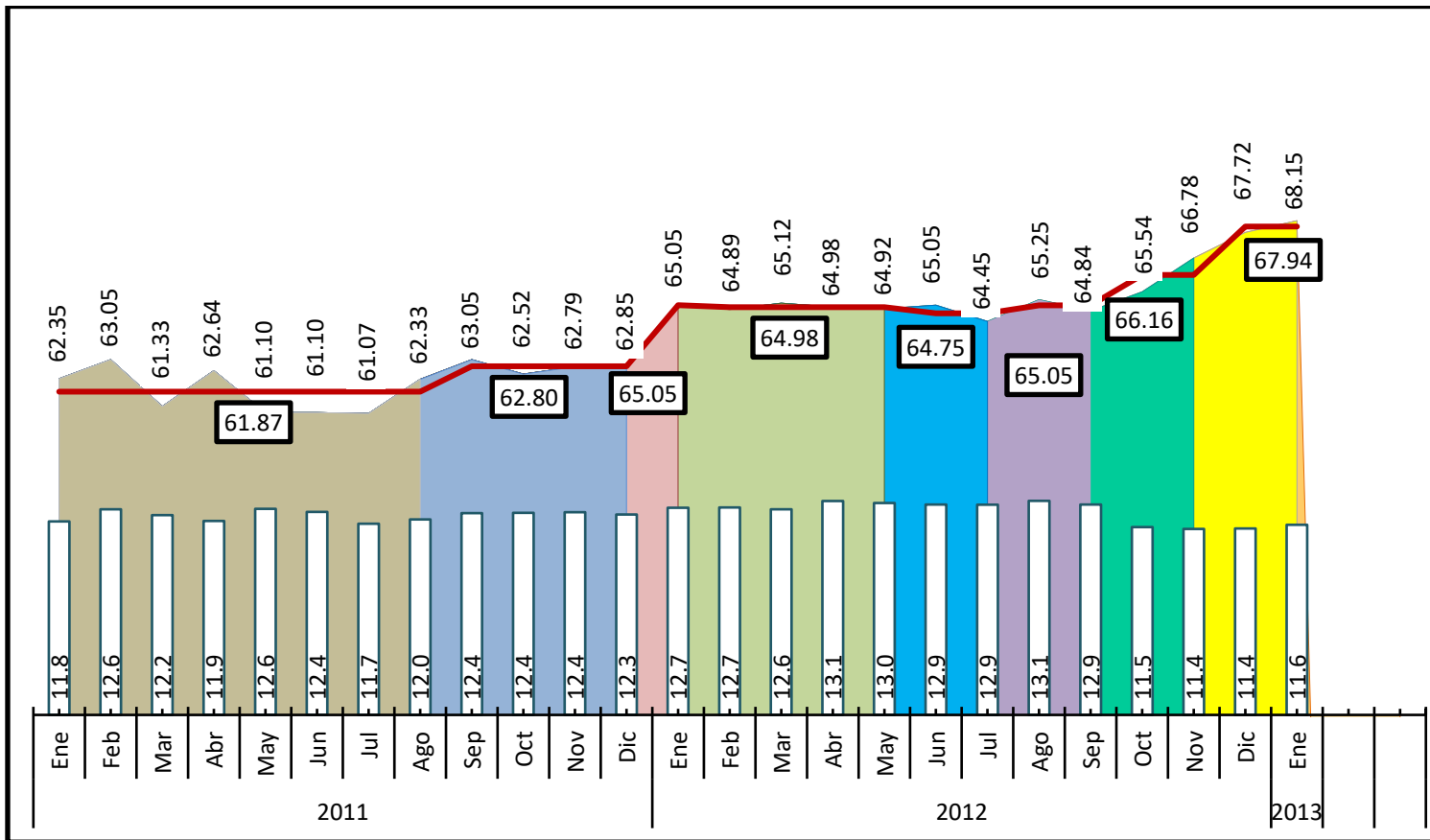
### 5.2.3 Análisis Comparativo en la recuperación de Plata.

En la **tabla 5.6** mostramos los datos históricos de nuestra recuperación de plata.

**Tabla 5.6** Histórico de recuperaciones de plata.

Año	Mes	Cabeza		% Rec	Promedio		
		Oz Ag Cabeza	Pb	Ag	Ag		
					Cabeza	% Rec	
2011	Abr	11.88	0.74	<b>62.64</b>	12.16	61.87	
	May	12.62	0.74	<b>61.10</b>	12.16	61.87	
	Jun	12.42	0.73	<b>61.10</b>	12.16	61.87	
	Jul	11.70	0.79	<b>61.07</b>	12.16	61.87	
	Ago	11.97	0.75	<b>62.33</b>	12.16	61.87	
	Sep	12.36	0.96	<b>63.05</b>	12.35	62.80	
	Oct	12.37	1.04	<b>62.52</b>	12.35	62.80	
	Nov	12.41	0.93	<b>62.79</b>	12.35	62.80	
	Dic	12.27	0.92	<b>62.85</b>	12.35	62.80	
	2012	Ene	12.68	0.93	<b>65.05</b>	12.68	65.05
		Feb	12.70	0.91	<b>64.89</b>	12.85	64.98
		Mar	12.59	0.98	<b>65.12</b>	12.85	64.98
Abr		13.09	0.91	<b>64.98</b>	12.85	64.98	
May		12.97	0.91	<b>64.92</b>	12.85	64.98	
Jun		12.88	0.97	<b>65.05</b>	12.87	64.75	
Jul		12.86	1.14	<b>64.45</b>	12.87	64.75	
Ago		13.10	1.15	<b>65.25</b>	11.98	65.05	
Sep		12.88	1.02	<b>64.84</b>	11.98	65.05	
Oct		11.50	1.07	<b>65.54</b>	11.98	66.16	
Nov		11.38	1.27	<b>66.78</b>	11.98	66.16	
Dic		11.41	1.03	<b>67.72</b>	11.98	67.94	
2013	Ene	11.64	0.87	<b>68.15</b>	11.98	67.94	

En la **Figura 5.5** podremos notar mejor como la recuperación fue aumentando en el mes de noviembre y diciembre y en el mes de enero se sigue consolidando.



**Fig. 5.5** Histórico de recuperaciones de plata.

## CONCLUSIONES

- Se puede concluir que los trabajos realizados para la evaluación de todo nuestro circuito de flotación fue uno de los principales pasos que dimos para empezar a buscar ideas para solucionar algunos problemas presentes en nuestro circuito, como una vez nos observaron en la gran minería este tipo de balances se realizan a diario ya que tienen un departamento que se dedica especialmente a hacer muestreos para ver todas las fallas en la operación y dar solución inmediata.
- Nosotros trabajamos en flotación con una pulpa la cual tiene una densidad de 1320g/L y una granulometría de 78% - 75 micrones la cual nos había dado buenos resultados sin embargo en las pruebas de flotación que se realizó a diferente granulometría se obtuvo una mejor recuperación a 75% - 75 micrones lo cual fue tomado en cuenta y lo probamos a escala industrial, para lograr esto se decidió cambiar los vortex de 2 de los 3 hidrociclones en operación los que estaban trabajando tenían un vortex de 5 3/4'' y se cambiaron por unos de 6''. esto también nos permitió disminuir la carga circulante de esta etapa.
- El diseño factorial – selección variable, nos permitió ver la influencia que tienen principalmente los colectores tanto el xantato como el aerophine3418 frente a la recuperación, siendo el Xantato isobutilico de sodio el colector más importante en la recuperación ya que su grado de significancia fue más del doble que el Aerophine 3418. Esto nos dio pie a juntar datos de dosificación de reactivos con sus recuperaciones respectivas para hacer las curvas correspondientes y observar que existe un rango de dosificación de

reactivos en donde la recuperación es mayor por ende tomamos este rango y lo pusimos como referencia para nuestro trabajo a nivel industrial.

- Todos los resultados obtenidos en las diferentes pruebas se aplicaron a nivel industrial dando buenos resultados ya que la recuperación se incrementaba con el pasar los días, estos cambios fueron realizados en la última cuarta parte del año 2012 los cuales dieron como resultado el incremento de la recuperación de plata en tres puntos porcentuales.

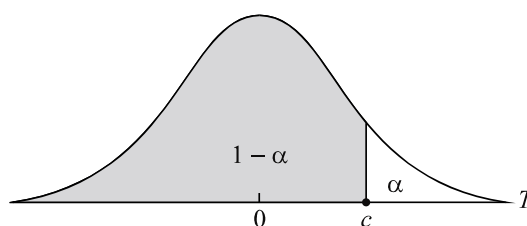
## BIBLIOGRAFIA

- Kobashicawa Chinen Juan Antonio. “Procesamiento de Materiales y Minerales I”, departamento de Ingeniería Metalúrgica, Universidad Nacional de Ingeniería. 2007.
- Dr. Ing. Pavez Osvaldo. “Concentración de Minerales”. Departamento de Ingeniería, Facultad de Metalurgia, Universidad de Atacama.
- Manzaneda Cabala José. Diseño Experimental – Selección Variable
- Dr. Ing. Alfaro Delgado Edmundo - Diseño de Experimentos - Curso in house. 2011
- Quiroz N. Ivan. Ingeniería Metalúrgica - Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales 1986.
- Ballester Antonio, Verdeja Luis Felipe, Sancho José. Metalurgia Extractiva Volumen I. 2000.

## ANEXO

TABLA DE LA DISTRIBUCION  $t$ -Student

La tabla da áreas  $1 - \alpha$  y valores  $c = t_{1-\alpha, r}$ , donde,  $P[T \leq c] = 1 - \alpha$ , y donde  $T$  tiene distribución  $t$ -Student con  $r$  grados de libertad.

**1- $\alpha$** 

$r$	0.75	0.80	0.85	0.90	0.95	0.975	0.99	0.995
1	1.000	1.376	1.963	3.078	6.314	12.706	31.821	63.657
2	0.816	1.061	1.386	1.886	2.920	4.303	6.965	9.925
3	0.765	0.978	1.250	1.638	2.353	3.182	4.541	5.841
4	0.741	0.941	1.190	1.533	2.132	2.776	3.747	4.604
5	0.727	0.920	1.156	1.476	2.015	2.571	3.365	4.032
6	0.718	0.906	1.134	1.440	1.943	2.447	3.143	3.707
7	0.711	0.896	1.119	1.415	1.895	2.365	2.998	3.499
8	0.706	0.889	1.108	1.397	1.860	2.306	2.896	3.355
9	0.703	0.883	1.100	1.383	1.833	2.262	2.821	3.250
10	0.700	0.879	1.093	1.372	1.812	2.228	2.764	3.169
11	0.697	0.876	1.088	1.363	1.796	2.201	2.718	3.106
12	0.695	0.873	1.083	1.356	1.782	2.179	2.681	3.055
13	0.694	0.870	1.079	1.350	1.771	2.160	2.650	3.012
14	0.692	0.868	1.076	1.345	1.761	2.145	2.624	2.977
15	0.691	0.866	1.074	1.341	1.753	2.131	2.602	2.947
16	0.690	0.865	1.071	1.337	1.746	2.120	2.583	2.921
17	0.689	0.863	1.069	1.333	1.740	2.110	2.567	2.898
18	0.688	0.862	1.067	1.330	1.734	2.101	2.552	2.878

**1- $\alpha$** 

19	0.688	0.861	1.066	1.328	1.729	2.093	2.539	2.861
20	0.687	0.860	1.064	1.325	1.725	2.086	2.528	2.845
<i>R</i>	0.75	0.80	0.85	0.90	0.95	0.975	0.99	0.995
21	0.686	0.859	1.063	1.323	1.721	2.080	2.518	2.831
22	0.686	0.858	1.061	1.321	1.717	2.074	2.508	2.819
23	0.685	0.858	1.060	1.319	1.714	2.069	2.500	2.807
24	0.685	0.857	1.059	1.318	1.711	2.064	2.492	2.797
25	0.684	0.856	1.058	1.316	1.708	2.060	2.485	2.787
26	0.684	0.856	1.058	1.315	1.706	2.056	2.479	2.779
27	0.684	0.855	1.057	1.314	1.703	2.052	2.473	2.771
28	0.683	0.855	1.056	1.313	1.701	2.048	2.467	2.763
29	0.683	0.854	1.055	1.311	1.699	2.045	2.462	2.756
30	0.683	0.854	1.055	1.310	1.697	2.042	2.457	2.750
40	0.681	0.851	1.050	1.303	1.684	2.021	2.423	2.704
60	0.679	0.848	1.046	1.296	1.671	2.000	2.390	2.660
120	0.677	0.845	1.041	1.289	1.658	1.980	2.358	2.617
$\infty$	0.674	0.842	1.036	1.282	1.645	1.960	2.326	2.576