

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA  
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA  
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



RECUPERACIÓN DE SULFUROS VALIOSOS  
(Cu, Zn) DEL RELAVE DE LA SEPARACIÓN MAGNÉTICA

INFORME DE SUFICIENCIA  
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:  
INGENIERO METALURGISTA

PRESENTADO POR :  
JULIO RAMOS PERALTA

LIMA - PERÚ  
2009

Dedicado con infinita gratitud a:  
Teresa Peralta y Julio Ramos

## RESUMEN

La unidad minera Pasto Bueno cuenta con un inventario de reservas de relaves de 2,500 toneladas acumuladas con leyes de Cu : 9.28% %, Zn : 8.42%, Ag : 22.32 oz / Tc.

La alta dirección de la empresa decidió investigar las posibilidades de dar valor a esas reservas y una vez concluidas las investigaciones se tuvieron los siguientes resultados :

1. Las toneladas a procesar a enero del 2008 son de 2,200; los concentrados a obtener son 734 TM en concentrado de cobre y 148 TM en concentrado de zinc; el contenido de los concentrados es 30.65% de Cu en el concentrados cobre y 55.58% de Zn en concentrados de zinc.

2. La valorización de los contenidos metálicos de los concentrados es \$ 2,791 por tonelada de Cu y \$ 740 por tonelada de Zn; el valor pagable del concentrado es \$ 1,846 por tonelada de Cu y \$ 433 por tonelada de Zn.
  
3. Las inversiones ascienden a \$ 48,400; el costo por tonelada tratada es \$ 31.90; las utilidades ascienden a \$ 1'132,261; el tiempo de duración del proyecto es de 5 meses.

## INDICE

INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I	
ANTECEDENTES	3
1.1 Origen de los relaves	3
1.1.2 Volumen almacenado	3
1.1.3 Producción mensual de relaves	3
1.2 Características físicas y químicas	5
1.2.1 Análisis granulométrico	5
1.2.2 Análisis químico	7
1.2.3 Análisis mineralográfico	8
1.2.3.1 Análisis mineralográfico por difracción de rayos X	8
1.2.3.2 Análisis mineralógico por microfotografías	9
1.2.3.3 Análisis multielemental por fluorescencia de rayos X	10
CAPÍTULO II	
PRUEBAS EXPERIMENTALES Y VALORIZACIÓN DE CONCENTRADOS	12
2.1 Gravimetría	12
2.1.1 Diagrama de prueba	12
2.1.2 Balance metalúrgico	13
2.2 Flotación	14
2.2.1 Relave	15
2.2.1.1 Curva de moliendabilidad	15
2.2.1.2 Prueba de flotación N°1	16
2.2.1.2.a Condiciones de la prueba	16

2.2.1.2.b Diagrama de proceso	17
2.2.1.2.c Balance metalúrgico	19
2.2.1.2.d Cinética de flotación	19
2.2.1.2.e Selectividad	21
2.2.1.3 Prueba de flotación N°2	22
2.2.1.3.a Condiciones de la prueba	22
2.2.1.3.b Diagrama de la prueba	23
2.2.1.3.c Balance metalúrgico	24
2.2.1.4 Prueba de flotación N°3	25
2.2.1.4.a Condiciones de prueba	25
2.2.1.4.b Diagrama de la prueba	28
2.2.1.4.c Balance metalúrgico final	29

## CAPÍTULO III

INGENIERÍA CONCEPTUAL DEL BENEFICIO DE RELAVES DE SEPARACIÓN MAGNÉTICA	30
--	----

3.1 Escalamiento de los resultados experimentales al flow-sheet de la planta	30
3.1.1 Grados de molienda	30
3.1.1.1 Disposición de molinos y balance de materiales	31
3.1.1.1.a Balance de materiales	31
3.1.1.1.b Diagrama de proceso	33
3.1.1.2 Capacidad de molienda primaria	34
3.1.1.2.a Parámetros de molienda	34
3.1.1.2.b Consumo de energía	35
3.1.1.2.c Dimensión del molino	35
3.1.1.3 Capacidad de remolienda	36
3.1.1.3.a Parámetros de molienda	36
3.1.1.3.b Consumo de energía	37
3.1.1.3.c Dimensión del molino	37
3.1.1.4 Tiempo de molienda	38

3.1.1.4.a Molienda primaria	38
3.1.1.4.b Remolienda	39
3.1.2 Concentrados a obtener	41
3.1.2.1 Balance metalúrgico	41
3.1.2.2 Contaminantes en los concentrados	42
3.1.2.3 Balance de materia en flotación	43
3.1.3 Tiempo de retención en flotación	44
3.1.3.1 Flotación de concentrados	44
3.1.3.2 Escalamiento : laboratorio - planta piloto	45
3.1.4 Etapas de limpieza	45
3.1.5 Dosificación de reactivos	46
3.2 Flow-sheet	48
3.3 Planos preliminares de la ubicación de equipos	51
3.5 Disposición de relaves	53
3.5.1 Ubicación de relaves	53
3.5.2 Características del relave	54

## CAPÍTULO IV

ANÁLISIS ECONÓMICO	55
4.1 Valorización de los concentrados	55
4.1.1 Concentrado de cobre	55
4.1.1.1 Leyes reportadas por Laboratorio Química Germana	55
4.1.1.2 Condiciones de compra y penalidades	56
4.1.1.3 Precios internacionales	57
4.1.1.4 Valorización de los contenidos metálicos	57
4.1.1.5 Deducciones y penalidades	58
4.1.1.6 Valoración pagable	58
4.1.2 Valorización del concentrado de zinc	59
4.1.2.1 Leyes reportadas por Laboratorio Química Germana	59
4.1.2.2 Condiciones de compra y penalidades	59
4.1.2.3 Precios internacionales	60

4.1.2.4 Valorización del contenido metálico	61
4.1.2.5 Maquila y penalidades	61
4.1.2.6 Valoración pagable	61
4.2 Inversiones	62
4.2.1 Distribución de equipos	62
4.2.2 Costos de instalación e implementación de equipos	62
4.3 Costo operativo	63
4.3.1 Condiciones operativas	63
4.3.2 Costos variables por tonelada tratada	63
4.3.2.1 Insumos básicos	64
4.3.2.2 Flete	64
4.3.3 Costos fijos por mes operado	65
4.3.3.1 Planillas	65
4.3.3.2 Ensayes	65
4.3.3.3 Generación eléctrica	66
4.3.3.4 Mantenimiento	66
4.3.4 Resumen de costos	66
4.4 Inversiones de apoyo	66
4.4.1 Lista de inversiones	66
CONCLUSIONES	68
BIBLIOGRAFIA	70

## INTRODUCCIÓN

La unidad de producción Pasto Bueno está ubicada en el distrito de Pampas, provincia de Pallasca, departamento de Ancash, a 830km de la ciudad de Lima.

Es un territorio privilegiado desde el punto de vista geológico, morfológico, ecológico y económico. Los contenidos valiosos para la empresa los productos de tungsteno, además los minerales muestran valores de cobre y zinc con impurezas de arsénico y antimonio.

Las estructuras del depósito mineral son vetas estrechas rellenas de cuarzo y con buzamiento casi vertical.

En la actualidad el beneficio del mineral se realiza en dos unidades: concentración gravimétrica y de separación magnética.

En la planta de concentración gravimétrica, con capacidad de 250 t/d se procesa el mineral proveniente de la concesión Pasto Bueno. El mineral de mina tiene una media de ley de cabeza de 1% de  $WO_3$  que en la planta de beneficio se incrementa a 25% de  $WO_3$ .

Los concentrados obtenidos se llevan a una planta de separación magnética donde se obtiene un concentrado de orden de 75% de  $WO_3$ . Cabe resaltar que las operaciones no utilizan ningún tipo de reactivos químicos debido a que el mismo proceso se trata de un proceso por gravimetría.

## CAPÍTULO I

### ANTECEDENTES

Los relaves se generan en la etapa de refinación de los pre-concentrados en la planta de separación magnética.

#### **1.1 Procesamiento de minerales**

Ver figura 1.1

##### **1.1.1 Volumen almacenado**

Al mes de enero del 2008 existían 1,940 toneladas de relave.

##### **1.1.2 Producción mensual de relaves**

Para la producción del año 2008 se mantendrá el ritmo de producción del mes de Diciembre del 2007, con lo que se producirán 192 TM / mes de relave en la planta de separación magnética.

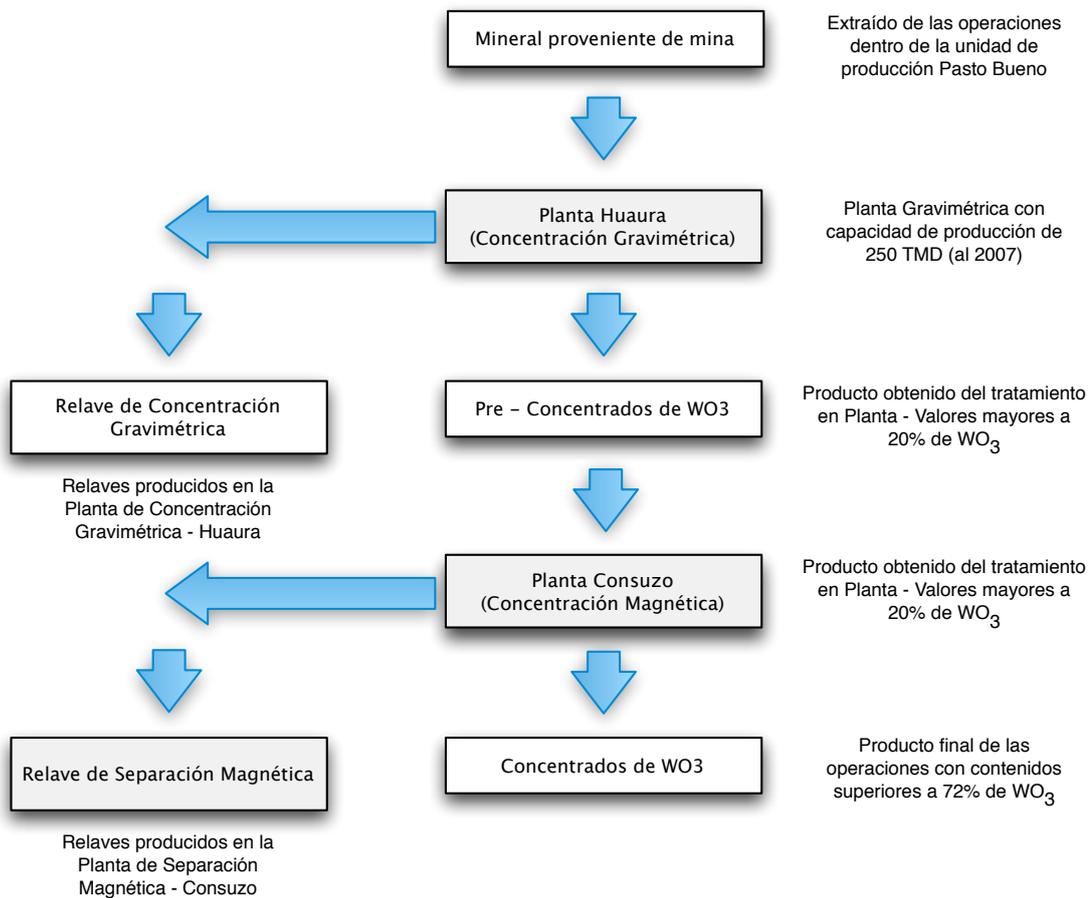


Figura 1.1  
*Esquema del procesamiento de minerales en Pasto Bueno*



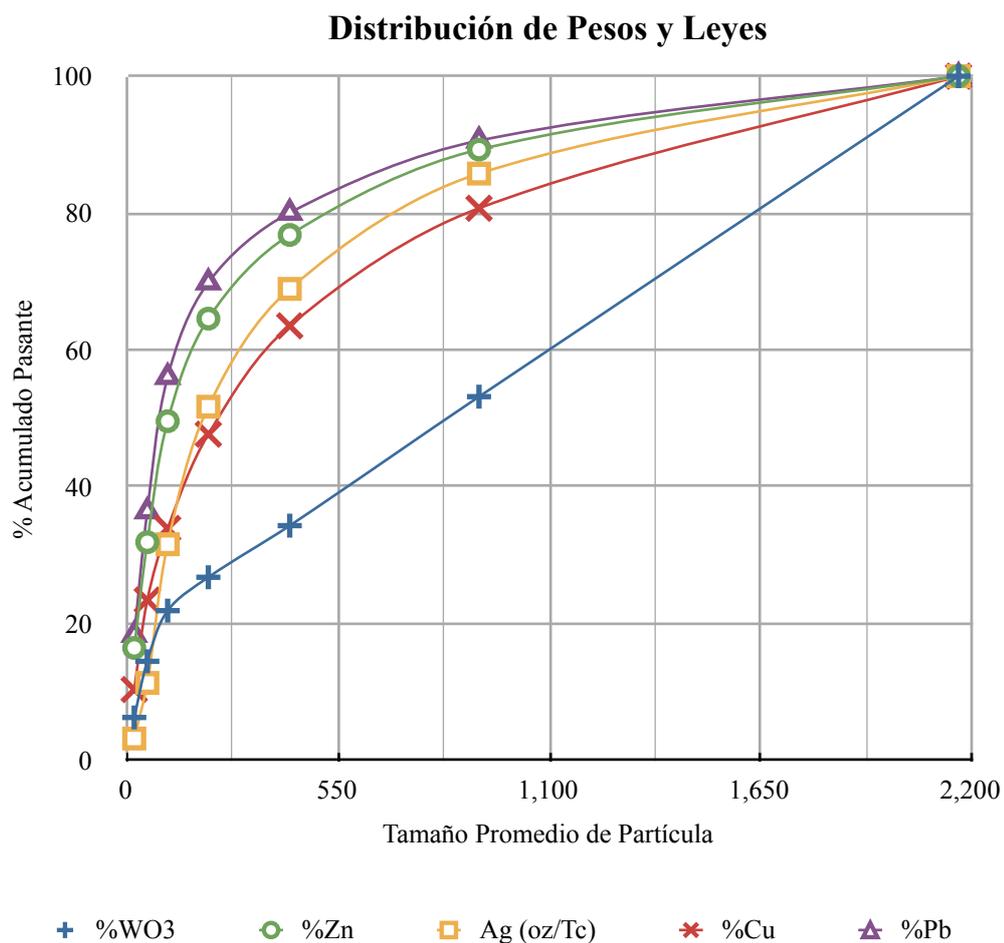


Figura 1.2  
*Distribución granulométrica del relave de separación magnética*

El análisis de las leyes en la distribución granulométrica permite observar que la distribución de la fracción en peso de tungsteno es proporcional al tamaño en el mineral analizado, en comparación a las leyes de otros contenidos metálicos que se concentran a menores tamaños de la muestra analizada.

### Características Granulométricas del Relave de Separación Magnética :

- 100% Pasante = 3,350 micras (Malla 6)
- 80% Pasante = 1,129 micras (Cercano a Malla 14)
- Densidad Aparente = 2.14
- % Humedad = 0.82%

### 1.2.2 Análisis químico

Para corroborar las leyes de WO<sub>3</sub> se remitió la muestra a cuatro laboratorios

Tabla 1.2  
*Resultados de análisis por Tungsteno*

Laboratorio	%Ley WO <sub>3</sub>
Química Germana	1.34%
Alfred Knight	1.36%
SGS	1.83%
Consuzo - Pasto Bueno	1.32%

El laboratorio de SGS dió un valor por encima de la media del resto de laboratorios. La confiabilidad del laboratorio de la Unidad de Producción de Pasto Bueno es aceptable respecto a la media de los resultados.

Respecto a estos ensayos se decidió remitir el resto de las pruebas al laboratorio Química Germana.

Tabla 1.3  
Resultado de análisis por Sulfuros

Laboratorio	Muestra	Ensayes			
		% Cu	% Pb	% Zn	Ag (oz/Tc)
Química Germana	Relave Antiguo	12.17%	3.80%	7.36%	28.18
Química Germana	Relave Actual	9.28%	5.60%	8.42%	22.32

Al realizar los ensayes por sulfuros nos encontramos con contenidos interesantes de cobre y plata, especialmente; el proyecto orientó a la recuperación de estos contenidos.

### 1.2.3 Análisis mineralográfico

Para obtener una mayor caracterización del mineral se realizó un análisis mineralográfico y así determinar las especies mineralógicas contenidas en la muestra y así tener una radiografía con mayor precisión del mineral a tratar.

#### 1.2.3.1 Análisis mineralográfico por difracción de rayos X

La aplicación fundamental de la difracción de rayos X es la identificación cualitativa de la composición mineralógica de una muestra cristalina.

Tabla 1.4  
Distribución de minerales en el relave de separación magnética

Mineral	Fórmula	%
Tetraedrita	$\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$	46.18
Pirita	$\text{FeS}_2$	26.89
Esfalerita	$\text{ZnS}$	7.49
Galena	$\text{PbS}$	6.02
Muscovita	$(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})\text{KAl}_2(\text{OH})_2$	5.63
Cuarzo	$\text{SiO}_2$	3.87
Hubnerita	$\text{MnWO}_4$	3.31
Scheelita	$\text{CaWO}_4$	0.62

### 1.2.3.2 Análisis mineralógico por microfotografías

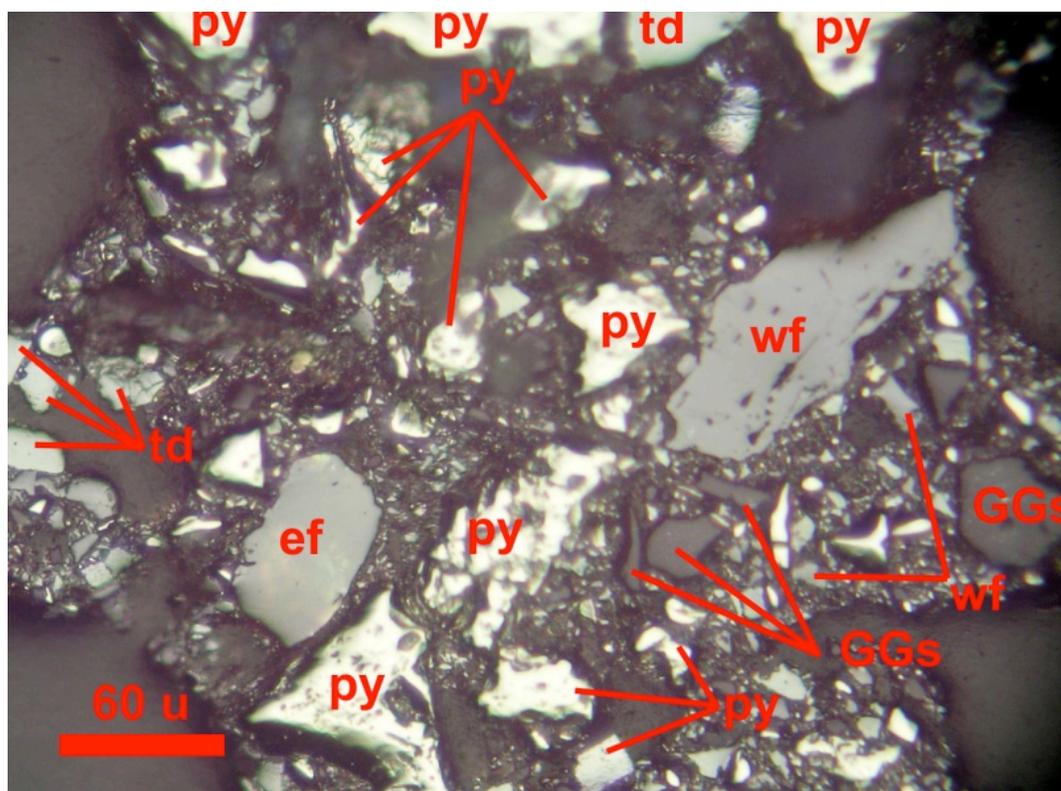


Figura 1.3  
Partículas libres de wolframita (wf), de tetraedrita (td), de esfalerita (ef), de pirita (py) y de gangas (GGs). 200x.

La fotografía muestra la composición morfológica y asociativa de los minerales contenidos. Se observa la no asociación de los mismos, siendo así una ventaja dentro de los procesos metalúrgicos al evitar la necesidad de reducir el tamaño del mineral para obtener su liberación.

### 1.2.3.3 Análisis multielemental por fluorescencia de rayos X

La fluorescencia de RAYOS X (FRX) es una técnica espectroscópica que utiliza la emisión secundaria o fluorescente de radiación X generada al excitar una muestra con una fuente de radiación X. La FRX tiene como finalidad principal el análisis químico elemental, tanto cualitativo como cuantitativo.

Tabla 1.4  
*Distribución de elementos en el relave de separación magnética*

Elemento	Unidades		Tipo de Análisis
S	18.540	%	Semicuantitativo
Si	16.800	%	Semicuantitativo
Cu	14.900	%	Semicuantitativo
Fe	9.718	%	Semicuantitativo
Zn	8.342	%	Semicuantitativo
Pb	4.810	%	Semicuantitativo
As	3.767	%	Semicuantitativo
Sb	3.251	%	Semicuantitativo
W	1.270	%	Semicuantitativo
Al	0.977	%	Semicuantitativo
Ca	0.647	%	Semicuantitativo
Mg	0.536	%	Semicuantitativo
Na	0.459	%	Semicuantitativo
K	0.441	%	Semicuantitativo
MnO	0.300	%	Semicuantitativo
Bi	0.177	%	Semicuantitativo
Ag	0.064	%	Semicuantitativo
TiO <sub>2</sub>	0.040	%	Semicuantitativo

Elemento	Unidades		Tipo de Análisis
Rh	0.005	%	Semicuantitativo
Mo	102	ppm	Geo-Quant
Y	41	ppm	Geo-Quant
Ce	25	ppm	Geo-Quant
Zr	16	ppm	Geo-Quant
V	10	ppm	Geo-Quant
Sr	8	ppm	Geo-Quant
Cd	-	%	Semicuantitativo
La	-	ppm	Geo-Quant

## CAPÍTULO II

### PRUEBAS EXPERIMENTALES Y VALORIZACIÓN DE CONCENTRADOS

Estas pruebas metalúrgicas centradas en el WO<sub>3</sub> se realizan para verificar la economicidad de la recuperación de WO<sub>3</sub> de los relaves y obtener las máximas recuperaciones bajo determinadas condiciones o parámetros de trabajo, tanto de gravimetría como de flotación.

#### **2.1 Gravimetría**

La siguiente prueba se realizó adicionando un proceso gravimétrico a tamaño de partículas homogéneas.

##### **2.1.1 Diagrama de prueba**

Los procesos gravimétricos trabajan de manera más eficiente bajo un tamaño de partículas homogéneas, (Ver Figura 2.1). El relave de separación magnética es clasificado mediante una separación en tamiz de corte malla 50. Las partículas

mayores y menores a este tamaño son procesadas en una mesa vibratoria en la que se obtienen tres productos : concentrado, medios (o mixtos) y relaves.

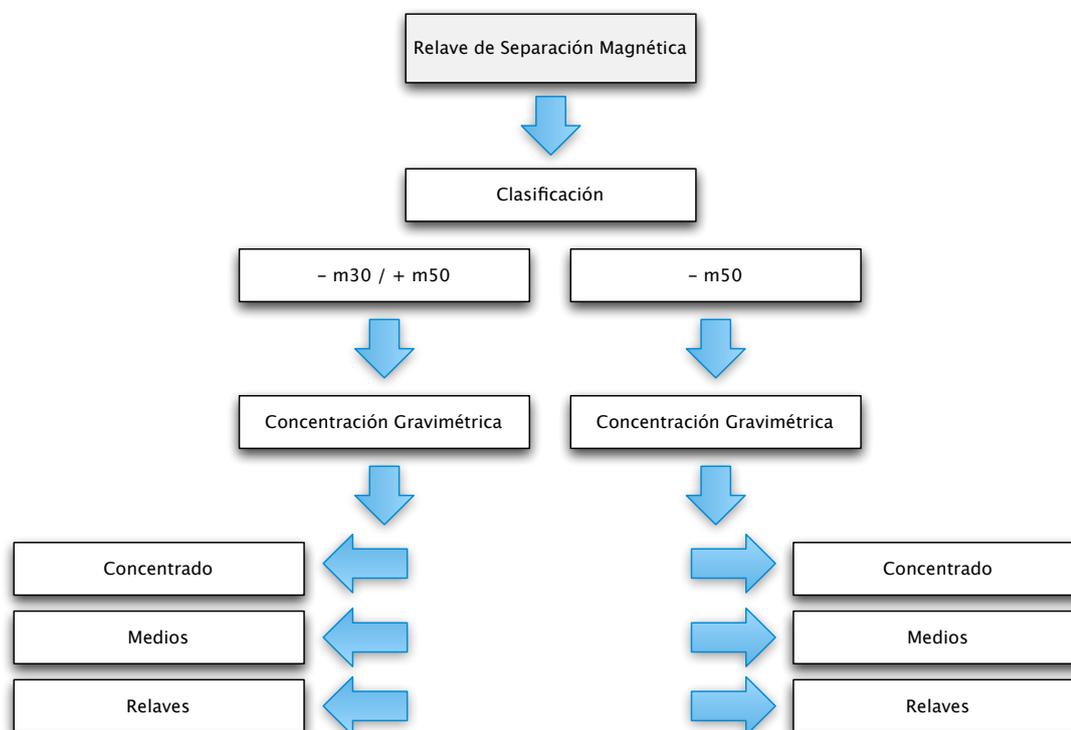


Figura 2.1  
Diagrama de trabajo de la prueba gravimétrica

### 2.1.2 Balance metalúrgico

Tabla 2.1  
Fracción -malla 30 / +malla 50

	Fracción en Peso	%Ley WO <sub>3</sub>	%Distribución
Alimento	100.00%	0.73	100.00%
Concentrado	64.74%	0.85	75.59%
Medios	33.99%	0.50	23.46%
Relave	1.27%	0.55	0.95%

En esta fracción de muestra se observa un concentrado de WO<sub>3</sub> muy contaminado según el reporte de ley del mismo (0,85%).

Tabla 2.2  
*Fracción -malla 50*

	Fracción en Peso	%Ley WO <sub>3</sub>	%Distribución
Alimento	100.00%	2.15	100.00%
Concentrado	52.45%	2.74	66.65%
Medios	31.97%	1.02	15.09%
Relave	15.58%	2.52	18.26%

A igual que la prueba anterior, no se observa mejoras en la calidad del concentrado en el proceso gravimétrico.

El resultado de la prueba anterior indica que el procesamiento gravimétrico aplicado a este mineral no genera resultados aceptables, ni en calidad ni en recuperaciones.

## 2.2 Flotación

El proceso de flotación implica la utilización de reactivos de forma precisa, además de controlar el tamaño de partícula para una mejor uniformidad dentro de la prueba.

## 2.2.1 Relave

### 2.2.1.1 Curva de moliendabilidad

La curva de moliendabilidad indica el tiempo necesario en una molienda convencional para obtener un tamaño de partícula deseado (para nuestro caso partículas menores a 60% de malla 200).

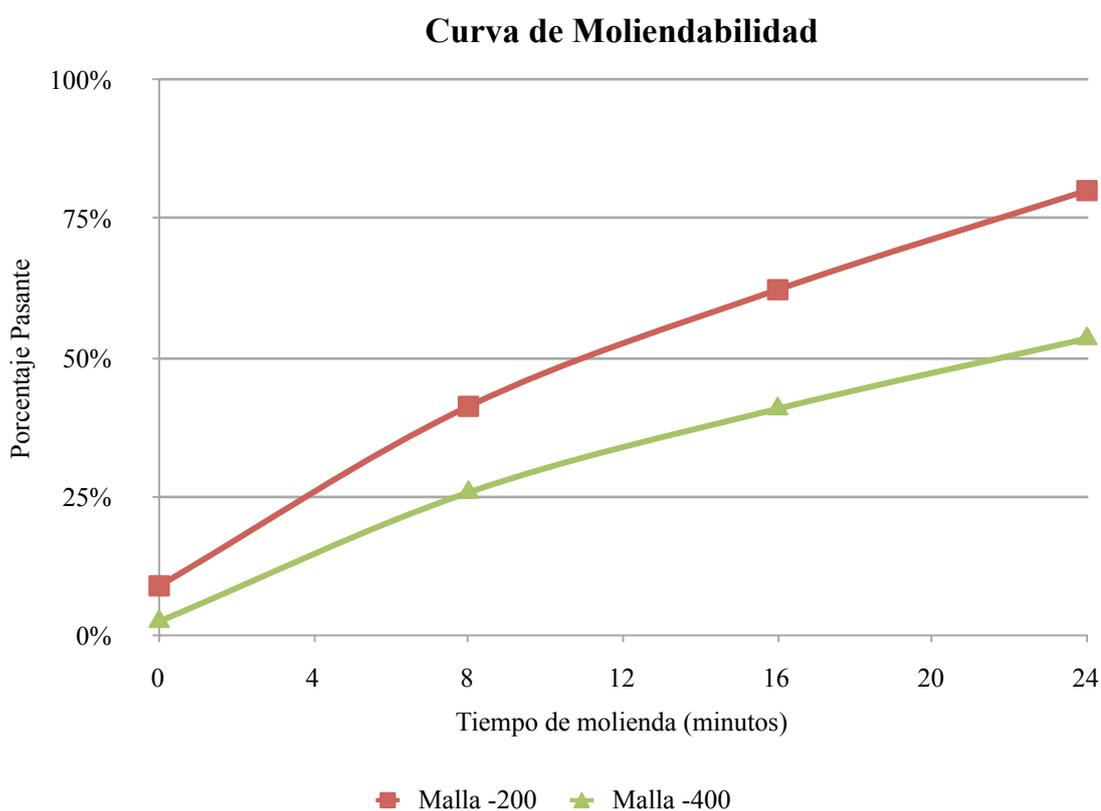


Figura 2.2  
*Curva de Moliendabilidad del Relave de Separación Magnética*

Para un grado de reducción al 60% -malla 200 se requiere un tiempo de molienda de 15 minutos y 9 segundos que es el tamaño óptimo para el proceso de flotación selectiva del relave.

### **2.2.1.2 Prueba de flotación N°1**

La realización de esta prueba de flotación está condicionada a una característica típica de flotación, en ella se utilizará colectores, espumantes, modificadores de pH y depresores. Las condiciones de la prueba se orientan, en primer lugar, a la recuperación de cobre que tiene asociado alto contenido de plata.

#### **2.2.1.2.a Condiciones de la prueba**

La dosificación de reactivos se enfocan en lograr la depresión inicial de los minerales con contenidos de plomo y zinc, para ello se utilizarán el sulfato de zinc como depresor del mineral de zinc y el bisulfito de sodio como depresor del mineral de plomo. Para un control del contenido de fierro en la flotación se adiciona cianuro de sodio.

Durante la etapa de molienda se adicionaron los depresores para el zinc (sulfato de zinc), para el plomo (bisulfito de sodio) y para fierro (cianuro). En la etapa de acondicionamiento se adicionan un colector (Xantato Z11) y un espumante (MIBC). Durante la etapa de flotación se adicionan pequeñas cantidades de colector y espumante, como refuerzo.

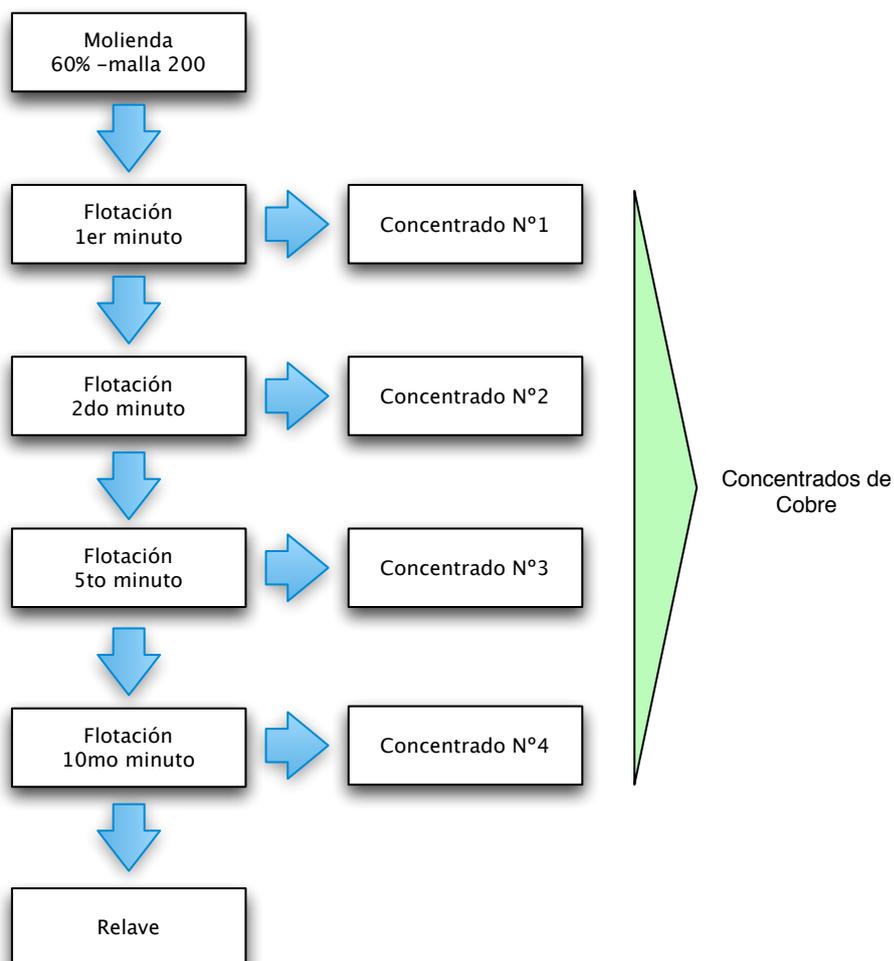


Figura 2.3  
*Condiciones de trabajo en prueba de flotación N°1*

#### 2.2.1.2.b Diagrama del proceso

En las distintas etapas de la flotación se obtendrán concentrados en tiempos controlados con la finalidad de observar la selectividad de los minerales de cobre respecto a los minerales de zinc principalmente para lograr un concentrado con las menores de penalidades. Los concentrados obtenidos tendrán tiempos diferentes respecto a los de la prueba.

El concentrado N°1 se obtendrá al primer minuto, el concentrado N°2 se obtendrá al minuto siguiente del anterior, el concentrado N°3 se obtendrá a los 3 minutos del anterior, el concentrado N°4 se obtendrá a los 5 minutos del anterior.

Todo el proceso de flotación se realizará bajo un tamaño de partículas 60% menores a malla 200, el tiempo que se necesitará durante la molienda se determinó en la etapa experimental al desarrollar la curva de molienda para este mineral el cual da como resultado 15 minutos y 9 segundos.

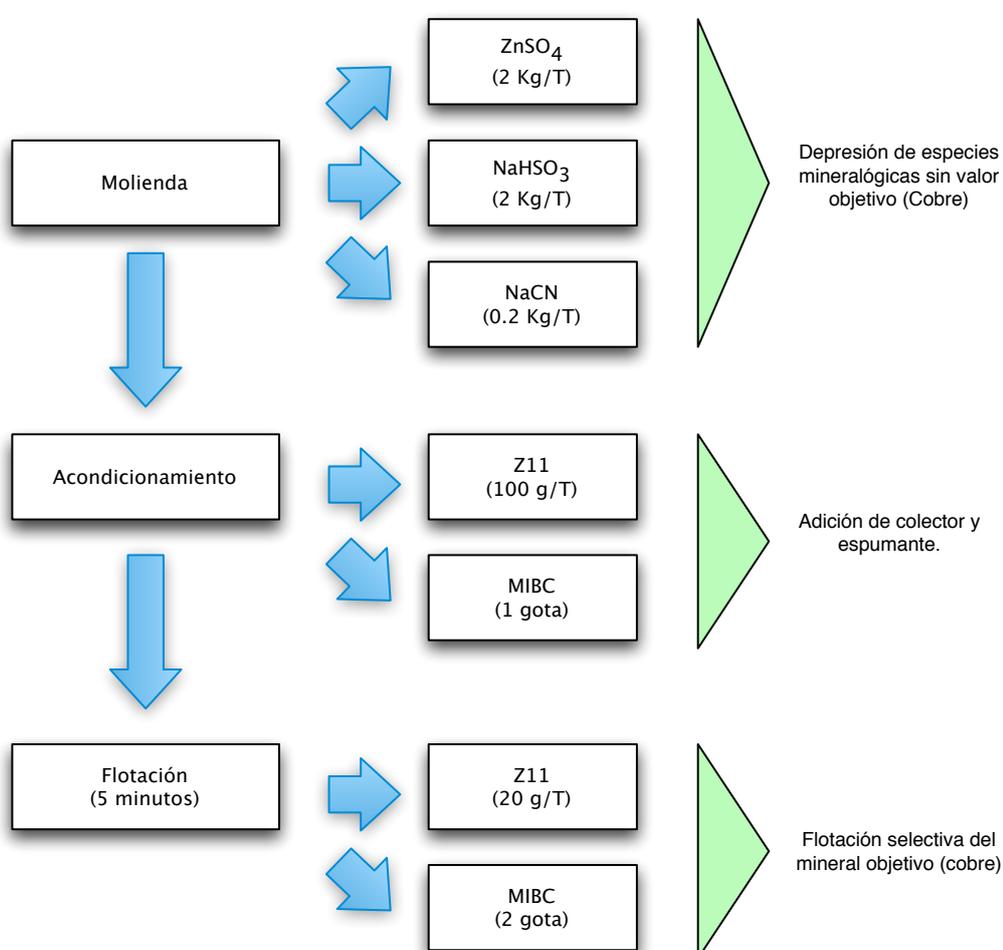


Figura 2.4  
Diagrama de trabajo en prueba de flotación N°1

### 2.2.1.2.c Balance metalúrgico

Bajo las condiciones planteados en el esquema de trabajo para la prueba de flotación se obtuvo una recuperación del 86% de cobre a los 5 minutos de iniciado el proceso de selección y una ley de 32%. También es notoria la recuperación de plomo y zinc para el mismo tiempo. Se concluye que se deberá reformular las condiciones de depresión del plomo y zinc.

Tabla 2.3  
*Reporte de Balance Metalúrgico - Prueba de Flotación N°1*

	Tiempo (minutos)	Peso (%)	Leyes			Distribución (%)		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Concentrado 1	1	13.76%	33.60%	5.73%	8.00%	38.27%	20.47%	16.11%
Concentrado 2	1	9.85%	32.80%	6.18%	8.30%	26.76%	15.81%	11.97%
1 + 2	2	23.61%	33.27%	5.92%	8.13%	65.03%	36.28%	28.08%
Concentrado 3	3	8.71%	29.20%	7.58%	9.20%	21.05%	17.14%	11.73%
1 + 2 + 3	5	32.31%	32.17%	6.37%	8.41%	86.08%	53.42%	39.81%
Concentrado 4	5	24.65%	5.57%	5.07%	16.30%	11.37%	32.46%	58.83%
1 + 2 + 3 + 4	10	56.96%	20.66%	5.80%	11.83%	97.45%	85.88%	98.63%
Relave		43.04%	0.71%	1.26%	0.22%	2.55%	14.12%	1.37%
Cabeza		100.00%	12.08%	3.85%	6.83%	100.00%	100.00%	100.00%

### 2.2.1.2.d Cinética de flotación

La cinética de flotación es la velocidad de recuperación de un mineral respecto al tiempo de flotación. Se analizó por los tres elementos principales en las etapas de flotación de la prueba metalúrgica la cual se expone en la siguiente gráfica continua. El resultado de los ensayos indica que a pesar de la adición de los reactivos

depresores tanto para el plomo como para el zinc indica una activación respecto al tiempo dentro del proceso.

El tiempo de corte para optimizar la calidad del concentrado de cobre se ubica entre los 3 y 5 minutos donde el margen de recuperación es mayor en contraste a los otros minerales. Esta información es útil para el caso de determinar la residencia de la pulpa dentro de las celdas de flotación.

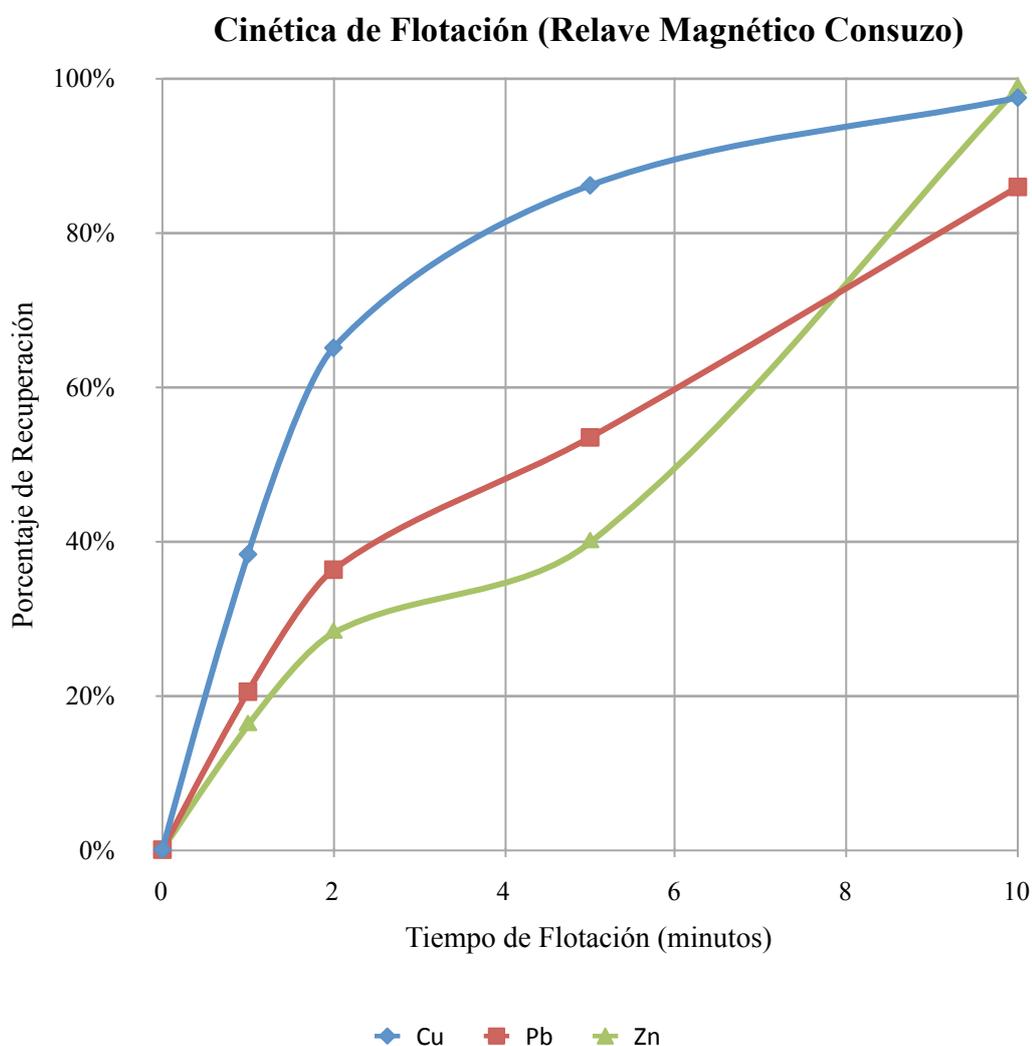


Figura 2.5  
Cinética en minerales de Cobre, Plomo y Zinc - Prueba de Flotación N°1

### 2.2.1.2.e Selectividad

La calidad del concentrado a obtener radica en la capacidad de selección del mineral con valor económico (cobre) respecto al contaminante (zinc) en el concentrado de cobre, para ello, con los valores obtenidos en el balance metalúrgico, se diagrama la curva de selectividad de estos dos compuestos minerales.

La siguiente gráfica muestra los límites de la selección del cobre respecto al zinc. A una recuperación media del 80% de cobre se obtiene una recuperación del 30% de zinc, si se desea recuperar un mayor contenido de cobre se corre el riesgo de contaminar el concentrado con zinc dentro del concentrado de cobre, representando este incremento en mayores penalidades y por ende un menor valor económico del producto a vender.

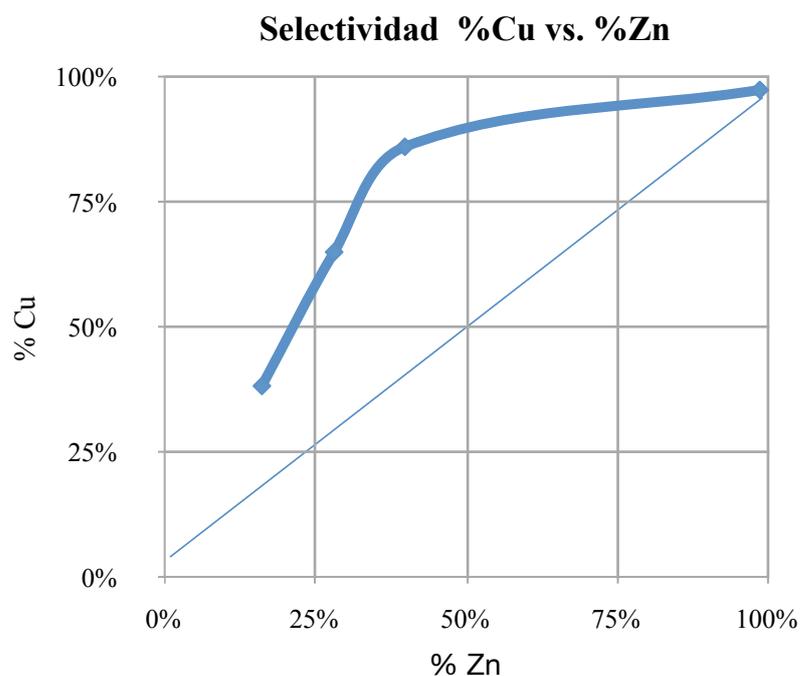


Figura 2.6  
*Selectividad del Cobre respecto al Zinc - Prueba de Flotación N°1*

### **2.2.1.3 Prueba de flotación N°2**

Esta segunda prueba se centra en la disminución del contenido de plomo y zinc dentro del concentrado de cobre y para ello se incrementó la dosificación de los depresores anteriormente utilizados.

#### **2.2.1.3.a Condiciones de la prueba**

Las condiciones de la prueba parten de la prueba inicial con la variación de un incremento en la dosificación de los depresores de plomo y zinc con el objetivo de tener un concentrado de mayor calidad. Durante el proceso de flotación del cobre se adicionó como refuerzo el depresor de zinc.

De similar forma que la anterior prueba, durante el proceso de molienda se adicionaron los depresores correspondientes al zinc (sulfato de zinc), al plomo (bisulfito de sodio) y al fierro (cianuro). Durante la etapa de acondicionamiento se adicionó el colector (Xantato Z11) y espumante (MIBC). En la etapa de flotación se adicionó un refuerzo de depresor de zinc (sulfato de zinc).

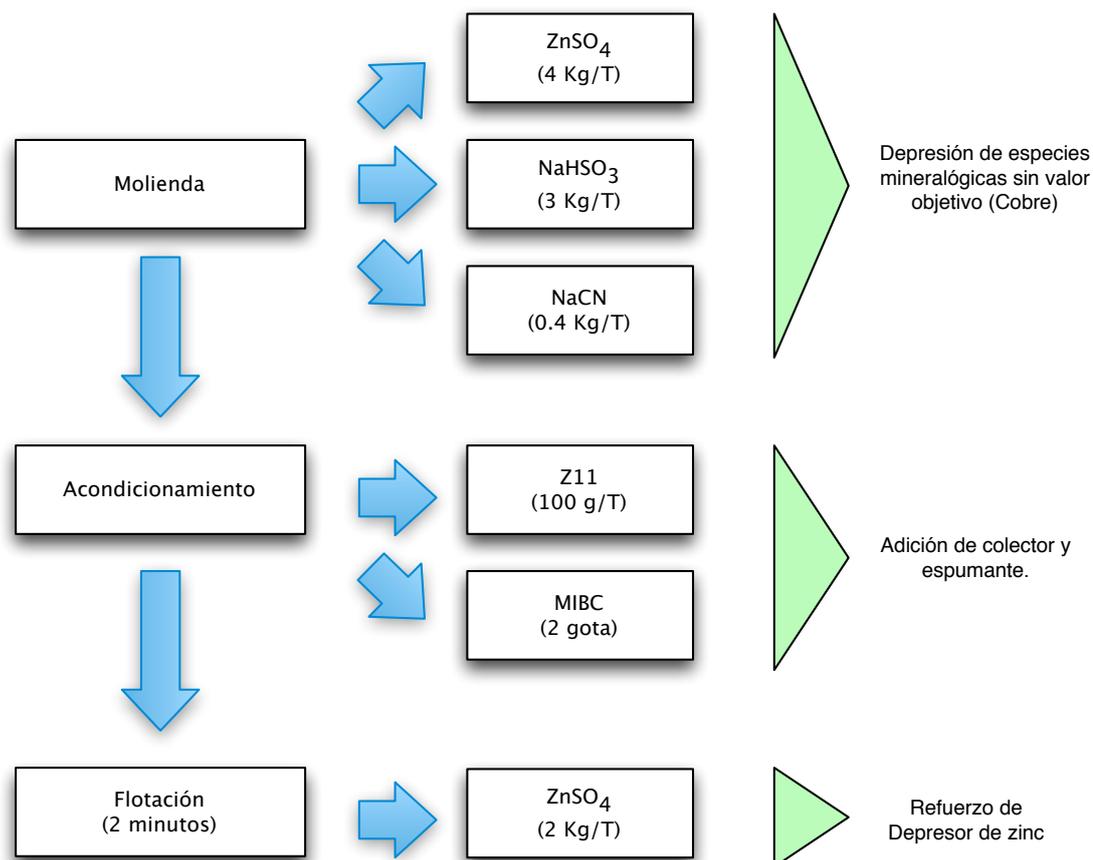


Figura 2.7  
Condiciones de trabajo en prueba metalúrgica N°2

### 2.2.1.3.b Diagrama de la prueba

El enfoque principal de esta prueba es el resultado como calidad del concentrado de cobre, para ello se resumirá la prueba en la capacidad de depresión del zinc durante la flotación.

Las partículas durante este proceso estarán sometidas a una molienda con la finalidad de estar en un rango de 60% menor a malla 200. (Ver figura 2.2)

El concentrado N°1 es obtenido al primer minuto de iniciada la etapa de flotación, el concentrado N°2, al minuto siguiente, el concentrado N°3, al tercer minuto.

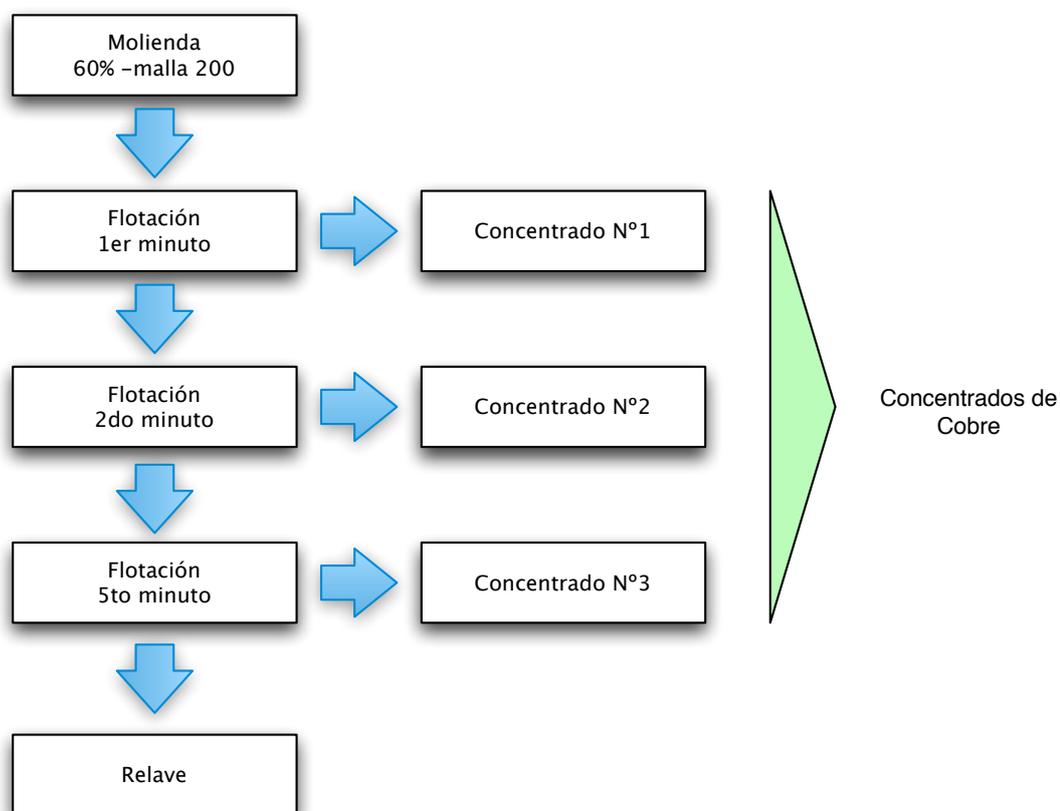


Figura 2.8  
*Diagrama de trabajo - prueba de flotación N°2*

### 2.2.1.3.c Balance metalúrgico

Los resultados de la prueba de flotación N°2 al incrementar la dosificación de depresores de plomo y zinc genera el efecto inverso deseado, deprimiendo también los minerales de cobre y como resultado final la baja recuperación (39% de Cu).

Tabla 2.4  
*Resultados de ensayos - prueba de flotación N°2*

	Fracción	% Ley		% Distribución		
		Cu	Zn	Cu	Pb	Zn
Cabeza	100.00%	11.50%	6.83%	100.00%	100.00%	100.00%
Concentrado	14.37%	31.44%	7.75%	39.29%	33.22%	16.31%
Relave	85.63%	8.15%	6.68%	60.71%	66.78%	83.69%

#### **2.2.1.4 Prueba de flotación N°3**

El objetivo de esta prueba de flotación es obtener dos concentrados, el principal de cobre y un secundario de zinc. Para ello retomaremos el esquema de trabajo planteado en la primera prueba de flotación e incrementando la dosificación de espumante para un aceleramiento de la recuperación de cobre. En la etapa final se procederá a activar el zinc para su obtención como concentrado.

##### **2.2.1.4.a Condiciones de prueba**

Con esta prueba se busca la obtención de dos productos, para ello se trabajará en la depresión del zinc en el proceso de flotación del cobre para luego activarlo y recuperarlo en la segunda fase de la prueba metalúrgica.

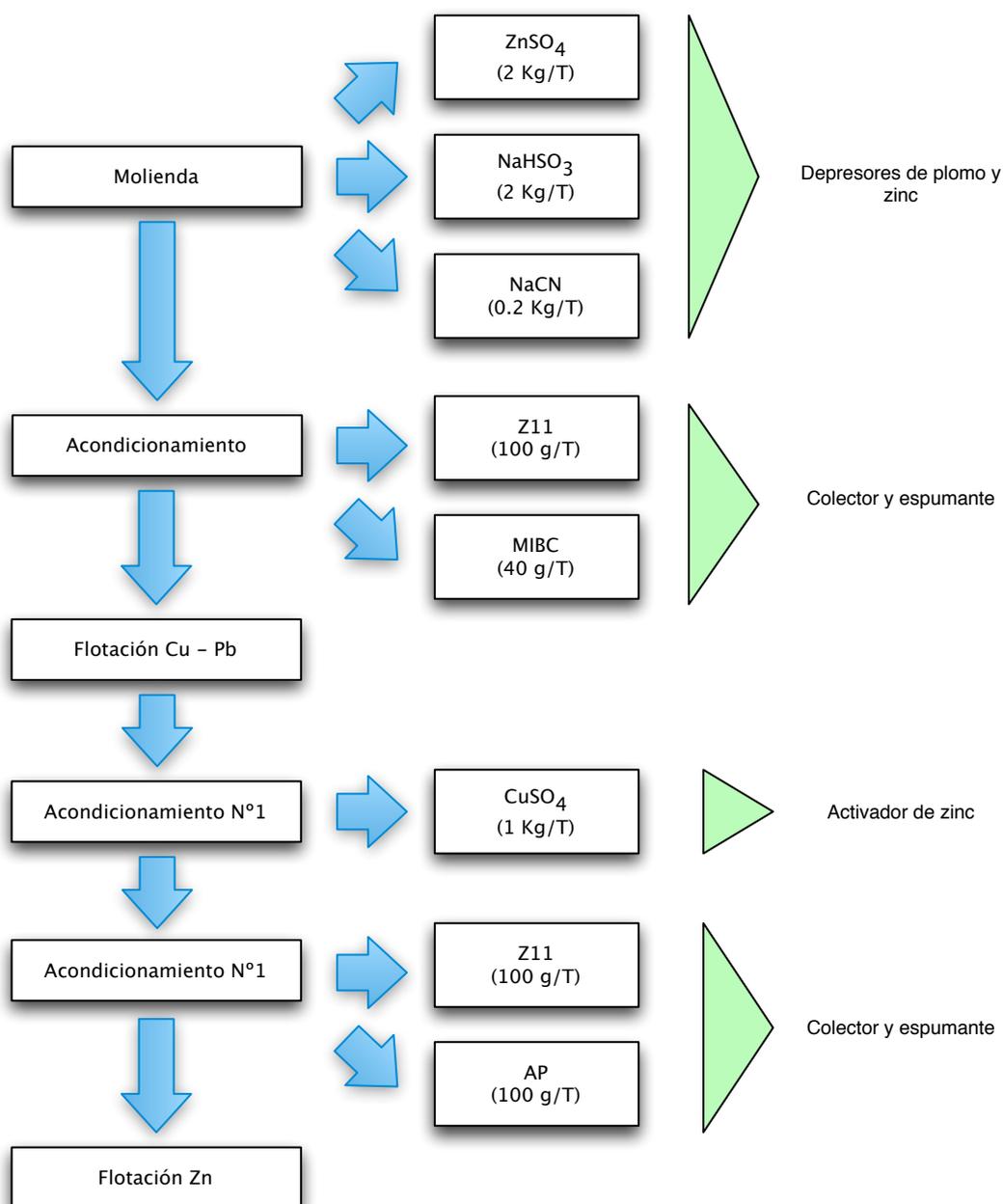


Figura 2.9  
Condiciones de trabajo en Prueba de Flotación N°3

Los depresores de zinc (sulfato de zinc), de plomo (bisulfito de sodio), de fierro (cianuro) se adicionaron en la molienda. En el acondicionamiento previo a la

flotación de cobre se adicionarán el colector (Xantato Z11) y el espumante (MIBC). Realizado estas etapas de adición de reactivos se procede a la flotación del cobre.

Una vez finalizada la flotación de cobre siguen las etapas de acondicionamiento previas a la flotación de zinc. La primera etapa se realiza adicionando sulfato de cobre con la finalidad de activar el zinc deprimido. La segunda, adicionando un colector (Xantato Z11) y un espumante (Aceite de pino). Con ello se procede a iniciar la flotación de zinc.

### 2.2.1.4.b Diagrama de la prueba

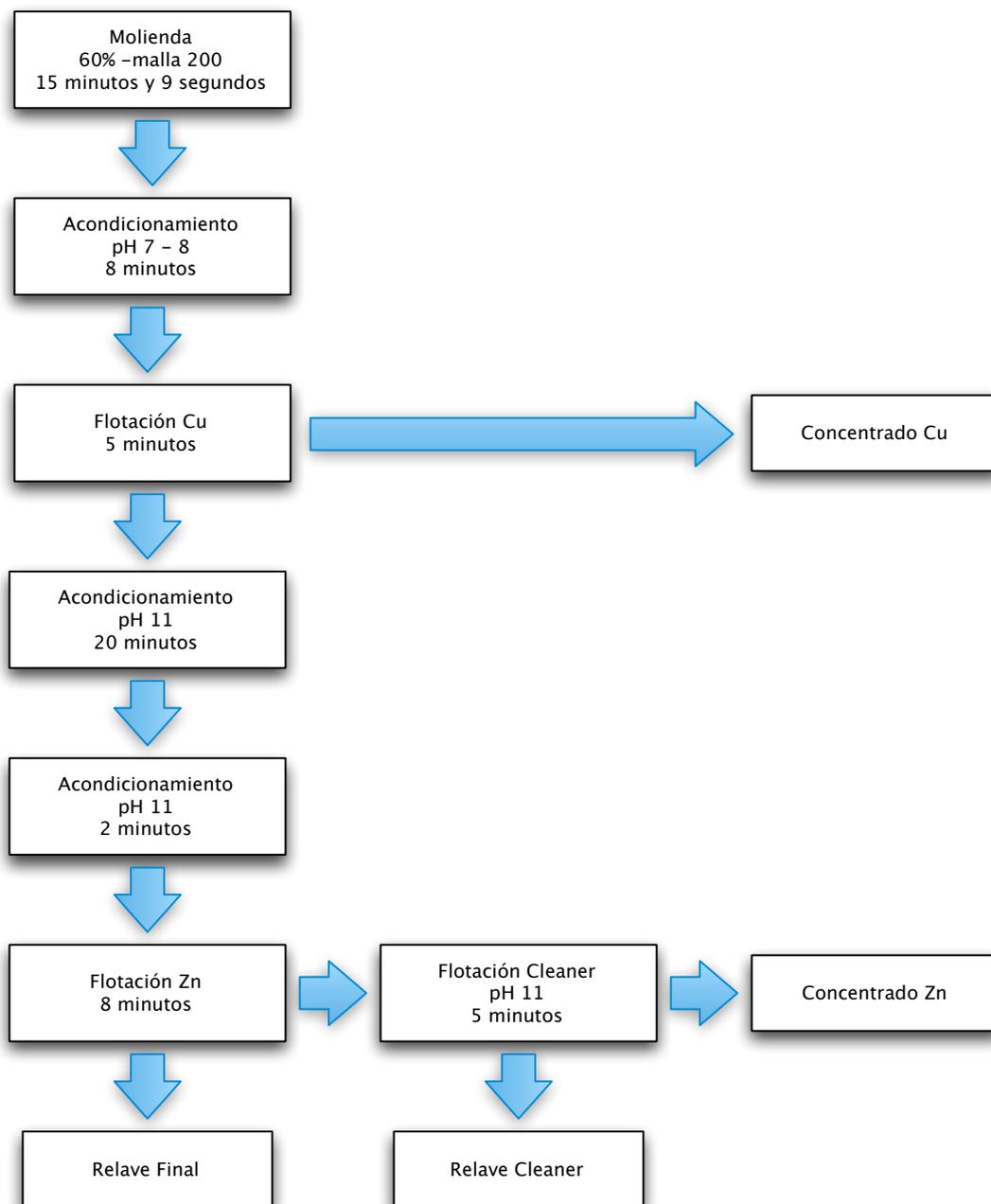


Figura 2.10  
*Diagrama de prueba de flotación N°3*

Durante la etapa de molienda (15 minutos y 9 segundos) se obtuvieron partículas 60% menores a la malla 200. Luego se procedió a un acondicionamiento a

un rango de acidez entre pH 7 y 8, continuando luego con la flotación, 5 minutos, para obtener concentrados de cobre. Luego se procede a realizar el acondicionamiento para la flotación de zinc.

En esta etapa de acondicionamiento se reguló la acidez a un pH 11 durante 20 minutos (etapa de activación del zinc con sulfato de cobre).

En la segunda etapa de acondicionamiento se adiciona el colector y espumante. En la flotación (8 minutos) se obtuvieron un concentrado de zinc el cuál es llevado a una etapa de limpieza para obtener el concentrado final de zinc.

#### 2.2.1.4.c Balance metalúrgico final

Los resultados de la prueba: recuperaciones del 94% de cobre y una ley de 35% en el concentrado y en el de zinc leyes de 55% y recuperaciones del 58%. Bajo estos resultados se planteamos el desarrollo del proyecto.

Tabla.2.5  
*Balance Metalúrgico de prueba de flotación N°3*

	Fracción	% Ley			% Distribución		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
Cabeza	100.00%	11.50%	3.85%	6.83%	100.00%	100.00%	100.00%
Concentrado Cu-Pb	35.62%	30.65%	9.14%	6.92%	94.93%	84.51%	36.07%
Concentrado Cleaner Zn	7.16%	1.55%	2.40%	55.58%	0.96%	4.46%	58.22%
Relave Cleaner Zn	2.18%	4.75%	5.60%	5.76%	0.90%	3.16%	1.83%
Relave Final	55.06%	0.67%	0.55%	0.48%	3.21%	7.87%	3.87%

## CAPÍTULO III

### INGENIERÍA CONCEPTUAL DEL BENEFICIO DE RELAVES DE SEPARACIÓN MAGNÉTICA

#### **3.1 Escalamiento de los resultados experimentales al *flow-sheet* de la planta**

Los resultados obtenidos en las pruebas de flotación N°3, condiciones de operación y dosificación de reactivos, se llevaron a escala de planta piloto. Con ello se comprobaron la relación entre los resultados a nivel de laboratorio con los puestos en operación continua.

##### **3.1.1 Grados de molienda**

Los grados de molienda contemplan el análisis y control de la reducción del tamaño de las partículas minerales, los consumos de energía, las capacidad de tratamiento de los equipos, los flujos de pulpa dentro del proceso de molienda. Un control adecuado de este proceso mantendrá una regularidad dentro del proceso de flotación.

### **3.1.1.1 Disposición de molinos y balance de materiales**

Ver figura 3.1

#### **3.1.1.1.a Balance de materiales**

Expresa un cálculo estimado de las condiciones operativas en equilibrio durante el proceso de molienda. Las condiciones son estimadas e ideales en este proceso bajo las cuales trabajarán los equipos instalados.

Dicho balance se desarrolló con el ingreso de alimento por la tolva de finos el cual a la vez se alimentó mediante una faja transportadora al molino primario de bolas 3'x4', la descarga del molino es conducida hacia el cajón de la bomba, la cual conduce la pulpa del mineral hacia un clasificador hidrociclón. En este equipo se separó las partículas finas (Over Flow) que son trasladadas al circuito de flotación y las partículas gruesas (Under Flow) son llevadas al molino de remolienda de bolas 3'x3' para una reducción de tamaño. El producto del molino de remolienda es conducido al cajón de la bomba, con lo cual se completa el circuito de molienda. (Ver tabla 3.1 y 3.2)

Tabla 3.1  
*Balance de Materiales del circuito de Molienda (Pulpa)*

	PULPA							
	Peso		Densidad	Volumen	% Peso		Caudal	
	TMH	TCH	Kg/L	M <sup>3</sup> H	Sólidos	Agua	L/s	gpm
Alimento Fresco	0.88	0.96	2.57	0.34	95.00%	5.00%	0.095	1.50
Descarga del Molino 3'x4'	1.39	1.53	1.63	0.85	60.00%	40.00%	0.237	3.76
Cajon de Bomba	2.58	2.84	1.71	1.51	64.62%	35.38%	0.419	6.64
Alimento Ciclón D6	3.96	4.36	1.37	2.89	42.04%	57.96%	0.804	12.74
Over Ciclón D6	2.77	3.05	1.24	2.24	30.04%	69.96%	0.622	9.86
Under Ciclón D6	1.19	1.31	1.82	0.65	70.00%	30.00%	0.182	2.88
Alimento del Molino 3'x3'	1.19	1.31	1.82	0.65	70.00%	30.00%	0.182	2.88

Tabla 3.2  
*Balance de Materiales del circuito de Molienda (Sólidos-Agua)*

	SOLIDOS				AGUA	
	Peso		Grav. Esp.	Volumen	Peso	Volumen
	TMSH	TCSH	gr/cc	M <sup>3</sup> H	TMH	L/s
Alimento Fresco	0.83	0.92	2.80	0.30	0.04	0.01
Descarga del Molino 3'x4'	0.83	0.92	2.80	0.30	0.56	0.15
Cajon de Bomba	1.67	1.83	2.80	0.60	0.91	0.25
Alimento Ciclón D6	1.67	1.83	2.80	0.60	2.30	0.64
Over Ciclón D6	0.83	0.92	2.80	0.30	1.94	0.54
Under Ciclón D6	0.83	0.92	2.80	0.30	0.36	0.10
Alimento del Molino 3'x3'	0.83	0.92	2.80	0.30	0.36	0.10

### 3.1.1.1.b Diagrama de proceso

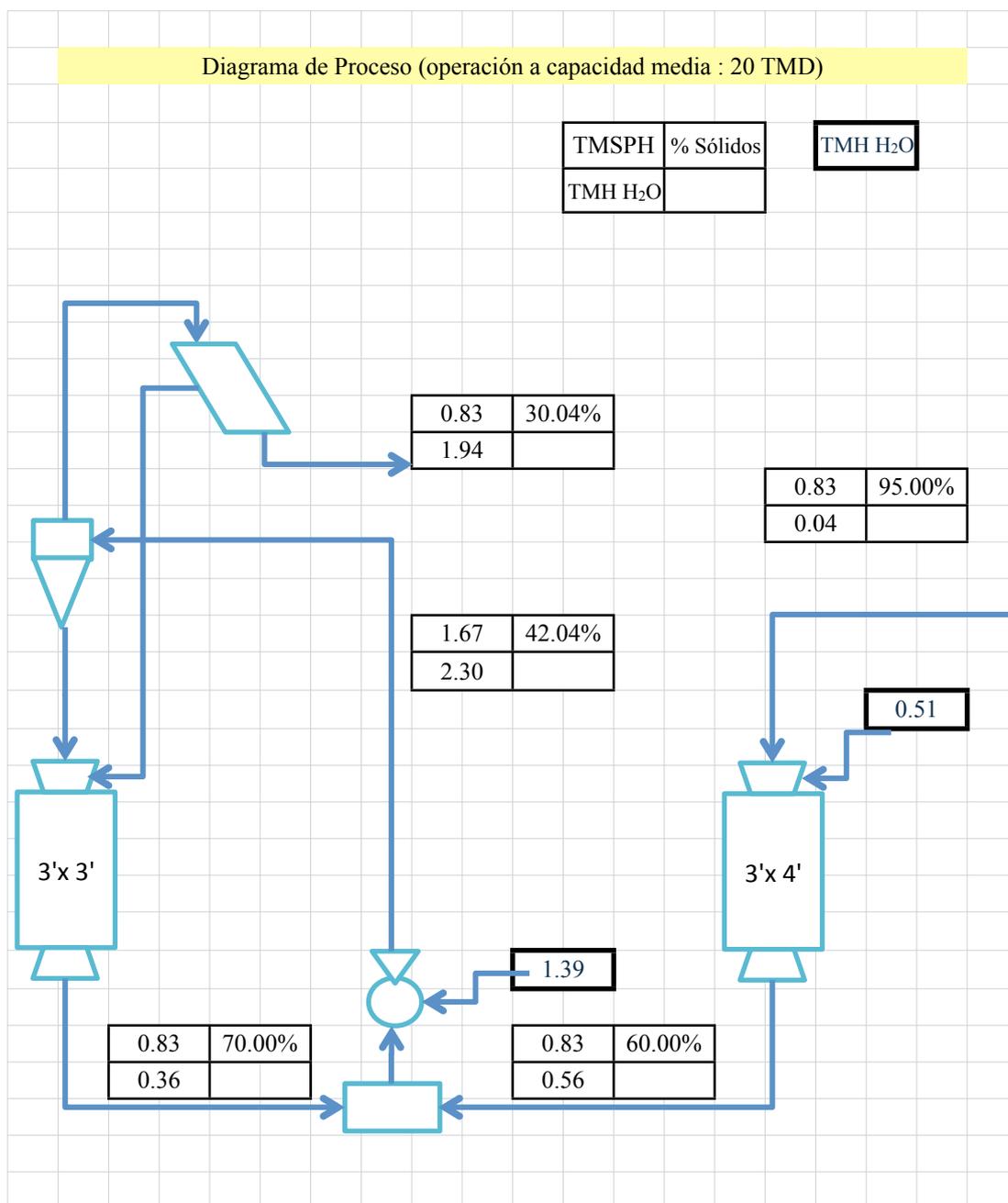


Figura 3.1  
Esquema de Proceso de Molienda

El diagrama expuesto indica la disposición de los equipos y el flujo de materiales. En el diagrama expuesto se puede ver en forma gráfica los resultados del balance de materias dado en el tabla 3.1 y 3.2

Los cuadros indican el flujo en toneladas métricas secas por hora, el porcentaje de sólidos contenidos en la pulpa y las toneladas métricas por hora del agua contenida en ella. Adicionalmente se grafican los puntos en los cuales se adiciona un flujo de agua con la finalidad de regular la densidad en la pulpa.

### 3.1.1.2 Capacidad de la molienda primaria

Es determinada por los parámetros de molienda, que influyen directamente en el consumo de energía que a su vez, es función del tamaño de partículas. En nuestro caso, ya contamos con los equipos, dado lo cual deberemos buscar una adaptación de estos a las condiciones de prueba.

#### 3.1.1.2.a Parámetros de molienda

Tabla 3.3  
*Parámetros de molienda*

Capacidad (TM/día)	35.00	L/D	1.33
Capacidad (TM/hora)	1.46	%Cs	72.00
% Sólidos	70.00%	%Vp	45.00
G.E. (g/cm <sup>3</sup> )	2.80	F <sub>80</sub>	350.00
Tonelaje de pulpa (TMH)	2.08	P <sub>80</sub>	180.00
Masa de Agua (TMH)	0.63	K <sub>B</sub>	0.00
Caudal (m <sup>3</sup> h)	1.15	R <sub>r</sub>	1.94

Los parámetros de molienda descritos son las características de trabajo dentro de la operación del tratamiento del mineral. Se optó por una capacidad de 35 toneladas métricas por día. Los valores de toneladas de pulpa, la masa y el caudal son obtenidos por un balance de materias. El valor de L/D es la relación entre el diámetro y la longitud del molino. La relación Rr se entre la alimento (F80) y el producto deseado (P80).

### 3.1.1.2.b Consumo de energía

Tabla 3.4  
*Consumo de energía - factores de corrección - wi*

Consumo de Energía		Factores de Corrección para el Wi		
Wi (Kwh/TM)	15.00	f1	Molienda en seco	1.00
n (eficiencia)	95.00%	f2	Molienda en circuito abierto	1.04
W (Kwh/TM)	4.48	f3	Factor eficiencia por diámetro del molino	1.22
Potencia Mecánica (Kw)	7.19	f4	Alimentación demasiado gruesa	1.00
Potencia Mecánica (HP)	9.64	f5	Sobremolienda de finos	0.92
Potencia Eléctrica (Hp)	10.15	f6	Baja razón de reducción en el molino	1.22
Wi (Kwh/TM) (corregido)	21.26			

El valor final de Wi indica la cantidad de energía necesaria para procesar una tonelada de mineral, este valor asciende a 21.26 KWh.

### 3.1.1.2.c Dimensión del molino (molienda primaria)

Tabla 3.5  
*Dimensión calculada del molino*

D (pies)	3.03
L (pies)	4.04

Las dimensiones obtenidas bajo estos cálculos coincidieron con las características del equipo de molienda primaria.

### 3.1.1.3 Capacidad de remolienda

De similar manera, requerimos saber la máxima capacidad del equipo de remolienda y en base a una comparación del resultado anterior determinaremos cual es el cuello de botella.

#### 3.1.1.3.a Parámetros de molienda

Tabla 3.6  
*Parámetros de molienda*

Capacidad (TM/día)	20.00	L/D	1.00
Capacidad (TM/hora)	0.83	%Cs	72.00
% Sólidos	70.00%	%Vp	45.00
G.E. (g/cm <sup>3</sup> )	2.80	F <sub>80</sub>	180.00
Tonelaje de pulpa (TMH)	1.19	P <sub>80</sub>	100.00
Masa de Agua (TMH)	0.36	K <sub>B</sub>	0.00
Caudal (m <sup>3</sup> h)	0.65	Rr	1.80

La capacidad de molienda se estima en 20 toneladas métricas por día.

### 3.1.1.3.b Consumo de energía

Tabla 3.7  
*Consumo de energía - factores de corrección - wi*

Consumo de Energía		Factores de Corrección para el Wi		
Wi (Kwh/TM)	15.00	f1	Molienda en seco	1.00
n (eficiencia)	95.00%	f2	Molienda en circuito abierto	1.04
W (Kwh/TM)	5.97	f3	Factor eficiencia por diámetro del molino	1.22
Potencia Mecánica (Kw)	5.47	f4	Alimentación demasiado gruesa	1.00
Potencia Mecánica (HP)	7.34	f5	Sobremolienda de finos	0.96
Potencia Eléctrica (Hp)	7.73	f6	Baja razón de reducción en el molino	1.29
Wi (Kwh/TM) (corregido)	23.45			

El consumo de energía para la remolienda es mayor respecto a la molienda primaria, esto se debe a que cuando la partícula es de menor tamaño, el trabajo requerido para seguir reduciéndolo es mucho mayor, por ende un mayor consumo de energía.

### 3.1.1.3.c Dimensión del molino (remolienda)

Tabla 3.8  
*Dimensiones del molino calculado*

D (pies)	3.04
L (pies)	3.04

Las dimensiones calculadas para el molino de remolienda coinciden de gran manera con el equipo que se posee (molino de bolas de 3'x3').

Bajo estos resultados calculares el tiempo de residencia del mineral dentro de los equipos de molienda.

### 3.1.1.4 Tiempo de molienda

Es el que requiere una partícula de mineral en entrar y salir del equipo de molienda (para nuestro caso molino primario de bolas y molino de remolienda).

#### 3.1.1.4.a Molienda primaria

Se considera para su cálculo un reactor de tipo pistón.

Tabla 3.9  
Datos calculados para la molienda primaria

Volumen del Molino (m <sup>3</sup> )	0.80
Volumen de Carga (m <sup>3</sup> )	0.36
Volumen de bolas (m <sup>3</sup> )	0.24
Volumen útil de trabajo (m <sup>3</sup> )	0.12
Toneladas Procesadas (TMD)	20.00
% Sólidos	70%
Toneladas de pulpa (TMH)	1.19
G.E.	2.80
Densidad de pulpa (g/cc)	1.82
Volumen de pulpa (m <sup>3</sup> h)	0.65
Tiempo de Retención (minutos)	11.03

### 3.1.1.4.b Remolienda

Para calcular el tiempo de retención se considera dos tipos de sucesos en un sistema de reactor con recirculación :

- Recirculación = 0, El sistema se comporta como un reactor de pistón (tiempo mínimo de retención), el alimento es ingresado a un cámara donde se producen una reacción determinada y luego inmediatamente es expulsado de forma continua. (similar a las cámaras de combustión de un motor).
- Recirculación = infinita. El sistema se comporta como un tanque de agitación (tiempo ilimitado de retención)

Para nuestro caso obtendremos el mínimo tiempo de retención (reactor de tipo pistón)

Tabla 3.10

*Datos calculados para la etapa de remolienda*

Volumen del Molino (m <sup>3</sup> )	0.60
Volumen de Carga (m <sup>3</sup> )	0.27
Volumen de bolas (m <sup>3</sup> )	0.18
Volumen útil de trabajo (m <sup>3</sup> )	0.09
Toneladas Procesadas (TMD)	20.00
% Sólidos	70%
Toneladas de pulpa (TMH)	1.19
G.E.	2.80
Densidad de pulpa (g/cc)	1.82
Volumen de pulpa (m <sup>3</sup> h)	0.65
Tiempo de Retención (minutos)	8.27

El grado de liberación del mineral es 100% -malla 150, según el análisis mineralográfico expuesto en el capítulo 2.

Bajo esta premisa se determina que el mineral a procesar en la etapa de flotación debería encontrarse con un 60% -malla 200 (tiempo de molienda de 15 minutos)

Considerando una operación de 20 toneladas por día el tiempo de molienda del molino primario 3'x4' en circuito abierto es de 11.03 minutos con un 75% de sólidos, complementándose el tiempo de molienda faltante con un molino de remolienda 3'x3' en circuito inverso (define la capacidad de procesamiento) el cual adicionaría 8.27 minutos mínimos adicionales al tiempo de molienda, totalizando 19.3 minutos como el menor tiempo de retención.

El incremento del tratamiento de mineral superior a las 20 toneladas métricas por día generaría exceso de carga circulante en el circuito inverso de molienda. En dicho circuito, el hidrociclón (como medio de corte) controla la capacidad máxima de tratamiento, la sugerencia para llegar a un máximo de 35 toneladas métricas es sustituir el hidrociclón D6 por un DSM de malla 40. El fundamento de esta sugerencia radica en la capacidad de corte OF/UF del hidrociclón, este presenta una proporción mayor de Under Flow que de Over Flow; en cambio un DSM se adapta

mejor la separación de partículas gruesas en baja proporción respecto a las partículas finas.

Se considera la formación de mayor cantidad de partículas finas por la cantidad de sulfuros de dureza media (mayor al 80% respecto al peso), el cual se llegaría al tamaño adecuado para la flotación (60% - malla 200 o menor a 74 micras) en la molienda primaria.

### 3.1.2 Concentrados a obtener

Dos concentrados : el cobre - plata, como principal y el de zinc, como secundario.

#### 3.1.2.1 Balance metalúrgico

Tabla 3.11  
*Balance Metalúrgico*

	Fracción	% Ley				% Distribución			
		Cu	Pb	Zn	WO <sub>3</sub>	Cu	Pb	Zn	WO <sub>3</sub>
Cabeza	100.00%	11.50%	3.85%	6.83%	0.80%	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%
Concentrado Cu-Pb	35.62%	30.65%	9.14%	6.92%	0.08%	94.93%	84.51%	36.07%	3.56%
Concentrado Cleaner Zn	7.16%	1.55%	2.40%	55.58%	0.01%	0.96%	4.46%	58.22%	0.09%
Relave Cleaner Zn	43.37%	1.06%	0.95%	0.87%	0.10%	3.99%	10.67%	5.50%	5.42%
Relave Final	13.86%	0.10%	0.10%	0.10%	5.25%	0.12%	0.36%	0.20%	90.93%

El balance metalúrgico se refiere a la distribución de los contenidos en concentrados y relaves. La tabla 3.11 refiere a los resultados obtenidos en la prueba de flotación N°3.

Los resultados arrojan un concentrado de cobre con 30% de ley y una recuperación cercana al 95%, un ratio de 1 a 3 respecto al mineral procesado y un concentrado de zinc con una ley de 55% de zinc, con una recuperación del 58% y un ratio de 7 sobre 100 respecto al mineral procesado. El relave contiene 5% de tungsteno con un factor de distribución del 90%.

### 3.1.2.2 Contaminantes en los concentrados

Tabla 3.12  
*Contaminantes en concentrados*

	% Ley	
	As	Sb
Concentrado de Cu-Pb-Ag	8.44%	9.08%
Concentrado de Zn	0.31%	0.07%

Los altos contenidos de Antimonio y arsénico dan lugar a penalidades que reducen el valor del producto final.

Los contenidos de arsénico y antimonio se muestran en la tabla 3.12 y no podrán ser reducidos por flotación debido a que son parte del propio mineral (tetraedrita) fuente principal del cobre en el mineral a procesar.

### 3.1.2.3 Balance de materia en flotación

Nota : Se considera para este Balance de Materia 30 toneladas por día de material.

Tabla 3.13  
*Balance de materia en flotación (Pulpa)*

	Pulpa								
	% Peso	Peso		Densidad (Kg/L)	Volumen (m <sup>3</sup> h)	% en Peso		Caudal	
		TMH	TCH			Sólidos	Agua	L/s	gpm
Alimentación	100.00%	4.17	4.58	1.24	3.36	30.00%	70.00%	0.93	14.81
Concentrado de Cu - Pb - Ag	35.62%	1.78	1.96	1.24	1.43	25.00%	75.00%	0.40	6.31
Concentrado de Zn	7.16%	0.45	0.49	1.17	0.38	20.00%	80.00%	0.11	1.69
Concentrado de Fe	43.36%	2.17	2.38	1.24	1.74	25.00%	75.00%	0.48	7.68
Concentrado de WO <sub>3</sub>	13.86%	0.87	0.95	1.21	0.72	20.00%	80.00%	0.20	3.16

Tabla 3.14  
*Balance de materia en flotación (Pulpa)*

	Sólidos				Agua	
	Peso		G.E. (g/ cc)	Volumen (m <sup>3</sup> h)	Peso (TMH)	Volumen (L/s)
	TMSH	TCSH				
Alimentación	1.25	1.38	2.80	0.45	2.92	0.81
Concentrado de Cu - Pb - Ag	0.45	0.49	4.60	0.10	1.34	0.37
Concentrado de Zn	0.09	0.10	3.60	0.02	0.36	0.10
Concentrado de Fe	0.54	0.60	4.60	0.12	1.63	0.45
Concentrado de WO <sub>3</sub>	0.17	0.19	7.00	0.02	0.69	0.19

### 3.1.3 Tiempo de retención en flotación

Permitirá definir la cantidad y capacidad de los equipos que se instalarán en la planta piloto.

#### 3.1.3.1 Flotación de concentrados

Determinando la cantidad de equipos, el volumen de contenido en ellos y el caudal de pulpa que contendrán, se determinará la retención dentro de la sección evaluada.

Tabla 3.15  
*Tiempo de retención en Sección de Flotación*

	Celdas				Volumen Total (m <sup>3</sup> )	Caudal (m <sup>3</sup> h)	Retención (minutos)
	Tipo	Unidades	Tipo	Unidades			
Sección de Flotación Cobre							
Sección Rougher	WS 4'x4'	1			1.28	3.36	22.85
Sección Scavenger	WS 4'x4'	1	SP 18	1	1.89	2.94	38.69
Sección Cleaner	No 15	1			0.31	0.95	19.25
Sección de Flotación Zinc							
Acondicionador	WS 4'x4'	1			1.28	2.56	30.04
Sección Rougher	WS 4'x4'	1			1.28	2.56	30.04
Sección Scavenger	SP 18	2			1.22	1.61	45.68
Sección Cleaner	No 15	1			0.31	0.49	37.38
Sección de Flotación Pirita							
Sección Rougher	SP 18	2			1.22	2.31	31.81

### 3.1.3.2 Escalamiento : laboratorio - planta piloto

El escalamiento consiste en realizar en una planta el proceso desarrollado a nivel laboratorio.

Tabla 3.16  
*Escalamiento Laboratorio - Planta Piloto*

	Minutos	
	Laboratorio	Planta según diseño
Sección de Flotación Cobre		
Sección Rougher	8.00	22.85
Sección Scavenger	8.00	38.69
Sección Cleaner	5.00	19.25
Sección de Flotación Zinc		
Acondicionador	28.00	30.04
Sección Rougher	8.00	30.04
Sección Scavenger	8.00	45.68
Sección Cleaner	8.00	37.38
Sección de Flotación Pirita		
Sección Rougher	10.00	31.81

### 3.1.4 Etapas de limpieza

Se implementaría una etapa de limpieza para cada circuito de flotación (cobre y zinc) como se describe en el capítulo 2.

- Circuito de cobre : se obtendrá un concentrado directamente del Rougher N°1 y del producto de la etapa Cleaner, la etapa Cleaner se alimentará con los productos del Rougher N°2 y del Scavenger.

- Circuito de zinc : se obtendrá un concentrado del producto de la etapa Cleaner, se implementará la etapa Cleaner con los productos del Rougher y Scavenger.

### **3.1.5 Dosificación de reactivos**

En el proceso de obtención del concentrado de cobre se utilizaron los depresores (sulfato de zinc, cianuro de sodio y bisulfito de sodio), colectores y espumantes, además de un modificador de pH (cal), para obtener el concentrado de zinc se utilizó un activador de zinc (sulfato de cobre), colector y espumantes, además de un modificador de pH.

De forma final, para obtener como parte experimental, se tendrá una flotación inversa con la finalidad de recuperar el tungsteno contenido en el mineral, por ello se prevé la flotación del fierro (pirita) utilizando colectores y espumantes.

Tabla 3.17  
*Dosificación de Reactivos*

Abreviatura	Nombre	% Dilución	Dosificación (Kg/T)
Flotación de Cu - Pb - Ag			
ZnSO <sub>4</sub>	Sulfato de Zinc	10.00%	2.00
NaCN	Cianuro de Sodio	1.00%	0.20
NaHSO <sub>3</sub>	Bisulfito de Sodio	10.00%	2.00
CaO	Cal	100.00%	2.00
Z11	Xantato Isopropilico de Sodio	1.00%	0.10
MIBC	Metil IsoButil Carbinol	100.00%	0.04
Flotación de Zn			
CuSO <sub>4</sub>	Sulfato de Cobre	10.00%	1.00
Z11	Xantato Isopropilico de Sodio	1.00%	0.10
A-P	Aceite de Pino	100.00%	0.10
CaO	Cal	100.00%	2.00
Flotación de Fe			
Z11	Xantato Isopropilico de Sodio	1.00%	0.10
MIBC	Metil IsoButil Carbinol	100.00%	0.10

### 3.2 Flow-sheet

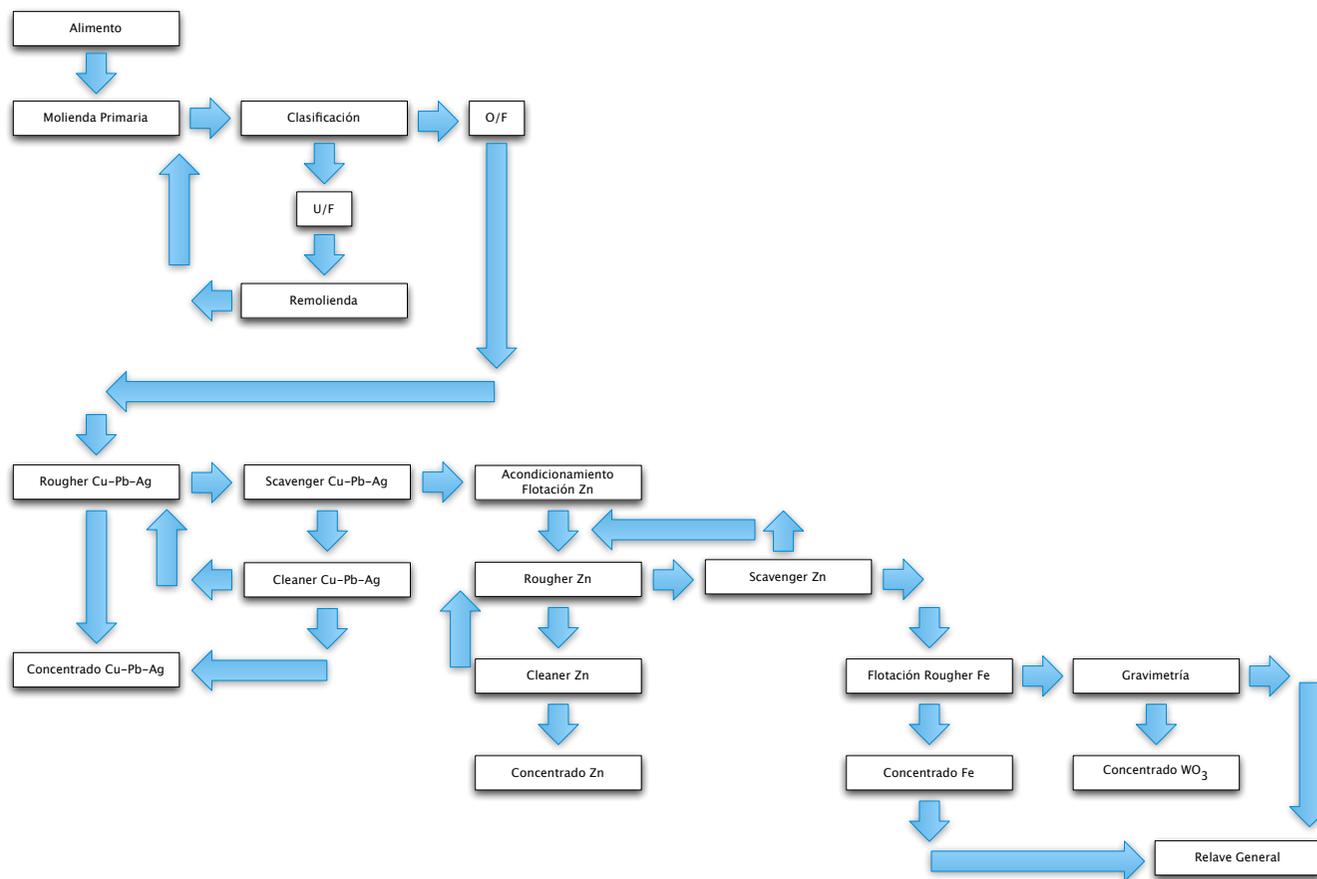


Figura 3.2  
Flow-sheet

El alimento ingresado a la planta concentradora piloto se almacenó en un patio adjunto a la planta concentradora, en forma manual, se trasladó la tolva de finos.

La primera etapa en la planta piloto es la molienda primaria, que reducirá el tamaño de las partículas. El control del tamaño de las partículas estará centrado en un clasificador hidrociclón, bajo el cual, las partículas finas serán trasladadas a las celdas de flotación y las partículas gruesas retornadas al circuito de molienda, para luego reingresar al clasificador, completando así un ciclo continuo cerrado.

La etapa de flotación se inicia con la primera etapa de recuperación de cobre como concentrado, primero en la sección *rougher*, el relave va a la sección *scavenger* y el concentrado hacia las cochas. El concentrado producto de la sección *scavenger* es ingresado a la sección *cleaner* y el relave es remitido al circuito de flotación de zinc. El concentrado de la sección *cleaner* es remitido hacia las cochas como concentrado de cobre y el relave es reingresado hacia la sección *rougher*.

El relave producto del circuito de flotación de cobre es acondicionado y posteriormente va hacia la sección *rougher*, donde el concentrado de este es llevado hacia el circuito *cleaner* y el relave es trasladado hacia la sección *scavenger*. En la sección *cleaner*, el concentrado es depositado en las cochas de concentrado de zinc y el relave reingresado a la sección *rougher*. En la sección *scavenger*, el concentrado

es derivado a la sección *rougher* y el relave se dirigido a la siguiente etapa de flotación.

La siguiente etapa es una sección *rougher* para la flotación de fierro, en la cual el concentrado de éste es derivado al relave general, y el relave de esta sección es transportado hasta la sección gravimétrica.

En la sección de gravimetría se obtendrá concentrado de tungsteno como producto y el relave será transportado al relave general. El concentrado de tungsteno será almacenado en sacos de polipropileno.

El relave general será transportado hacia una presa de relaves.

### 3.3 Planos preliminares de la ubicación de equipos

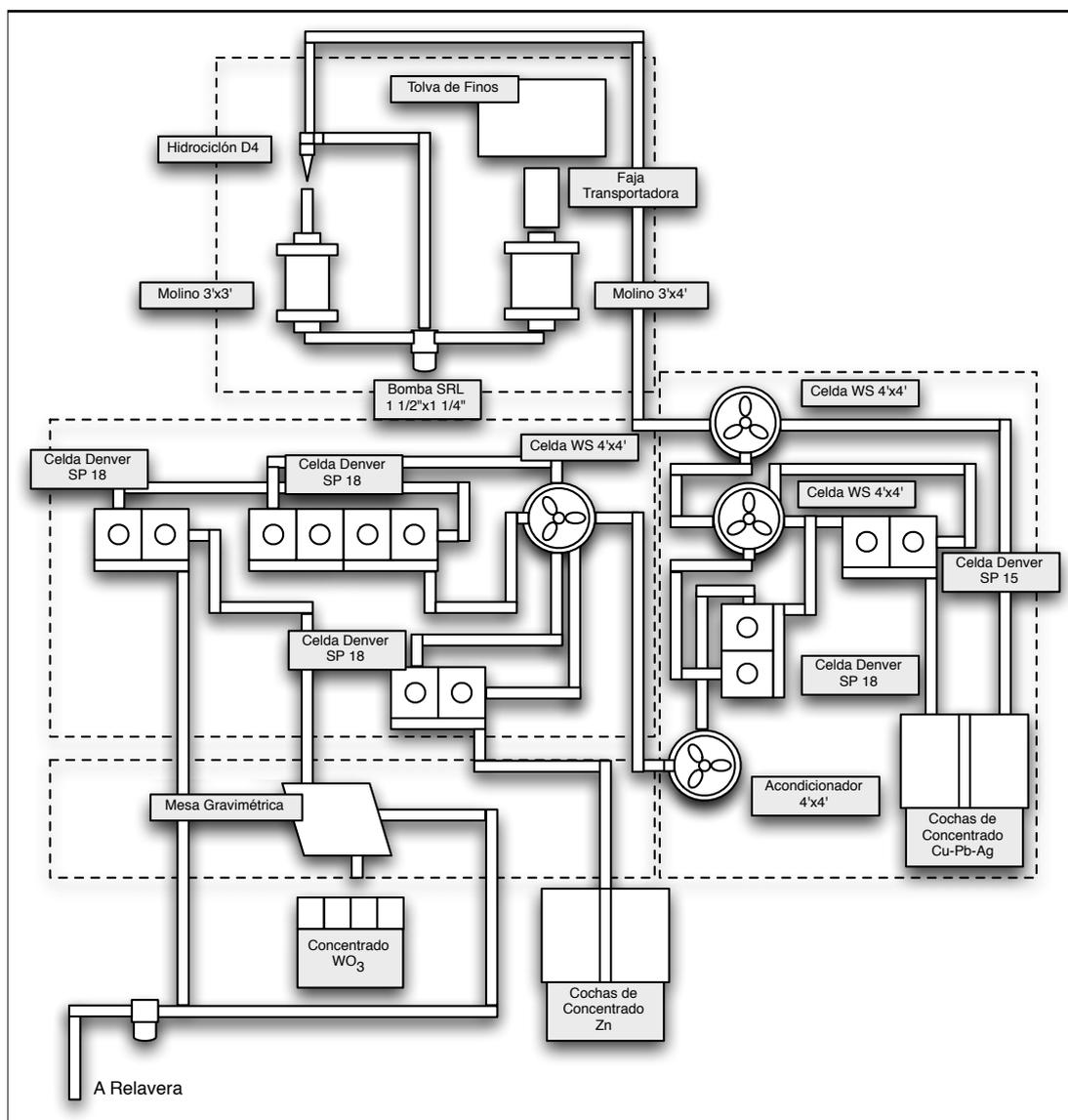


Figura 3.3  
Planos preliminares de ubicación de equipos

La distribución de equipos estará organizado de la forma siguiente :

- Circuito de Molienda

*Molienda Primaria:* Molino de Bolas 3'x4'

*Remolienda:* Molino de Bolas 3'x3'

*Clasificador:* Hidrociclón D4

*Bomba de Molienda:* SRL 1 1/2" x 1 1/4"

- Circuito de Flotación de Cobre

*Sección Rougher:* 2 unidades de celdas WS 4'x4'

*Sección Scavenger:* 1 unidad de celda WS 4'x4'; 1 banco de 2 celdas denver SP18

*Sección Cleaner:* 1 banco de 2 celdas denver SP15

- Acondicionamiento: 1 unidad tanque circular 4'x4'

- Circuito de Flotación de Zinc

*Sección Rougher:* 1 unidad de celda WS 4'x4'

*Sección Scavenger:* 1 banco de 4 celdas denver SP18

*Sección Cleaner:* 1 banco de 2 celdas denver SP15

- Circuito de Flotación de Fierro

*Sección Rougher:* 1 banco de 2 celdas denver SP18

- Circuito de Gravimetría: 1 mesa gravimétrica

### 3.4 Disposición de relaves

#### 3.4.1 Ubicación de relaves

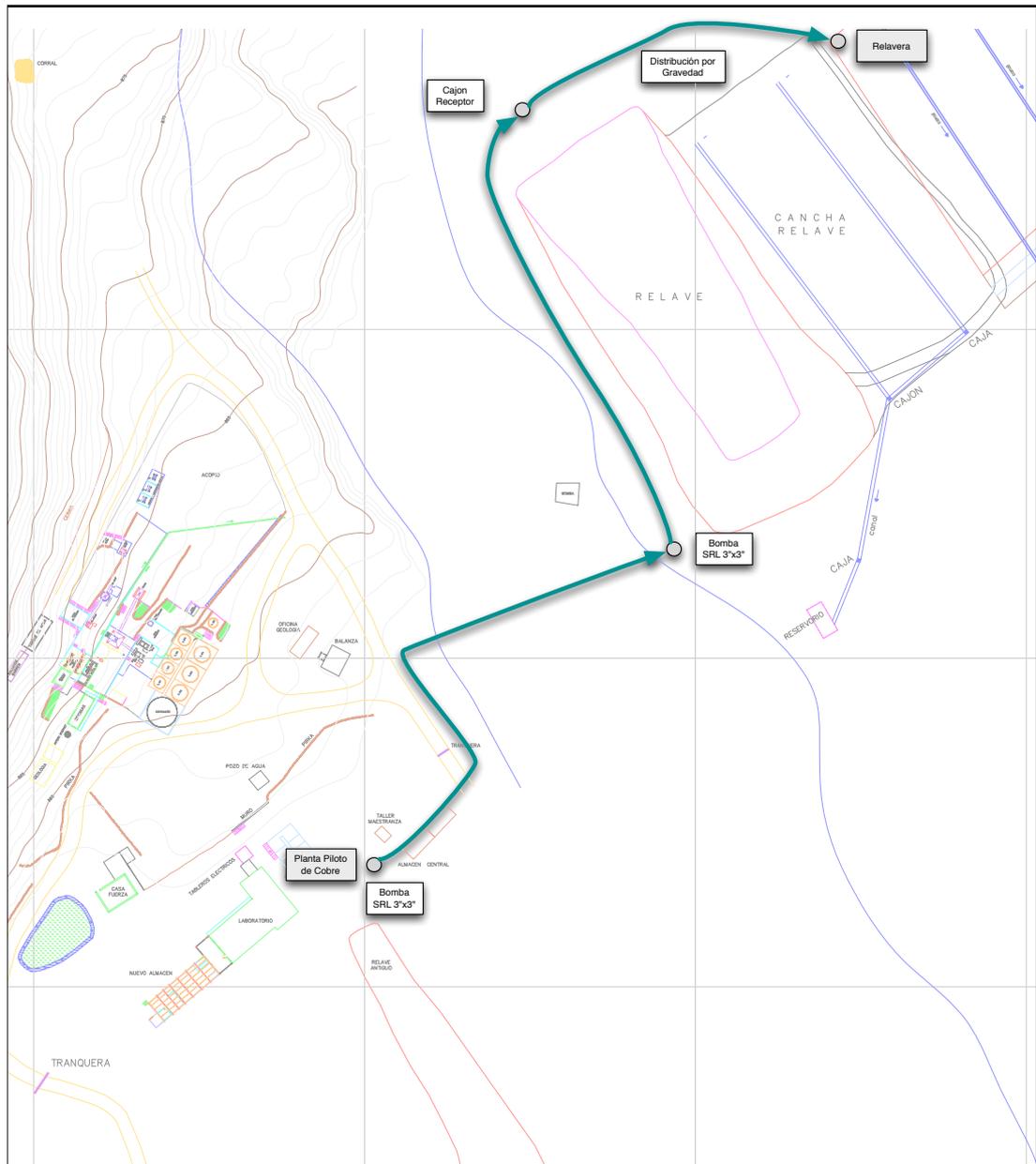


Figura 3.4  
*Ubicación de los relaves*

El relave producto de la operación de pilotaje fué enviado por medio de una bomba SRL 3'x3' hacia una cancha de relaves. Dicha relavera se encuentra a 300 metros lineales de distancia.

### 3.5.2 Características del relave

El relave producto de las operaciones de la planta piloto tendrá las características :

Tabla 3.18  
*Características del relave*

Sólidos	Peso	TMSH	0.67
		TCSH	0.74
	G.E. (g/cc)		2.71
	Volumen (m <sup>3</sup> h)		0.25
Agua	Peso (TMH)		1.74
	Volumen (L/s)		0.48
Pulpa	Peso	TMH	2.41
		TCH	2.66
	Densidad (Kg/L)		1.21
	Volumen (m <sup>3</sup> h)		1.99
	% en Peso	Sólidos	27.84%
		Agua	72.16%
	Caudal	L/s	0.55
gpm		8.76	

Dicho relave tendrá un 27% de sólidos con una densidad de 1.21 arrojando un caudal constante de 0.5 litros por segundo de pulpa.

## CAPÍTULO IV

### ANÁLISIS ECONÓMICO

#### 4.1 Valorización de los concentrados

##### 4.1.1 Concentrado de cobre

##### 4.1.1.1 Leyes reportadas por Laboratorio Química Germana

Tabla 4.1  
*Leyes reportadas por Laboratorio Química Germana*

	Ley
Cu (%)	30.65%
Pb (%)	9.14%
Zn (%)	6.92%
Ag (oz/Tc)	67.76
Au (oz/Tc)	0.01
As (%)	8.44%
Sb (%)	9.08%

#### **4.1.1.2 Condiciones de compra y penalidades**

##### **Metales Pagables**

*Cobre* : Está sujeto a una deducción mínima de 2 unidades por TMS, al precio de LME y un cargo por gastos de refinación de \$0.30/lb de cobre pagable.

*Plata* : Se pagará el contenido final de plata, sujeta a una deducción mínima de 50 g/tms, al precio de London Spot \$ Equivalent y una deducción por gastos de refinación de \$ 0.50 por onza troy pagable de plata.

*Oro* : Se pagará por 70% del contenido final de oro, al promedio de las cotizaciones London Gold Final, menos una deducción por Gastos de Refinación de \$ 15.00 por onza troy pagable.

##### **Cargo por Maquila**

\$285 por TMS entregada en El Callao

##### **Escalador de Maquila**

El comprador tendrá a su favor una participación del precio del cobre equivalente al 10% sobre el precio base de \$0.90/lb de cobre pagable.

##### **Penalidades**

*Arsénico (As)*: 0.20 unidades libres, el exceso se penalizará a \$ 3.00 por cada 0.10% y por tms

*Antimonio (Sb)*: 0.20 unidades libres, el exceso se penalizará a \$ 2.50 por cada 0.10% y por tms

*Plomo (Pb)*: 2.0% unidades libres, el exceso se penalizará a \$3.00 por cada 1.00% y por tms

*Zinc (Zn)*: 2.0% unidades libres, el exceso se penalizará a \$3.00 por cada 1.00% y por tms

*Mercurio (Hg)*: 40.00 ppm unidades libres, el exceso se penalizará a \$15.00 por cada 100 ppm

#### 4.1.1.3 Precios internacionales

Tabla 4.2  
*Precios internacionales a Junio del 2008*

LME Cu	US\$	7,611.00	\$/TM
LSE Ag	US\$	17.25	\$/ozt
LGF Au	US\$	907.79	\$/ozt

#### 4.1.1.4 Valorización de los contenidos metálicos

Tabla 4.3  
*Valor pagable del concentrado (Cobre - Plata - Oro)*

<b>Cobre</b>		<b>Plata</b>		<b>Oro</b>	
% Ley	30.65%	Ley (ozt/Tc)	61.67	Ley (ozt/Tc)	0.01
Deducción (%)	2.00%	Deducción (ozt/Tc)	1.36	Deducción (%)	30.00%
Libras	2204.00	Onzas Troy	67.83	Onzas Troy	0.01
% Recup	90.00%	% Recup	90.00%	% Recup	90.00%
Precio \$/lb (LME)	US\$ 3.45	Precio \$/ozt (LSE)	US\$ 17.25	Precio \$/ozt (LGF)	US\$907.79
Refinación (\$/lb)	US\$ 0.30	Refinación (\$/ozt)	US\$ 0.50	Refinación (\$/ozt)	US\$ 15.00
<b>Valor</b>	<b>US\$1,792.0</b>	<b>Valor</b>	<b>US\$999.95</b>	<b>Valor</b>	<b>US\$ 7.51</b>

#### 4.1.1.5 Deducciones y penalidades

Tabla 4.4  
*Deducciones - Penalidades*

<b>Deducciones</b>		<b>Penalidades</b>	
Maquila	US\$ 285.00	Arsénico	US\$ 247.20
Escalador	US\$ 161.23	Antimonio	US\$ 222.00
		Plomo	US\$ 21.42
		Zinc	US\$ 16.24

#### 4.1.1.6 Valor pagable

Tabla 4.5  
*Valor pagable*

Valor Concentrado (\$/TM)	US\$ 1,846.38
Fracción en Peso (Concentrado/Mineral)	35.62%
Valor del Mineral por TM (\$/TMS)	US\$ 657.68

El precio pagable por tonelada de concentrado de cobre es de \$1,846.38 dólares.

## 4.1.2 Valorización del concentrado de zinc

### 4.1.2.1 Leyes reportadas por Laboratorio Química Germana

Tabla 4.6  
*Leyes reportadas por Laboratorio Química Germana*

	Ley (%)
Cu	1.55%
Pb	2.40%
Zn	55.58%
As	0.00
Sb	0.07%

### 4.1.2.2 Condiciones de compra y penalidades

#### Metales Pagables

*Zinc:* Se pagará por el 85% del contenido total de Zinc, menos una deducción por gastos de refinación de \$0.30/lb de zinc pagable.

#### Cargo por Maquila

\$285 por TMS entregada en Callao

#### Escalador de Maquila

El comprador tendrá a su favor una participación del precio del zinc equivalente al 10% sobre el precio base de \$0.90/lb de zinc pagable.

### **Penalizaciones**

*Arsénico (As)*: 0.20 unidades libres, el exceso se penalizará a \$ 3.00 por cada 0.10% y por tms

*Antimonio (Sb)*: 0.20 unidades libres, el exceso se penalizará a \$ 2.50 por cada 0.10% y por tms

*Plomo (Pb)*: 2.0% unidades libres, el exceso se penalizará a \$3.00 por cada 1.00% y por tms

*Cobre (Cu)*: 2.0% unidades libres, el exceso se penalizará a \$3.00 por cada 1.00% y por tms

*Mercurio (Hg)*: 40.00 ppm unidades libres, el exceso se penalizará a \$15.00 por cada 100 ppm

### **4.1.2.3 Precios internacionales**

Tabla 4.7

*Precio internacional a Junio del 2008*

LME Zn	US\$	1.09	\$/lb
--------	------	------	-------

#### 4.1.2.4 Valorización del contenido metálico

Tabla 4.8  
*Valorización del contenido metálico*

% Ley	55.58%
Deducción (%)	15.00%
Libras	2204.00
% Recup	90.00%
Precio \$/lb (LME) US\$	1.09
Refinación (\$/lb) US\$	0.30
<b>Valor Total</b>	<b>US\$ 740.32</b>

#### 4.1.2.5 Maquila y penalidades

Tabla 4.9  
*Deducciones - Penalidades*

Deducciones			Penalidades		
Maquila	US\$	285.00	Arsénico	US\$	3.30
Escalador	US\$	16.99	Plomo	US\$	1.20
			Cobre	US\$	0.00

#### 4.1.2.6 Valor pagable

Tabla 4.10  
*Valor pagable*

Valor Concentrado (\$/TM) US\$	433.83
Fracción en Peso (Concentrado/Mineral)	7.16%
Valor del Mineral por TM (\$/TMS) US\$	31.06

## 4.2 Inversiones

### 4.2.1 Distribución de equipos

Para el inicio de las operaciones se requiere una lista de equipos los cuales se detallan a continuación :

Tabla 4.11  
*Lista de equipos requeridos en planta piloto*

Circuito	Descripción	Estado
Circuito de Cobre	Celda Serrana 4' x 4' N°1	En construcción
	Celda Serrana 4' x 4' N°2	En construcción
	Celda SP18 N°1	Mantenimiento
	Celda SP15 N°1	No existe
	Acondicionador 4' x 4'	No existe
Circuito de Zinc	Celda Serrana 4' x 4' N°3	No existe
	Celda SP18 N°2	Mantenimiento
	Celda SP15 N°2	Mantenimiento
Circuito de Pirita	Celda SP18 N°2	No existe
Circuito de Tungsteno	Mesa Gravimétrica	No existe

Los equipos que no se encuentran en disponibilidad se construyeron en el mismo lugar de operación de la planta piloto.

### 4.2.2 Costos de instalación e implementación de equipos

Para los equipos faltantes se incurrió en los gastos de adquisición, fabricación y montaje todo dentro de la planta piloto.

Tabla 4.12  
*Costos de instalación e implementación de equipos*

Equipos	Descripción	Costo
Mesa Gravimétrica	Reconstrucción total de mesa gravimétrica	US\$8,800.00
Celda WS 4x4	Dos celdas por concluir y dos celdas por construir	US\$7,200.00
Celdas Denver N° 15 y Celdas Denver SP18	Mantenimiento	US\$ 800.00
Celdas Denver N° 15 y Celdas Denver SP18	Reconstrucción de celdas	US\$5,450.00
Instalación de bomba de relaves	Instalación de drenaje	US\$3,800.00
Bombas dosificadores de reactivos	Adquisición	US\$8,300.00
Instalaciones eléctricas	Ampliación e instalación	US\$9,000.00
Instalación de conductos y tuberías	Ampliación e instalación	US\$2,200.00
Obras civiles	Ampliación de lozas y construcción de cochas	US\$2,900.00
	Total	US\$48,450.00

### 4.3 Costo operativo

#### 4.3.1 Condiciones operativas

El mineral tratado será de 30 toneladas métricas diarias.

#### 4.3.2 Costos variables por tonelada tratada

Se detallan en insumos vitales y fletes por transportes.

### 4.3.2.1 Insumos básicos

Se detallan en los elementos necesarios dentro de la operación continua de la planta piloto. En ella se ubican los reactivos utilizados en el proceso de flotación y el consumo de acero por parte de los molinos dentro del proceso de conminución.

Tabla 4.13  
*Insumos básicos*

	Consumo g/T	Costo por gramo	Costo Ton Tratada
Billas de Acero	1600	US\$ 0.00090	US\$ 1.44
Xantato Isopropilico de Potasio	300	US\$ 0.00380	US\$ 1.14
Aceite de Pino	50	US\$ 0.00370	US\$ 0.19
Dowfroth 250	50	US\$ 0.00400	US\$ 0.20
Cal	5000	US\$ 0.00004	US\$ 0.18
Cianuro de Sodio	200	US\$ 0.00381	US\$ 0.76
Sulfato de Cobre	1000	US\$ 0.00345	US\$ 3.45
Sulfato de Zinc	2000	US\$ 0.00131	US\$ 2.62
Bisulfito de Sodio	2000	US\$ 0.00345	US\$ 6.90
Total por Tonelada Tratada			US\$ 16.87

### 4.3.2.2 Flete

El costo por transportes desde la unidad de producción de Pasto Bueno hasta la ubicación de la planta piloto (Ayacucho) asciende a \$108.72 dólares por tonelada. Dicho transporte se hace en tres etapas : El primer transporte desde la unidad de Pasto Bueno hasta la ciudad de Chimbote mediante volquetes de 8 toneladas, el segundo transporte desde la ciudad de Chimbote hasta la ciudad de Acari mediante

trailers de 30 toneladas, y el tercer transporte desde la ciudad de Acari hasta la ubicación de la planta piloto (ayacucho) con volquetes de 20 toneladas.

### 4.3.3 Costos fijos por mes operado

Los costos fijos de operación son : planillas, ensayes, energía y mantenimiento.

#### 4.3.3.1 Planillas

Tabla 4.14  
*Planillas de Personal*

	Cantidad	Costo por Día	Total Diario	Total Mensual
Supervisor de Planta	1	50.00	50.00	1,500.00
Asistente de Supervisor de Planta	1	40.00	40.00	1,200.00
Operadores (Molienda y Flotación)	4	35.00	140.00	4,200.00
Mecánico	1	40.00	40.00	1,200.00
Chofer	2	30.00	60.00	1,800.00
Total en Soles				9,900.00

#### 4.3.3.2 Ensayes

Tabla 4.15  
*Ensayes de Laboratorio*

	Cantidad	Guardias	Costo por Ensaye	Costo Total
Ensaye por Cobre	3	2	US\$ 2.00	US\$ 12.00
Ensaye por Zinc	3	2	US\$ 2.00	US\$ 12.00
Ensaye por Plata	3	2	US\$ 2.00	US\$ 12.00
Total por Día Operado				US\$ 36.00
Total por Mes Operado				US\$ 1,080.00

### 4.3.3.3 Generación eléctrica

Tabla 4.16

*Costo con uso de energía eléctrica de grupo electrógeno*

Consumo Energético por Hora (KWH)		80.00
Consumo de Petróleo (Gph)		4.00
Costo de Galon de Petróleo	US\$	3.50
Costo por Día Operado	US\$	336.00
Costo por Mes Operado	US\$	10,080.00

### 4.3.3.4 Mantenimiento

Para el mantenimiento mensual de los equipos de manera preventiva se estima un gasto de \$2,000 dólares

### 4.3.4 Resumen de costos

Tabla 4.17

*Resumen de costos*

Costo Variable (\$/TM)	US\$	125.60
Costo Fijo (\$/mes)	US\$	16,633.68

## 4.4 Inversiones de apoyo

### 4.4.1 Lista de inversiones

Para iniciar la operación se requieren que se detallan a continuación las cuales permitirán un trabajo continuo dentro de la planta piloto.

Tabla 4.18  
*Lista de inversiones*

Módulos de Oficina y Campamento	US\$	2,000.00
Equipamento de Oficina	US\$	1,500.00
Equipamento de Campamento	US\$	1,500.00
Reparación del Grupo Perking	US\$	8,000.00
Mantenimiento de Bomba para Relave SRL 3x3	US\$	1,000.00
Construcción de Puente para Relave	US\$	2,000.00
Obras Civiles	US\$	8,000.00
Total	US\$	24,000.00

## CONCLUSIONES

Los análisis de los relaves, generados en la etapa de refinación de los pre-concentrados en la planta de separación magnética de Consuzo, presentan leyes de a 12% Cu, 3.80% Pb, 7,36% Zn y 28.18 oz/Tc de Ag como relave antiguo del cual se tienen 500 toneladas; y del relave actual se tienen leyes de 9.28% Cu, 5.60% Pb, 8.42% Zn y 22.32 oz/Tc Ag en un volumen de 1,440 toneladas, las cuales se incrementan conforme siga en marcha la producción en la Unidad de Pasto Bueno.

Los análisis mineralográficos indican la presencia de tetraedrita en 48.18% (como mena de cobre y plata), pirita 26.89%, esfalerita en 7.49% (como mena de zinc), galena 6.02% (como mena de plomo), hubnerita y sheelita 3.93% (como menas de tungsteno) y gangas el restante (cuarzo y micas).

En las pruebas de flotación se logró una recuperación de 94.93% para el cobre contenido en concentrados con leyes de 30.65%. En el zinc se obtuvo una recuperación de 58.22% contenidos en concentrados con leyes de 55.58%. Los ratios de peso del concentrado de cobre a mineral procesado es de 3.5 a 10 y respecto al zinc es de 0.7 a 10.

El concentrado de cobre se valorizó en \$1,846 por tonelada. El valor del concentrado de zinc fue de \$433 por tonelada.

Los costos variables por el tratamiento del mineral dentro de la planta piloto es de \$125 por tonelada tratada y el costo fijo es de \$16,633 mensuales. Durante el proceso de 20 toneladas diarias, el costo mensual del tratamiento es de \$19,145.

La utilidad por el tratamiento de 2,200 toneladas de mineral y venta de los concentrados de cobre y de zinc en un plazo de 7 meses es de \$1'132,361 sin contar con los gastos de inversión que asciende a \$48,400.

## BIBLIOGRAFÍA

**LEVENSPIEL, O.;** 1986; *El omnilibro de los reactores químicos*; Editorial Reverté.

**KELLY, E.G.;** 1996; *Introducción del Procesamiento de Minerales*; Editorial  
Limusa.

**QUIROZ, I.;** 1985; *Ingeniería Metalúrgica*; Lima.

**LYNCH, A.;** 1980; *Circuitos de Trituración y Molienda de Minerales*; Editorial  
Rocas y Minerales.

**MULAR, A. y BHAPPU, R.;** 1982; *Diseño de Plantas de Proceso de Minerales*;  
Editorial Rocas y Minerales.