

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA**  
**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA**  
**METALÚRGICA**



**TESIS**

**Evaluación metalúrgica en el circuito de flotación  
para la recuperación de cobre, plomo y zinc en la  
planta concentradora Iscaycruz – Oyon, Lima - 2019**

**Para optar el título profesional de:  
Ingeniero Metalurgista**

**Autor : Bach. Liliana MEZA CHACPA**

**Asesor : Mg. Manuel Antonio HUAMÁN DE LA CRUZ**

**Cerro de Pasco – Perú – 2019**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA**  
**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA**  
**METALÚRGICA**



**TESIS**

**Evaluación metalúrgica en el circuito de flotación para la  
recuperación de cobre, plomo y zinc en la planta  
concentradora Iscaycruz – Oyon, Lima – 2019**

**Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:**

**Mg. Eusebio ROQUE HUAMÁN**  
**Presidente**

**Mg. Cayo PALACIOS ESPÍRITU**  
**Miembro**

**Mg. Ramiro SIUCE BONIFACIO**  
**Miembro**

## **DEDICATORIA**

A mis padres que gracias a su  
sabiduría influyeron en mi madurez  
para lograr todas mis metas en la vida.

Esta tesis es para mis padres en  
agradecimiento por todo su amor y  
confianza.

## **RECONOCIMIENTO**

Mediante el presente expreso mis sinceros agradecimientos a:

- A Dios por darme salud y bienestar,
- A mis padres por darme lo mejor de mi vida que es la educación y profesión,
- A los docentes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería Metalúrgica por la orientación y apoyo recibido durante el desarrollo académico de mi persona. En especial al asesor de la presente investigación quien me brindo toda su confianza y sugerencias para que esto se haga realidad.
- Al personal Staff y a los trabajadores de la Planta Concentradora Iscaycruz, por darme la oportunidad de realizar la presente investigación.

## RESUMEN

La producción obtenida en el año 2018, cayó significativamente respecto del año 2017, debido principalmente a la operación de dos meses de la Unidad Iscaycruz, dado su cierre temporal ocurrido a fines de febrero. Por su parte, la Unidad Minera Yauliyacu (que se mantuvo operativa durante todo el año), cumplió satisfactoriamente con sus programas y metas de producción. Con esta capacidad productiva, en conjunto se alcanzó una producción de 89 975 TMS de concentrado de zinc, representando una disminución de 287 257 TMS con respecto al 2017; 1 498 TMS de concentrado de plomo, una disminución de 20 332 con respecto al año anterior. Por otro lado, se logró una producción de 23 672 TMS de concentrado de bulk, un aumento de 720 TMS con respecto a 2017. En la gestión de costos se estableció un estricto control de los costos de producción y promoción del incremento de la eficiencia operacional en la Unidad Yauliyacu, considerando los costos adicionales del personal transferido de la Unidad Minera Iscaycruz, cerrando el año con un “cash cost” promedio anual de USD 30,03 un ligero incremento menor al 1%, respecto al año 2017, lo cual demostró la disciplina y el éxito de la gestión de costos en circunstancias desfavorables.

En la Unidad Minera Iscaycruz, luego del cierre temporal de operaciones productivas, se realizaron trabajos de verificación del sostenimiento de las labores de la mina, operación del sistema de bombeo de interior mina,

arranque periódico de los equipos de Mina y Planta, control y monitoreo de los efluentes, manejo de los residuos sólidos y vigilancia de las instalaciones industriales. Un grupo de trabajadores compuesto principalmente por Profesionales se dedicó a realizar el diseño de la nueva organización para la reapertura de la mina. En el campo de la exploración, se realizaron campañas de perforación diamantina en búsqueda de nuevas reservas en todas las minas subterráneas y en superficie. En el período de marzo a diciembre se realizaron en total 9 085 metros de perforación con resultados favorables.

En este escenario los ingresos por ventas de la empresa se redujeron significativamente con relación al año 2017, principalmente por los menores volúmenes de concentrados de minerales vendidos. A pesar de la menor cantidad vendida de concentrados de Zinc y Plomo, los ingresos no se redujeron en la misma proporción dado que se vieron compensados esencialmente por el incremento de los precios de los metales a partir del segundo semestre. Los ingresos obtenidos en el año 2018 por la venta de concentrados fueron de USD 43,9 millones por la venta de zinc, USD 50,5 millones por la venta de bulk y USD 3,0, los cuales en conjunto determinaron un margen bruto de USD 31,5 millones, equivalente al 32% sobre las ventas (en el año 2008 se obtuvo un margen bruto de 25%).

Palabras clave: Tratamiento, recuperación

## ABSTRACT

The production obtained in 2018 fell significantly with respect to 2017, mainly due to the two-month operation of the Iscaycruz United, given its temporary closure at the end of February. For its part, the Yauliyacu Mining United (which remained operational throughout the year), satisfactorily fulfilled its production programs and goals. With this productive capacity, a total of 89,975 TMS of zinc concentrate was achieved, representing a decrease of 287,257 TMS with respect to 2017; 1,498 TMS of lead concentrate, a decrease of 20,332 from the previous year. On the other hand, a production of 23,672 TMS of bulk concentrate was achieved, an increase of 720 TMS with respect to 2017. In cost management, a strict control of production costs and promotion of the increase in operation efficiency was established in the Yauliyacu United, considering the additional costs of the personnel transferred from the Iscaycruz Mining United, closing the year with an annual average cash cost of USD 30.03, a slight increase of less than 1% compared to the year 2017, which demonstrated the discipline and success of cost management in unfavorable circumstances.

In the Iscaycruz Mining Unit. After the temporary closure of productive operations, work was carried out to verify the maintenance of the mine's work, operation of the indoor pumping system, periodic start-up of the Mine and Plant equipment, control and monitoring of effluents, solid waste

management and monitoring of industrial facilities. A group of workers composed mainly of Professionals was dedicated to designing the new organization for the reopening of the mine. In the field of exploration, diamond drilling campaigns were conducted in search of new reserves in all underground and Surface mines. In the period from March to December, a total of 9 085 meters of drilling were carried out with favorable results.

In this scenario, the sales revenue of the company decreased significantly in relation to 2017, mainly due to the lower volumes of mineral concentrates sold. Despite the lower sales of zinc and lead concentrates, revenues were not reduced in the same proportion as they were essentially offset by the increase in metal prices from the second half of the year. The income obtained in the year 2018 from the sale of concentrates was USD 43.9 million for the sale of zinc, USD 50.5 million for the sale of bulk and USD 3.0 which together determined a gross margin of USD 31.5 million, equivalent to 32% on sales (in 2018 a gross margin of 25% was obtained).

Key words: Treatment, recovery



## INTRODUCCIÓN

Las operaciones de Unidad Minera Iscaycruz se realizan en dos áreas definidas: un área donde se ubican la mina y la planta concentradora en el distrito de Pachangara (área de 1 058,50 ha), y otra donde se encuentra la planta de filtrado (área de 1,2 ha). Estas dos áreas se interconectan mediante una tubería de conducción de concentrados de zinc, denominada mineroducto, de 24,8 km de largo, donde se transportan los concentrados de zinc hacia la planta de filtrado en Lagsaura.

En la Planta Concentradora de Iscaycruz se tiene problemas de recuperación de cobre, plomo y zinc debido a la variabilidad de los minerales lo cual hace que la cinética metalúrgica sea muy variable. La investigación realizada tiene como finalidad mejorar la recuperación de los principales minerales.

Para expresar la intención de la investigación manifiesto lo siguiente:

CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA, donde se ha considerado la descripción del problema, formulación del problema, los objetivos de la tesis, las hipótesis, las variables y la justificación e importancia de la tesis.

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO, donde se ha considerado los antecedentes de la investigación, ubicación de la planta concentradora,

accesibilidad, descripción de la planta concentradora, flotación de minerales, ventajas de la flotación, etapas de la flotación, mecanismos de la flotación, variables de la flotación.

CAPÍTULO III: METODOLOGÍA Y RECOLECCIÓN DE DATOS, se da a conocer la metodología que se aplica para la realización de la investigación y poder demostrar la investigación, así mismo captar la información necesaria para realizar las pruebas de flotación.

CAPÍTULO IV: ANÁLISIS DE RESULTADOS, en este capítulo se ha considerado las pruebas metalúrgicas de flotación iniciando con el análisis granulométrico y pruebas de flotación en la limpieza del concentrado para incrementar la recuperación de cobre, plomo y zinc.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES, se han desarrollado principalmente las conclusiones del estudio de investigación y dar sugerencias para continuar con la investigación.

## ÍNDICE

<b>DEDICATORIA</b>	iii
<b>RECONOCIMIENTO</b>	iv
<b>RESUMEN</b>	v
<b>ABSTRACT</b>	vii
<b>INTRODUCCIÓN</b>	ix
<b>ÍNDICE</b>	xi

### **CAPÍTULO I**

#### **PROBLEMA DE INVESTIGACION**

1.1. IDENTIFICACION Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA	1
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	3
1.2.1. Problema Principal	5
1.2.2. Problemas específicos	5
1.3. FORMULACION DE OBJETIVOS	
1.3.1. Objetivo general	5
1.3.2. Objetivos específicos	5
1.4. IMPORTANCIA, LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	
1.4.1. Importancia	6
1.4.2. Limitaciones	6
1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACION	7

### **CAPÍTULO II**

#### **MARCO TEÓRICO**

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO	8
2.2. MARCO CONTEXTUAL	8
2.2.1. Ubicación de la Planta Concentradora Iscaycruz	13
2.3. BASES TEÓRICAS-CIENTIFICAS	15
2.3.1. Descripción de la Planta Concentradora	15
2.3.1.1. Chancado primario	16
2.3.1.2. Chancado secundario	17
2.3.1.3. Molienda	18
2.3.1.4. Flotación de elementos naturalmente flotables	19
2.3.1.5. Flotación de Plomo y Cobre	20
2.3.1.6. Flotación de zinc	22
2.3.1.7. Espesamiento	25
2.3.1.8. Filtrado	26
2.3.1.9. Disposición de relaves	27
2.4. FLOTACIÓN DE MINERALES	27
2.4.1. Ventajas de la flotación	28
2.4.2. Etapas de la flotación	28
2.4.3. Mecanismo de la flotación	30
2.4.4. Variables más importantes de la flotación	32
2.5. CIRCUITOS Y CONYTROL DEL PROCESO DE FLOTACIÓN	41
2.6. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	46
2.7. FORMULACION DE HIPÓTESIS	47
2.7.1. Hipótesis General	47
2.7.2. Hipótesis específicas	48

2.8. VARIABLES	48
2.8.1. Variable Dependiente	48
2.8.2. Variable Independiente	48
2.8.3. Variables Intervinientes	48

### **CAPÍTULO III**

#### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACION**

3.1. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN	49
3.2. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	49
3.3. TIPO DE INVESTIGACIÓN	50
3.4. POBLACIÓN	50
3.5. MUESTRA	50
3.6. LABORATORIO QUÍMICO	51
3.6.1. Procesos	52
3.6.2. Muestreo de Planta Concentradora	52
3.6.3. Muestreo de despachos	55
3.6.4. Preparación de muestras en planta concentradora	56
3.6.5. Preparación de muestras despacho de concentrados	57
3.7. ANÁLISIS QUÍMICO MÉTODO VOLUMÉTRICO	58
3.7.1. Determinación de Zinc en concentrado de Zinc por Método volumétrico	58
3.7.2. Determinación de Plomo en concentrado de Plomo por Método volumétrico	63
3.7.3. Determinación de Cobre en concentrado de Cobre	

por Método volumétrico	67
3.8. ANÁLISIS QUÍMICO – MÉTODO ANÁLISIS INSTRUMENTAL	69
3.8.1. Determinación de metales de Pb, Zn, Cu y Ag por el Método de absorción atómica en muestras de minerales	69
3.9. BALANCE DE MATERIA DEL MOLINO EN EL CIRCUITO “A”	73
3.10. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO Y BALANCE DE MATERIA DEL CIRCUITO “A” DE MOLIENDA	78
3.11. CÁLCULO DE D50 Y EFICIENCIA DE CLASIFICACIÓN POR LA ECUACIÓN DE ROSIN RAMMLER	84

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSION**

4.1. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO	88
4.2. ANÁLISIS DE RESULTADO DE LA OPERACIÓN	96
4.3. EVALUACIÓN METALÚRGICA	96

### **CONCLUSIONES**

### **RECOMENDACIONES**

### **BIBLIOGRAFÍA**

## **CAPÍTULO I**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACION**

#### **1.1. IDENTIFICACION Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA**

La planta concentradora de Iscaycruz desde que reinició sus operaciones el año 2010, se ha visto en la necesidad de impulsar nuevos tratamientos como el de mineral Zinc-Cobre, debido a que sus reservas de mineral Zinc-Plomo, fueron relativamente disminuyendo tal es el caso que en el año 2011 el tratamiento de mineral Zinc – Plomo fue de 85,93% del total de mineral tratado, para el año 2012, fue decayendo aún más, representó el 30,42% del total, ésta decadencia fue aún mayor en el 2013 representó solo el 13,37%, hasta puesta en marcha del presente proyecto que fue a partir del mes de mayo de 2013.

Éste inminente disminución de recursos de mineral Zinc-Plomo, trajo consigo el incremento de tratamientos de otros minerales como son, Zinc-Cobre Primario y Zinc-Cobre Secundario. De esta manera los cambios de tratamiento o cambios de campaña se acortaron aún más llegando a durar hasta un día.

La continua fluctuación o variación de leyes de cabeza de mineral y contaminantes con minerales remanentes en tolva de finos trajo consigo pérdida en valores, de concentrado y recuperación.

Esto ha promovido realizar investigación en diferentes niveles de la organización. Planta concentradora se centra en realizar investigaciones a nivel laboratorio y planta para la implementación de flotación Bulk-Separación, como alternativa para optimizar el grado y recuperación de valores de Plomo, Cobre y Zinc.

Al mismo tiempo permitirá reducir dos tipos diferentes de tratamiento de mineral; Zinc-Plomo y Zinc-Cobre primario, incrementando la duración de la campaña de separación facilitará un mejor manejo y control de las condiciones de operación en planta concentradora.



## 1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

La minera Glencore en el año de 2013, anunció la suspensión de la operación de su unidad Iscaycruz. La principal razón de su decisión “es preservar el valor de las reservas de Glencore en suelo en un momento de bajos precios del zinc y del plomo, lo cual no valora correctamente la naturaleza escasa de nuestros recursos”.

El precio del zinc ha caído 18% en lo que va del año y 31% desde inicios del 2014. En marzo, Glencore señaló que un cambio de 10% en el precio del zinc afectaría su ebit (*earnings before interest and taxes*) del 2015 en US\$ 280 millones.

Glencore dio a entender que despedirá al personal que antes trabajaba en la operación. “Estos cambios, aunque serán temporales, desafortunadamente afectarán a los empleados en nuestras operaciones”, indicó la empresa en un comunicado.

La planta concentradora de Iscaycruz se trata mineral polimetálica ubicada en la provincia de Oyón, en Lima, que produce concentrados de “Zinc, Plomo y en menor escala Cobre”, según la empresa. La operación consiste en cuatro minas en producción: Limpe, Chupa, Tinyag 1 y Tinyag 2. En el 2014, produjo 85 037 toneladas métricas finas de zinc, el 6% de la producción nacional de zinc (1,3 millones de

toneladas), según el Ministerio de Energía y Minas. La unidad minera de Iscaycruz pertenece a la empresa Minera Los Quenuales, una subsidiaria de Glencore creada en el 2003 y que maneja las operaciones Iscaycruz y Yauliyacu.

Glencore también suspenderá las operaciones de la unidad Lady Loretta en Australia. Asimismo, las operaciones en George Fisher y McArthur River, también en Australia, y algunas mineras en Kazajstán reducirán sus niveles de producción. La empresa minera ya había suspendido sus operaciones en la planta concentradora de Iscaycruz en marzo del 2009, ante la fuerte caída del precio del Zinc. Reanudó la operación en mayo del 2010, luego de que el precio se recuperara en el mercado internacional.

En el primer semestre de este año 2018, la producción propia de Zinc de Glencore se elevó un 12%, 730 300 toneladas. Esto debido principalmente a la aceleración de sus proyectos de expansión en Australia (Mount Isa subió 25% y McArthur River un 42%). Las perspectivas a mediano plazo son favorables, pues se proyecta que el mercado del Zinc entre en déficit por la caída de la oferta. En los próximos cinco años, el mercado requerirá entre 3 a 3,5 toneladas métricas adicionales de zinc para alcanzar el equilibrio, proyecta la empresa.

### **1.2.1. PROBLEMA GENERAL**

¿Cómo hacer la evaluación metalúrgica en el circuito de flotación para la recuperación de Cobre, Plomo y Zinc en la Planta Concentradora Iscaycruz?

### **1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS**

1. ¿Cómo realizar la evaluación metalúrgica en el circuito de flotación para la recuperación de Cobre, Plomo y Zinc?
2. ¿Qué realizar el control de parámetros en el circuito de flotación para la recuperación de Cobre, Plomo y Zinc?

## **1.3. FORMULACION DE OBJETIVOS**

### **1.3.1. OBJETIVO GENERAL**

Evaluar metalúrgicamente el circuito de flotación para recuperar Cobre, Plomo y Zinc en la Planta Concentradora Iscaycruz.

### **1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS**

1. Evaluar metalúrgicamente el circuito de flotación para recuperar Cobre, Plomo y Zinc.

2. Controlar los parámetros en el circuito de flotación para recuperar Cobre, Plomo y Zinc.

## **1.4. IMPORTANCIA Y LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN**

### **1.4.1. IMPORTANCIA**

El presente trabajo de investigación tiene como importancia la evaluación del circuito de flotación para poder determinar cuál de las variables o parámetros es de mayor control que nos permitirá ampliar los periodos cortos de tratamiento de los diferentes minerales, facilitando la recuperación de Cobre, Plomo y Zinc. La investigación tiene lugar en la Planta Concentradora Iscaycruz.

### **1.4.2. LIMITACIONES**

En el desarrollo de la investigación hemos tenido como limitaciones la falta de algunos equipos de laboratorio como es Microscopio, falta de reactivos en el laboratorio químico – metalúrgico, pero gracias al pedido enérgico de jefe de laboratorio nos proporcionaron haciendo con ello factible la presente investigación, y otros equipos faltantes no fueron impedimento para el desarrollo de la investigación.

## 1.5. JUSTIFICACIÓN

En la Planta Concentradora Iscaycruz después de muchos problemas que ha atravesado en el tiempo pasado todos los trabajadores están cada vez más interesados en alcanzar y demostrar un desempeño eficiente en sus operaciones y poder así mejorar la calidad de sus productos.

Las continuas variaciones de resultados con respecto a grados y recuperaciones de Plomo, Cobre y Zinc, originados por los constantes cambios de tratamientos de mineral o cambios de campañas de tratamiento, sumándose a ello la falta recursos de mineral Plomo-Zinc, fuente principal de recursos para producción de concentrado de Zinc. Dan lugar a la realización de investigaciones metalúrgicas en el circuito de flotación, agrupando en un primer momento minerales Zinc-Plomo y Zinc-Cobre primario, para posteriormente realizar un solo tratamiento con minerales de Zinc - Cobre secundario, Zinc - Cobre primario y Zinc - Plomo. En la presente investigación también definiremos el método de separación (Separación de concentrados de Plomo y Cobre), además definiremos las primeras proporciones en el blending para tratamiento de Plomo, Cobre y Zinc.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

En el presente estudio de investigación se desarrollará con el uso adecuado del laboratorio metalúrgico de la Planta Concentradora Iscaycruz

#### **2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO:**

Durante el desarrollo de la presente investigación ha requerido que se efectúe una revisión de diferentes antecedentes y experiencias realizadas sobre el tema, con la finalidad de obtener una información histórica o presente, que permita un replanteamiento de trabajos en caso hubiera una similar o parecida sobre flotación de Plomo - Cobre y Zinc y los diferentes métodos de separación.

La separación y recuperación por flotación de concentrados de Plomo y Zinc de minerales que contienen galena (PbS) y esfalerita (ZnS) está bien establecida y normalmente se logra con bastante eficacia. La plata proporciona a menudo un valor económico altamente significativo, si no es que el valor mayor, con la plata más a menudo asociada con la mineralización de la galena que es un hecho casual ya que las fundiciones pagan más por plata en el plomo contra concentrados de zinc. Los materiales sin valor incluyen sulfuros como la piritita y la pirrotita que, aunque son a menudo flotables, pueden ser controlados. Siderita, un mineral de carbonato de hierro, también a menudo se asocia en por lo menos en alguna mínima cantidad.

Marmatita (Zn,Fe)S) es una esfalerita rica en hierro lo que en consecuencia resulta en grados de bajo contenido de zinc. Concentrados de marmatita tienen un nivel bajo de zinc debido a la dilución de los minerales de hierro.

Las separaciones son posibles por la hidrofobicidad inherente natural y debido al hecho de que la esfalerita como un mineral no es fácilmente recogido por los reactivos de flotación. Se emplea un proceso de flotación secuencial de dos etapas bien establecido:

Un importante primer paso implica asegurar que la superficie de la esfalerita no está activada con iones de metal disueltos, que a su vez

hace a la esfalerita no flotable. El sistema establecido de procesamiento por flotación de plomo-zinc es agregar sulfato de zinc ( $ZnSO_4$ ) al molino para controlar la activación de los iones metálicos (depresión de esfalerita). A menudo se agregan metalbisulfito u otros químicos de sulfuración con el sulfato de zinc para depresión de mineral de sulfato de hierro.

El colector de flotación de plomo y el espumante están acondicionados antes de la flotación del plomo que se lleva a cabo normalmente a un pH casi neutro a ligeramente elevado el cual puede incrementarse en el circuito de limpieza para asegurar el rechazo del sulfuro de hierro. Algunas veces el cianuro, si puede utilizarse, se agrega para ayudar en la depresión de sulfuros de hierro. Porque la plata esta típicamente asociada mineralógicamente con la galena, la mayoría de los valores de plata son arrastradas con y se incorporan en el concentrado de galena.

La esfalerita que es rechazada dentro de los residuos de flotación del plomo es luego flotada en una segunda etapa de flotación después de la activación con sulfato de cobre. Los iones de cobre remplazan a los átomos de zinc en la superficie de la esfalerita creando una cubierta superficial de mineral de cobre falso el cual entonces se recoge usando colectores de tipo flotación de cobre. Dado que la mayoría de los sulfuros de hierro también se incorporan con los residuos de



flotación del plomo y por lo tanto alimentan el circuito de flotación del zinc, normalmente se usa cal para elevar el pH para depresión de sulfuro de hierro. Los colectores de flotación usados en la flotación de la esfalerita tienden a ser menos poderosos porque en esta etapa la esfalerita por lo general flota fácilmente y usar colectores más agresivos puede llevar a que más minerales no-esfalerita floten.

Metalurgia concentrada y recuperaciones óptimas de plomo se logran generalmente utilizando una combinación de xantato y ditiofosfato. Si la superficie de la galena está ligeramente oxidada (manchada), la inclusión de mercaptobenzotiazol (MBT) a menudo se hace parte del juego colector para maximizar las recuperaciones de galena. Los espumantes usados en la flotación de galena tienden a ser del tipo más débil, tal como el MIBC, porque la galena es fácilmente flotable y tiene una cinética de alta flotación. Sin embargo, por la cinética de alta flotación y la alta densidad del mineral de galena, la capacidad de acarreo de la espuma de mineral puede requerir el uso de una espuma ligeramente más fuerte o una combinación con un componente de espuma más potente para alcanzar óptimos resultados metalúrgicos.

La práctica normal de flotación de esfalerita es elevar el pH de flotación a 10-12 para mejorar el rechazo de minerales de sulfuro de hierro hacia los residuos de flotación de esfalerita. Muchos operadores prefieren usar espumantes del tipo alcohol en flotación de

esfalerita para maximizar su selectividad de flotación. Un xantato de menor peso molecular como el xantato de sodio isopropílico (SIPX) se usa en combinación con un colector de flotación de ditofosfato menos poderoso, y en casos raros, un reactivo de flotación de tionocarbamato.

En circunstancias excepcionales, las consideraciones de respuesta de mineralogía y metalúrgica requieren un concentrado inicial a granel de plomo-zinc con los minerales de plomo y zinc posteriormente separados en un paso de flotación selectiva. Bajo este esquema, un concentrado de flotación a granel de galena y esfalerita es producido a un pH de 6,5 (modificado con  $H_2SO_4$ ) con la adición de algunos sulfatos de cobre para asegurar una activación completa de la esfalerita. El concentrado a granel es posteriormente acondicionado con hidróxido de sodio para alcanzar un pH de aproximadamente 11,5 y la adición de un colector desde el cual un concentrado de plomo es flotado. El concentrado de zinc es en realidad el residuo de este paso de separación a granel. El residuo de flotación es concentrado de zinc. Si la plata está asociada con la galena, la plata se reporta al concentrado de plomo. Mientras que la pirita es relativamente fácil de deprimir con cal, la pirrotita es más difícil de deprimir. Una alternativa para la depresión de metabisulfito es oxigenar la lechada la cual, si la pirrotita se reactiva, puede hacer que el sulfuro de hierro sea menos flotable. En casos de desafíos mayores de depresión de sulfuro de

hierro, el concentrado de zinc puede ser limpiado por flotación inversa del concentrado tratándolo primero con  $\text{SO}_2$  para reducir el pH a 5-5,5 y entonces calentar la pulpa a 60-70 °C. La ganga se flota con la esfalerita y se incorpora a los residuos.

## **2.2. MARCO CONTEXTUAL**

### **2.2.1. UBICACIÓN DE LA PLANTA CONCENTRADORA ISCAYCRUZ**

La Planta Concentradora Iscaycruz se encuentra ubicada en el distrito de Pachangara, provincia de Oyón, departamento de Lima provincias, a una altura promedio de 4600 m.s.n.m.

**Figura N° 2.1: Vista panorámica de la planta concentradora**



**Fuente: Elaboración propia**

## 2.2.2. ACCESIBILIDAD

Para llegar al distrito de Pachangara se parte de la ciudad de Lima, en la ruta Lima - Huacho - Sayán, si continuamos Llegamos a Churín, Oyón y finalmente a la Planta Concentradora Iscaycruz, haciendo una distancia total de 300 Km.

Figura N° 2.2: Figura de accesibilidad al distrito de Pachangara



Fuente: Google map

La otra ruta para llegar al distrito de Pachangara es por la ciudad de Cerro de Pasco, partiendo desde Cerro de Pasco - Uchuchacua, y llegamos a la Planta Concentradora Iscaycruz haciendo una distancia total de 180 Km. Debemos tener en cuenta que la distancia entre la Ciudad de Lima a Cerro de Pasco se tiene 225 km.

## **2.3. BASES TEÓRICAS**

### **2.3.1. DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA CONCENTRADORA**

La Planta Concentradora de la Unidad Minera Iscaycruz fue diseñada originalmente para tratar 1000 T.M.S.D. de capacidad, progresivamente fue incrementando su capacidad hasta llegar, hoy en día, a tratar 4000 T.M.S.D.

Las características de los minerales son del típico polimetálico y proviene fundamentalmente de las Minas Limpe Centro (Zona Norte), Chupa, Tinyag 1 y Tinyag 2 (Zona Sur), las que aportan con producción de minerales de Zn, Pb, Cu, Ag a la planta concentradora.

Los valores metálicos están constituidos principalmente por sulfuros de zinc (marmatita y esfalerita), sulfuro de plomo (galena) y sulfuros de cobre primarios y secundarios (chalcopirita, covelita, tetraedrita-tenantita y bornita); la plata está presente como plata nativa, es decir no hay actualmente galena argentífera. La ganga está conformada por pirita y por otras variedades de sulfuros de hierro: pirrotita y marcasita, igualmente la presencia de variedades de cuarzo, limonita y otros.

El mineral extraído de los diferentes cuerpos es transportado hasta la cancha de mineral, zona próxima a la tolva de gruesos del chancado primario, previo a la alimentación a dicha tolva, se realiza un blending adecuado en la cancha de mineral, con el objeto de homogenizar la ley de cabeza y la calidad del mineral a procesar.

Las operaciones unitarias de reducción de tamaño de las partículas de mineral son para conseguir la liberación de los valores metálicos y se llevan a cabo en etapas de chancado y molienda. Complementariamente se desarrollan las etapas de flotación, eliminación de agua (espesamiento y filtrado), transporte de concentrados de Zinc por Mineroducto; bombeo y disposición de relaves.

Estas etapas operativas se describen a continuación:

#### **2.3.1.1. CHANCADO PRIMARIO.**

Esta operación se inicia con la recepción del mineral en la tolva de gruesos de 150 TM de capacidad útil, que cuenta con una parrilla de 15" x 35" de luz. Los bancos de minerales mayores a 15" son reducidos de tamaño en la parrilla mediante un rompedor de bancos. El mineral que

pasa la parrilla, se extrae de la tolva mediante un Apron Feeder de 1.0 m x 5 m, que descarga hacia un grizzly estacionario de 1.30 m x 2.30 m que tiene una abertura 3" de luz; los finos se dirigen hacia el chancado secundario, los gruesos alimentan a una trituradora de quijada Nordberg C100 (de 30" x 40"). El tamaño F80 del mineral que se encuentra en tolva de gruesos es de 11.80" y los productos de la chancadora de quijadas promedian en un P80 de 3.16". En la faja transportadora N° 1, se juntan el under size del grizzly estacionario y el producto de la chancadora primaria; ambas forman un producto de un tamaño promedio K80 de 2.78" (70,500 micrones).

#### **2.3.1.2. CHANCADO SECUNDARIO.**

El chancado secundario se realiza mediante un circuito abierto, las partículas se clasifican en una zaranda vibratoria Tycan de 6' x 16'. Tiene instalados mallas de alambre de 2" de abertura en el piso superior y 3/4" de abertura en el piso inferior. Las partículas de tamaños menores a 3/4" constituyen el producto final del chancado secundario y pasan a la tolva de finos; las partículas de mineral mayores a 3/4" constituyen el over size de la zaranda, alimentan a la chancadora Metso HP 400 que en

la actualidad permite procesar 320 Tn/h. El set de descarga de la chancadora HP 400 está regulado a 3/4" y su producto se junta con el under size de la zaranda en la faja transportadora N° 3 para ser descargados en la tolva de finos, que tiene una capacidad de 1800 TM y la granulometría del mineral promedia en 75% - #3/4". La sección de chancado actualmente tritura a razón de 320 Tn/h, lo que garantiza abastecer la capacidad de planta en 12,5 horas de operación.

#### **2.3.1.3. MOLIENDA.**

El área está constituida actualmente por un molino de barras Allis Chalmers de 10,5' Ø x 14' para molienda primaria, un molino de bolas Hardinge Koppers de 9½' Ø x 16' para molienda secundaria y un molino de bolas Allis Chalmers de 8' Ø x 12' para molienda terciaria que operan en circuito cerrado.

El producto de la molienda primaria y secundaria va al cajón distribuidor de bombas centrífugas horizontales Ash 200; luego la pulpa es impulsada hacia las cuatro ZAF (zarandas Derrick de alta frecuencia), el over size de la zaranda regresa al molino secundario y el under size se



junta con la descarga del molino terciario en el cajón distribuidor de bombas centrífugas horizontales Ash 150 e impulsadas al nido de ciclones D-15B para su respectiva clasificación. Se tiene tres ciclones en operación y dos en stand by.

El over flow del nido de ciclones es alimentado a la primera etapa de flotación que comienza con el circuito de elementos naturalmente flotables. La pulpa producto de molienda tiene una granulometría promedio de 55 % - 200 # y una densidad de 1480 g/l.

#### **2.3.1.4. FLOTACIÓN DE ELEMENTOS NATURALMENTE FLOTABLES.**

Ha sido instalada en el año 1998 para eliminar el carbón y azufre que son interferentes metalúrgicos para la flotación del plomo y zinc, fundamentalmente porque incrementaban el uso de reactivos. De esta manera se ha mejorado la calidad de los concentrados y se aumentó la capacidad de filtrado.

El circuito Rougher está conformado por dos celdas tanque OK-50 TC con una capacidad total de 100 m<sup>3</sup>. En esta

etapa sólo se adiciona el espumante Metil isobutil carbinol (MIBC).

El circuito cleaner está conformado por tres celdas DR-100 con una capacidad total de 300 pies cúbicos cuyas espumas constituyen el concentrado final que es enviado al relave y los medios retornan al circuito Rougher.

#### **2.3.1.5. FLOTACIÓN DE PLOMO Y COBRE.**

De acuerdo al planeamiento de tratamiento de mineral el circuito de flotación se emplea para producir Concentrado de Cobre y Concentrado de Plomo cuando el mineral a tratar es de Zn-Cu primario y Zn-Pb. El relave del circuito de naturalmente flotables que tiene un menor contenido de materiales carbonados indeseables, constituye la pulpa de alimentación al circuito de flotación de plomo y cobre por separados de acuerdo a las campañas de tratamiento.

**Acondicionamiento.-** Se inicia con la retención de la pulpa en un acondicionador de 10' x 10' donde se adicionan los reactivos modificadores (regulador de pH, depresores de zinc y fierro) y luego el colector; no se adiciona espumante puesto que el MIBC adicionado en el circuito de

naturalmente flotables tiene aún acciones prolongadas para este circuito.

**Flotación Rougher y Scavenger de Pb y Cu.-** el rougher recibe carga del acondicionador, las espumas pasan a la etapa de limpieza y el relave pasa al circuito de Zn. Está compuesto por 03 celdas Outokumpu OK-16 para la etapa Rougher y 03 celda OK-16 para el Scavenger. La capacidad total es de 96 m<sup>3</sup>.

El relave de la etapa Scavenger constituye la cabeza para la flotación del zinc tal como se comentará anteriormente. Para ambos productos tanto plomo y cobre el circuito tiene la misma configuración.

#### **Etapas de Limpieza:**

- **Primera Limpieza de Pb y Cu.-** Tiene como alimentación las espumas del Rougher y Scavenger, y está compuesto por 04 celdas OK-3 con una capacidad total de 12 m<sup>3</sup>. Su concentrado pasa a la segunda etapa de Limpieza y su relave alimenta al banco Scavenger cleaner.
- **Segunda limpieza de Pb y Cu.-** Está compuesto por un banco de 02 Celdas Denver DR-100; tiene una

capacidad total de 100 ft<sup>3</sup>, recibe las espumas de la primera limpieza, en este punto se agregan más depresores de Zn y Fe como el NaCN y el Sulfato de Zinc con la finalidad de conseguir un concentrado aún más limpio.

- **Cleaner Scavenger de Pb y Cu.-** Está compuesto por un banco de 04 Celdas Outokumpu OK-3; tiene una capacidad total de 12 m<sup>3</sup>, recibe las espumas de las celdas scavenger bulk, en este punto se agregan más depresores de Zn y Fe como el NaCN y el Sulfato de Zinc con la finalidad de conseguir un concentrado aún más limpio.

#### **2.3.1.6. FLOTACIÓN ZINC**

**Acondicionamiento.-** El relave de la flotación de Pb o de Cu constituye la cabeza del circuito de Zn, Actualmente, se tiene instalado 03 acondicionadores de 10' x 10' para una capacidad de Planta de 4,000 TMSD.

Esta nueva tecnología de super-acondicionadores tiene como fundamento que, habiéndose incrementado la velocidad angular desde 70 RPM hasta 154 RPM, se incrementa la probabilidad de contacto entre las micro-

gotas de reactivos y las partículas de los valores metálicos que se desean recuperar.

**Flotación Rougher.-** Luego de la etapa de acondicionamiento la pulpa continúa hacia 04 celdas Outokumpu OK-16, que constituyen el banco de flotación rougher, cuyas espumas se juntan con las espumas del scavenger.

**Flotación Scavenger 1.-** Está compuesto por 03 celdas Outokumpu OK-16. Las espumas de esta se juntan con las espumas del rougher y del scavenger 2 para pasar a la remolienda, su relave pasa a la siguiente etapa.

**Flotación Scavenger 2.-** Está compuesta por 03 celdas Outokumpu OK-16. Las espumas de este banco también van a la remolienda.

**Remolienda.-** Las espumas de la flotación Rougher más las espumas de la flotación Scavenger se juntan para ser bombeadas hacia una etapa de remolienda cuya bomba de descarga del molino envía pulpa para la clasificación en un nido de 06 Ciclones G Max 10 (03 en stand by) cuyo over flow pasa a la primera limpieza y el under flow del nido de

ciclones constituye la alimentación al molino de remolienda Kurimoto 8' Ø x 12' que opera con un motor de 280 Kw de potencia. La remolienda se realiza en circuito cerrado para alcanzar un grado de 78% -325# que es la remolienda ideal para liberar los sulfuros de zinc.

#### **Etapas de Limpieza de Zinc:**

- **Primera Limpieza.-** el over flow del nido de ciclones G Max 10, alimenta a la primera limpieza, constituido por un banco constituido por 05 celdas Outokumpu Ok-16 que en conjunto, tienen una capacidad de 80 m<sup>3</sup>.
- **Segunda Limpieza.-** Recibe las espumas de la primera limpieza en 02 bancos de celdas OK 8, de 4 celdas cada una.
- **Tercera Limpieza.-** Esta etapa está compuesta por 02 bancos de celdas DR-180 de 03 y 04 celdas respectivamente.

El concentrado de zinc logrado, con una densidad promedio de 1328 gr/l (32,96 % de sólidos en peso), es alimentado a dos espesadores de 70' Ø 12' cada uno para eliminar parcialmente el agua y conseguir una densidad de 2000 gr/l (67% de sólidos en peso) en el under flow del espesador.

### 2.3.1.7. ESPESAMIENTO

La operación unitaria de eliminación de agua del concentrado de Pb y concentrado de Cu, se lleva a cabo en un espesador de 40' Ø x 12' de altura, mientras que el concentrado de zinc lo hacen dos de 70' Ø x 12' de altura. El objetivo es eliminar parte del contenido de agua e incrementar el porcentaje de sólidos. El concentrado de Pb y Cu alcanzan en el under flow del espesador 60 % de sólidos en peso. El Concentrado de Zn alcanza en el under flow 67% de sólidos en peso.

**Tabla N° 2.1: Especificaciones técnicas de tuberías**

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DE LA TUBERÍA ACTUAL DE MINERODUCTO										
Tramo	Tipo	Grado	Øi Nominal	Espesor mm	Øi mm	Øi Pulg	Desde Km	Hasta Km	Tramo	Volumen m <sup>3</sup>
1	HDPE	PN20	160 mm	17,9	124,2	4,89	0	0,591	0,591	7,160
2	API 5L	X65	5"	9,5	122,1	4,81	0,591	7,370	6,779	79,376
3	API 5L	X65	5"	12,7	115,9	4,56	7,370	22,264	14,894	157,134
4	API 5L	X65	4"	17,1	80,1	3,15	22,457	24,457	2,193	11,051

**Fuente: Catálogo PVC**

El concentrado de Zinc se envía por el ducto, La pulpa de concentrado de Zn debe tener una densidad pre-establecida de 2000 g/l que es equivalente a 67% de sólidos en peso. Este parte desde Iscaycruz ubicado a 4,580 msnm. La presión inicial es de 60 PSI, lo que da lugar a un caudal promedio de 18 l/s.

La tubería del ducto, está instalada a 80 cm debajo de la superficie de la tierra, tomando la forma del relieve accidentado y su recorrido es de 24457 Km.

En la planta de filtrado de Lagsaura la presión de llegada de la pulpa fluctúa entre 2,350 PSI y 2,600 PSI los que tienen que pasar por 24 anillos disipadores que rompen la presión y entregan a 48 PSI, pero cuando se desplaza agua la presión luego del 24<sup>avo</sup> anillo es de 18 PSI.

#### **2.3.1.8. FILTRADO**

El concentrado de Pb y Cu proveniente del under flow del espesador de 40' Ø 12', tiene un 60% de sólidos en peso, y que es bombeado a un filtro prensa Marca Cidelco de 15 placas y de 1200 mm x 1200 mm. En esta etapa de eliminación de agua, se obtiene un concentrado de 9.25% de humedad el que es enviado con camiones hacia los depósitos en el Callao.

El concentrado de Zinc que llega a Lagsaura es almacenado en un Holding Tank de 10 m x 10 m, lo que posterior a ella alimentan a 03 filtros cerámicos no convencionales Ceramec CC-45 de 180 placas c/u, este



concentrado se despacha desde la planta de filtrado por camiones con un promedio de humedad de 9.10%, también hacia los depósitos del Callao.

#### **2.3.1.9. DISPOSICIÓN DE RELAVES**

Los relaves producidos por planta concentradora son recepcionados en un cajón que alimenta a 02 bombas HM-250 (de 10" x 8"), un stand by de la otra. El relave de una densidad de 1,252 gr/l llega a un espesador outokumpu OK 50, donde incrementa su densidad hasta 1425 gr/l (42,41% sólidos en peso). Estos son bombeados por cualquiera de los dos trenes de bombas constituido por 06 bombas Warman 6" x 4" que envían el relave al depósito de Geniocochoa, por tuberías de acero Ultratech 6" de diámetro. Además, un porcentaje del relave producido será dispuesto en las labores subterráneas culminadas, tal como se viene realizando a la fecha.

#### **2.4. FLOTACIÓN DE MINERALES**

Se define la flotación como un proceso de concentración de minerales en el cual se procura separar las partículas de menas útiles de estériles o gangas, mediante un tratamiento físico -

químico que modifica su tensión superficial para lograr que burbujas de aire, finamente divididas, se adhieran a las primeras y las enriquezca en una espuma.

#### **2.4.1. VENTAJAS DE LA FLOTACIÓN**

Flexibilidad para concentrar selectivamente, es decir, con producción de concentrados limpios y de alta ley, todos los minerales sulfurados y la mayoría de los no sulfurados y oxidados. Adaptarse fácilmente al tratamiento en gran escala y con ayuda de técnicas automáticas de control y medición, a pulpas de mineral con granulometría de amplia gama: entre 48 mallas/pulgadas hasta unos pocos micrones. Integrarse fácilmente con técnicas modernas de molienda y clasificación, así como con medios mecanizados de manejo de productos y separación sólido/líquido.

#### **2.4.2. ETAPAS DE LA FLOTACIÓN**

El mecanismo esencial de la flotación comprende la anexión de partículas minerales a las burbujas de aire, de tal modo que dichas partículas son llevadas a la superficie de la pulpa mineral, donde pueden ser removidas. Este proceso comprende las siguientes etapas.

- El mineral es molido húmedo hasta aproximadamente 48 mallas (297micrones).
- La pulpa que se forma, es diluida con agua hasta alcanzar un porcentaje de sólidos en peso entre 25% y 40%.
- Se adiciona pequeñas cantidades de reactivos, que modifican la superficie de determinados minerales.
- Otro reactivo, específicamente seleccionado, se agrega para que actúe sobre el mineral que se desea separar por flotación. Este reactivo cubre la superficie del mineral haciéndola aerofílica e hidrofóbica.
- Luego se adiciona otro reactivo, que ayuda a establecer una espuma estable.
- La pulpa químicamente tratada en un depósito apropiado, entra en contacto con aire introducido por agitación o por la adición directa de aire a baja presión.
- El mineral hidrofóbico, como parte de la espuma, sube a la superficie de donde es extraído. La pulpa empobrecida, pasa a través de una serie de tanques o celdas, con el objetivo de proveer tiempo y oportunidad a las partículas del mineral para contactar con las burbujas de aire y puedan ser recuperadas en la espuma.

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

### **Reactivos químicos**

- Colectores
- Espumantes
- Activadores
- Depresores
- PH

### **Componentes del equipo**

- Diseño de la celda
- Sistema de agitación
- Flujo de aire
- Configuración de los bancos de celdas
- Control de los bancos de celdas

### **Componentes de la operación**

- Velocidad de alimentación
- Mineralogía
- Tamaño de partículas
- Densidad de pulpa

En la flotación intervienen los siguientes elementos o factores:

### **2.4.3. MECANISMO DE LA FLOTACIÓN**

El mecanismo de la flotación es suficiente, en principio, enterarse con todo detalle de lo que sucede entre una partícula de mineral y una burbuja de aire para que ellos formen una unión

estable. Con respecto a las partículas de minerales, es sabido que pocas de ellas tienen propiedades hidrofóbicas suficientemente fuertes como para que puedan flotar. En primer lugar, en la gran mayoría de los casos hay que romper enlaces químicos (covalentes e iónicos principalmente) para efectuar la liberación del mineral. Esto inmediatamente lleva a la hidratación de la superficie del mineral.

En resumen, es necesario hidrofobizar las partículas minerales en la pulpa para hacerlas flotables. Esto se efectúa con los reactivos llamados colectores, que son generalmente compuestos orgánicos heteropolares, o sea, una parte de la molécula es un compuesto evidentemente apolar (hidrocarburo) y la otra es un grupo polar con propiedades iónica = propiedades eléctricas.

Para facilitar la absorción de estos reactivos sobre la superficie de las partículas minerales hay que crear condiciones favorables en la capa doble de cargas eléctricas, lo que se hace con los reactivos llamados modificadores. La partícula mineral queda cubierta por el colector que se afirma en su red cristalina por medio de su parte polar, proporcionándole con la parte apolar propiedades hidrofóbicas (propiedades no mojables).

El otro componente del futuro agregado partícula-burbuja es la burbuja de aire. Esta es necesaria para:

- Recoger las partículas en la pulpa.
- Transportarlas hacia la superficie.

Los espumantes, que son reactivos tensoactivos, se absorben selectivamente en las interfaces gas-liquido. Las partes polares de estos compuestos tensoactivos se orientan hacia el agua y la parte polar hacia la burbuja misma.

Las partículas y burbujas están en una constante agitación, debido a los rotores de las máquinas de flotación, de modo que para realizar su unión son necesarios:

- Su encuentro.
- Condiciones favorables para formar el agregado.

El encuentro se realiza por el acondicionamiento y la agitación dentro de la máquina misma.

#### **2.4.4. VARIABLES MÁS IMPORTANTES EN LA FLOTACIÓN**

**El mineral.-** Las especies mineralógicas dentro de una mena, no son de la misma dureza. Esto significa que, en el proceso de reducción de tamaño, las especies más blandas se desintegran

en mayor proporción que las duras. Los minerales tienen, por lo general, una estructura cristalina, esta estructura es como consecuencia de la composición química de las moléculas, iones y átomos de sus componentes.

**El agua.-** El agua es el elemento en el cual se efectúa la flotación, por su abundancia y por su bajo precio. Hay que subrayar la importancia que tienen la impureza y contaminación de las aguas naturales e industriales. La dureza del agua por ejemplo causada por sales de calcio, magnesio y sodio. Estas sales pueden cambiar la naturaleza de la flotabilidad y son casi siempre causa de consumo considerable de reactivos, formando sales insolubles.

**Factor granulométrico.-** Todo mineral para ser flotado tiene que ser reducido en su tamaño hasta el punto que cada partícula represente una sola especie mineralógica, o sea, estamos hablando de liberación, además, su tamaño tiene que ser apropiado para que las burbujas de aire puedan llevarlas hasta la superficie de las celdas de flotación.

**Influencia de lamas.-** El problema de las lamas finas y el perjuicio que causan en el proceso de flotación, se puede

comparar sólo con el problema de la oxidación (figura 6). El daño del material lamoso es de carácter doble:

- Las partículas de diámetro pequeño flotan mal, y
- Las lamas perjudican la flotación de las partículas de tamaño adecuado.

**Densidad de pulpa.-** En un circuito de flotación primaria la pulpa tiene una consistencia entre 25% y 35% de sólidos en vez de 65% y 70% de sólidos que tiene el circuito de molienda.

**Factor tiempo.-** En las condiciones industriales el tiempo necesario para el acondicionamiento de los reactivos normalmente varía entre una fracción de minuto y media hora. Cuando son poco solubles y reaccionan lentamente con la superficie del mineral, su alimentación se efectúa en los circuitos de molienda y clasificación.

La flotación se efectúa normalmente hasta el punto en que el producto de concentración de la última celda es de ley un poco más alta que la de cabeza. Flotar más allá de este punto significa diluir innecesariamente el concentrado.

**El pH en la flotación.-** La flotación se hace generalmente en disoluciones ligeramente ácidas o alcalinas, con un pH



comprendido entre 4 y 11. La influencia es debido a su acción sobre las sales disueltas en la pulpa de flotación o procedente de disolución del mineral, cambiando completamente la reacción entre ellos o alterando la solubilidad de los minerales y de sus productos de descomposición o modificando las reacciones entre minerales y reactivos alterando la acción superficial y la adsorción de los reactivos.

**Reactivos de flotación.-** Los reactivos de flotación, son el componente y la variable más importante del fenómeno de la flotación, debido a que no puede efectuarse ésta sin la participación de los reactivos.

El número de minerales de alta flotabilidad natural es muy restringido (grafito, talco, azufre, etc.) y su importancia relativa tan limitada que no es posible afirmar que la flotación de minerales en la actualidad pueda efectuarse sin la activa participación de los reactivos.

Siendo elementos tan importantes para la flotación de minerales, los reactivos influyen, además, con una gran sensibilidad, no sólo el tipo de reactivo que se agrega, sino que también influye toda la combinación de reactivos, sus cantidades o dosificación,

los puntos y medios en los que se alimentan los circuitos y muchos otros que escapan a una definición precisa.

Los efectos que pueden producir otras variables como la molienda, la aireación, la densidad de pulpa, etc., no superan en importancia a los efectos que produce una fórmula de reactivos. La selección de los mejores reactivos de flotación es una etapa muy compleja, la absorción de los reactivos se basa en el equilibrio de iones de la pulpa que determina el potencial cinético, el potencial electroquímico y la hidratación de las partículas de mineral. Este equilibrio es difícil de controlar, ya que aparte de los reactivos, en la pulpa existe una cantidad considerable de iones provenientes de las impurezas que trae el mineral y las aguas utilizadas.

Los reactivos de flotación, son productos químicos naturales o artificiales, que aseguran que la flotación de minerales sea selectiva y eficiente y produce condiciones óptimas para mejorar este método de concentración de minerales. Son generalmente surfactantes o modificadores de la superficie de los minerales.

**Los colectores o promotores.-** Son compuestos químicos orgánicos que actúan selectivamente en la superficie de ciertos minerales, haciéndolos repelentes al agua y asegurando la

acción de las burbujas de aire, haciéndolas aerofílicas. La gran mayoría de los colectores comerciales son moléculas complejas, estructuralmente asimétricas y están compuestos de una parte polar y de una parte no polar, con propiedades diferentes. La parte no polar es orientada hacia el agua, debido a que difícilmente reacciona con los dipolos del agua y por consiguiente tiene propiedades fuertes para repeler al agua y la parte polar hacia el mineral, debido a la superficie del mineral que presenta una respuesta frente a esta parte de los colectores. Esto hace que la superficie de mineral cubierta por las moléculas de los colectores se haga hidrofóbica.

El colector constituye el corazón del proceso de flotación puesto que es el reactivo que produce la película hidrofóbica sobre la partícula mineral.

**Xantatos.**- Los xantatos se denominan por su radical alcohólico (R) y el metal alcalino (K o Na) o por el nombre comercial de sus fabricantes originales más importantes (Dow Chemical Co. Cytec).

Los xantatos disponibles en el mercado y que corresponden a los principales productores como American Cyanamid, Dow

Chemical, Minerec y en el caso peruano, Reactivos Nacionales S.A. (RENASA), son los siguientes:

- Xantato etílico de potasio (Z - 3)
- Xantato etílico de sodio (Z - 4)
- Xantato isopropílico de sodio (Z - 11)
- Xantato isobutílico de sodio (Z - 14)
- Xantato butílico secundario de sodio (Z - 12)
- Xantato amílico de potasio (Z - 6)

**Ditiofosfatos.-** Fueron desarrollados originalmente por la firma American Cyanamid Co. con el nombre de "Aerofloat". Se fabrican a partir del pentasulfuro de fósforo y del ácido cresílico (Aerofloat 25).

Los ditiofosfatos se diferencian de los xantatos por la presencia (en algunos de ellos) del espumante, ácido cresílico y por tener en su fórmula estructural una cadena con doble grupo alifático.

**Los espumantes.-** Son sustancias orgánicas de superficies activas heteropolares, que se concentran por absorción en las interfaces aire - agua, ayudando a mantenerse a las burbujas de aire dispersas y evitando su coalescencia. Si se agrega una pequeña cantidad de espumante al agua, se forma una espuma estable como resultado de la agitación o la introducción de aire en forma dispersa.

Los espumantes son usados en dosificaciones que usualmente son menores a 20 g/TM.

Espumantes conocidos:

- Aceite de Pino
- Ácido Cresílico
- Metil - isobutil - Carbinol (MIBC)
- Dowfroth 200 ó 250
- Aerofroth 65 ó 70

**Modificadores o reguladores.-** Estos reactivos (todos inorgánicos y que se emplean en dosificaciones sustancialmente más altas que los reactivos orgánicos).

- Reguladores de PH (cal,  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , NaOH,  $\text{H}_2\text{SO}_4$ )
- Depresores (NaCN,  $\text{ZnSO}_4$ ,  $\text{NaHSO}_3$ ,  $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ , NaHS)
- Activadores ( $\text{CuSO}_4$ ,  $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ ,  $\text{Pb}(\text{CH}_3\text{COO})_2$ )
- Dispersantes ( $\text{Na}_2\text{SiO}_3$ )
- Sulfurantes ( $\text{Na}_2\text{S}$ , NaHS)

**Celdas de flotación.-** Se denomina celdas de flotación a los equipos en los cuales se realiza la flotación de minerales.

El objetivo fundamental de una celda de flotación es separar en forma satisfactoria de una cabeza de mineral, un concentrado y un producto de relave.

### **Funciones de las celdas de flotación**

- Mantener en suspensión las partículas de la pulpa que ingresa a la celda de flotación evitando la segregación de los sólidos por el tamaño o por la densidad.
- Formar y diseminar pequeñas burbujas de aire por toda la celda; los volúmenes de aire requeridos dependerán del peso de material alimentado.
- Promover los choques entre partículas minerales y las burbujas de aire con el fin de que el conjunto mineral-burbuja formando tenga una baja densidad y pueda elevarse desde la pulpa a la zona de espuma, las cuales serán removidas de la celda, conteniendo el concentrado.

### **Tipos de celdas de flotación:**

**Celdas mecánicas.-** Se caracterizan por tener un agitador mecánico que mantiene la pulpa en suspensión y dispersa el aire dentro de ella (ver figura 9). El ingreso de aire para las celdas mecánicas puede realizarse por insuflación forzada o por la acción succionadora del impulsor.

El sistema de agitación está compuesto por un rotor/impulsor y un estator. La velocidad del impulsor puede ser regulada de acuerdo a la etapa de flotación: las etapas rougher y scavenger

precisarán de mayores números de revoluciones por minuto que las etapas de limpieza.

**Celdas neumáticas.-** Son máquinas de flotación que no tienen impulsor mecánico, la pulpa es agitada por aire comprimido.

Estas celdas originalmente son tanques rectangulares con tuberías de difusión de aire instalado en el fondo de la celda.

La celda columna se considera también como celda neumática; estas celdas funcionan con sistemas de flujos en contracorriente; se tiene un flujo ascendente de burbujas generales en forma continua, desde el fondo descendente de partículas sólidas en la pulpa.

## **2.5. CIRCUITOS Y CONTROL DEL PROCESO DE FLOTACIÓN**

Las celdas de flotación se agrupan en un circuito. Es difícil dar una visión panorámica de los circuitos, porque cada circuito industrial representa una solución económica para un mineral particular durante un periodo de explotación de un yacimiento. Según algunos autores se debe distinguir lo siguiente:

- Los circuitos simples, que corresponden a un modo de operación que necesita solamente de la flotación para lograr la separación de los minerales valiosos de los no valiosos.

- Los circuitos complejos correspondientes a otras formas de operación que necesita la flotación y otros procedimientos diferentes de los de flotación, tales como la remolienda, el deslamado, la tostación, la lixiviación del concentrado etc.

**Esquemas de flotación.-** Un sistema combinado de diversas etapas en las operaciones de flotación se llama “circuito” o “esquema de flotación”.

**Flotación primaria o Rougher.-** Es aquella que recupera una alta proporción de las partículas valiosas, aún a costa de la selectividad, utilizando las mayores concentraciones de reactivos colectores y/o depresores del circuito, velocidades altas de agitación y baja altura de la zona de espumas. El concentrado Rougher, no es producto final y deberá pasar a las etapas de limpieza o Cleaner.

**Flotación en limpiezas (Cleaner).-** Se utiliza para describir las operaciones en las que los concentrados primarios o la de las unidades de procesamiento están sujetos a flotaciones repetidas para mejorar la calidad del concentrado.

Tienen como finalidad obtener concentrados de alta ley aún a costa de una baja en la recuperación; en algunos casos en estas etapas para hacer más selectivo el proceso, se requieren bajos porcentajes



de sólidos en las pulpas de flotación, menores velocidades de agitación, mayor altura de la zona de espumas y principalmente menor concentración de reactivos colectores que en la etapa rougher.

También es habitual añadir a éstas etapas reactivos depresores que incrementan la selectividad de la flotación.

Los relaves de limpieza generalmente no son descartados y regresan para su retratamiento a la etapa anterior.

**Flotación Scavenger.-** Es aquella operación en la que se recupera la mayor cantidad de valiosos posibles; su relave será un descarte final, mientras que su concentrado deberá retornar generalmente a la etapa rougher para incrementar su ley.

Generalmente, las cargas circulantes deben tener concentraciones (leyes) similares a los flujos a los cuales se unen; así el concentrado scavenger deberá tener una ley cercana a la del alimento fresco y al relave de la primera limpieza ya que los tres se unen. Muchas condiciones severas de flotación se imponen en la sección scavenger: alta concentración de reactivos y prolongados tiempos de flotación, en el otro extremo en la sección cleaner, existen condiciones suaves. Aquí, el agua añadida a los concentrados rougher diluye la

concentración de los reactivos. También la pulpa diluida pasa a través de las celdas cleaner muy rápidamente.

**Circuitos multiproductos.-** En la flotación bulk, los minerales valiosos son flotados conjuntamente para formar un concentrado bulk. Este concentrado a su turno va hacia una sección de flotación donde es flotado uno de los minerales principales y los otros permanecen en la pulpa.

Ejemplo de este esquema para dos metales representa la separación cobre-plomo. Aquí, se remueve un concentrado bulk cobre-plomo. Los relaves van a una sección de flotación de zinc. El concentrado cobre-plomo, principalmente galena y chalcopirita con poca cantidad de esfalerita, se acondiciona con cianuro de sodio y la galena es flotada antes que la chalcopirita.

El proceso de limpieza puede repetirse muchas veces, al concentrado de cada sección de limpieza avanza hacia la sección siguiente y los relaves se mueven en sentido opuesto

**Flotación diferencial.-** Todos los procesos de concentración por flotación son selectivos o diferenciales, por cuanto un mineral o grupo de minerales son flotados para separarlos de la ganga que los acompaña.

Ordinariamente sin embargo la separación de minerales distintos, como los sulfurados de los no sulfurados, se conoce como flotación colectiva (bulk) y el término de flotación diferencial se restringe a aquellas operaciones que comprenden la separación de tipos similares de mineral.

Un ejemplo de flotación diferencial es la concentración y subsiguiente separación de los sulfuros de cobre, plomo, zinc y hierro de un solo mineral.

En una concentradora típica de cobre, primero se realiza flotación colectiva o bulk, esto significa que se flotan juntos los sulfuros de cobre, molibdeno, fierro y otros, y en la planta de molibdeno se separa el cobre del molibdeno por, flotación diferencial. En flotación, se usa convencionalmente los siguientes sistemas de control

- Niveles de pulpa en los bancos de celdas, preferentemente con reguladores automáticos.
- Analizadores de tamaño de partículas.
- Analizadores de elementos en línea.
- Controladores de pH.

Ploteo de productos de flotación, para visualizar instantáneamente la mineralogía de dichos materiales y eventualmente decidir medidas

correctivas (con el objetivo, entre otros, de minimizar pérdidas en relaves y maximizar leyes de concentrados).

## 2.6. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.

**Mineral.-** Es aquella sustancia sólida, natural, homogénea, de origen inorgánico, de composición química definida.

**Metalurgia.-** Es la técnica de la obtención y tratamiento de los metales desde minerales metálicos hasta los no metálicos.

**Proceso Metalúrgico.-** Obtención del metal a partir del mineral que lo contiene en estado natural, separándolo de la ganga.

**Flotación.-** Es un proceso fisicoquímico que consta de tres fases sólido-líquido-gaseoso que tiene por objetivo la separación de especies minerales mediante la adhesión selectiva de partículas minerales a burbujas de aire.

**Flotación bulk.-** Es un proceso fisicoquímico de obtener dos o más productos en una flotación rougher.

**Recuperación.-** (del latín recuperatio) es la acción y efecto de recuperar o recuperarse (volver en sí o a un estado de normalidad, volver a tomar lo que antes se tenía, compensar)

**Operación Planta Concentradora.-** Las operaciones de las Plantas Concentradora de minerales requieren en la mayoría de los casos de una preparación previa de los minerales que conllevan a la liberación de las partículas valiosas de su ganga acompañante. Con las diversas

etapas de trituración, molienda, flotación, espesamiento y filtrado se conseguirá completar el grado de liberación necesario para el concentrado de Minerales.

**Mena.-** Minerales de valor económico, los cuales constituyen entre un 5 y 10 % del volumen total de la roca. Corresponden a minerales sulfurados y oxidados, que contienen el elemento de interés, por ejemplo, cobre, molibdeno, zinc, etc.

**Transporte de fluidos: bombas y compresores.-** dentro de los diferentes procesos químicos e industriales existe la necesidad de transportar fluidos (líquidos y gases) de un lugar a otro utilizando para ello ductos o canales. Este movimiento se logra por medio de una transferencia de energía. Para ellos se utilizan equipos denominados bombas y compresores. Por convenición se habla de bombeo cuando se trata de líquidos y decompresión cuando se trata de gases, sin embargo, los principios de funcionamiento de los equipos básicamente los mismos.

## **2.7. FORMULACION DE HIPÓTESIS:**

### **2.7.1. HIPÓTESIS GENERAL**

Si evaluamos metalúrgicamente el circuito de flotación entonces podemos recuperar Cobre, Plomo y Zinc en la Planta Concentradora Iscaycruz.

## **2.7.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS**

1. Si evaluamos metalúrgicamente el circuito de flotación entonces podemos recuperar Cobre, Plomo y Zinc.
2. Si controlamos los parámetros en el circuito de flotación entonces podemos recuperar Cobre, Plomo y Zinc

## **2.8. VARIABLES:**

### **2.8.1. VARIABLE DEPENDIENTE**

Recuperación de Cobre, Plomo y Zinc.

### **2.8.2. VARIABLE INDEPENDIENTE**

Evaluación metalúrgicamente el circuito de flotación.

### **2.8.3. VARIABLES INTERVINIENTES**

Variable independiente

- Granulometría de Partículas finas.
- Circuito de flotación

Variable dependiente

- Recuperación de Cobre, Plomo y Zinc

## CAPÍTULO III

### METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACION

#### 3.1. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

EL trabajo será experimental utilizando la metodología **aplicada**, para la evaluación del circuito de flotación con la finalidad de la recuperación de Cobre, Plomo y Zinc.

#### 3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

El Diseño empleado en la presenta Investigación es el de carácter **experimental**; metodología que permite establecer la relación existente entre la aplicación de la variable independiente en el proceso y el resultado obtenido, considerado como variable dependiente, teniendo en cuenta para ello el problema principal

planteado, y que será desarrollado dentro del contexto de la investigación como **experimental – condicionada**.

### **3.3. TIPO DE INVESTIGACIÓN**

Teniendo en cuenta los objetivos de la investigación y la naturaleza del problema planteado, para el desarrollo del presente estudio se empleó el tipo de Investigación “**cuasi experimental**”, porque permite responder a los problemas planteados, de acuerdo a la caracterización sobre el circuito de flotación con el efecto de incrementar la recuperación de Plomo, Cobre y Zinc.

### **3.4. POBLACIÓN**

Como resultado del programa de exploraciones identificaron 3,2 millones de toneladas métricas de recursos con una ley combinada de 21% de Zinc y Plomo.

A partir de su constitución, la Empresa Minera Iscaycruz inicia un programa de exploraciones destinada a verificar un mínimo de 1,5 millones de toneladas métricas de reservas probadas y probables con una ley promedio de 12% de Zinc.



En la actualidad el volumen de reserva probada y probable ascendía a 2,6 millones de toneladas métricas con una ley promedio de 19% de zinc.

**Tabla N° 3.1: Producción de la Unidad Minera Iscaycruz**

<b>Producción Minas</b>	<b>2012</b>	<b>2013</b>	<b>2014</b>	<b>2015</b>
TMS	194 909	468 722	520 741	554 810
Ley Zinc %	18,87	21,38	21,56	18,13
Ley Plomo %	0,79	2,30	1,89	1,89
<b>Concentradora</b>				
TMS Tratado	164 499	486 034	569 160	540 464
Zn (TMS)	33 287	163 716	184 728	181 854
Ley %	53,52	52,37	52,69	51,94
Recuperación %	91,85	94,20	94,50	93,20
Pb (TMS)	1 011	7 737	8 525	11 242
Ley %	40,54	62,63	60,25	61,75
Recuperación %	42,46	57,90	58,28	62,70

**Fuente: Departamento de Geología**

### **3.5. MUESTRA**

Como muestra de estudio es la recolección de muestras de la descarga de la sección molienda para correr pruebas de flotación en bach a nivel de laboratorio para que sea escalada a nivel de planta teniendo en cuenta que no perturbe la producción diaria.

### **3.6. LABORATORIO QUÍMICO**

El Laboratorio Químico como área de servicios realiza cuatro procesos para brindar información confiable oportuna a todos sus

clientes en esta oportunidad nos enfocaremos sólo a los procesos metalúrgicos (Planta Concentradora)

### **3.6.1. PROCESOS:**

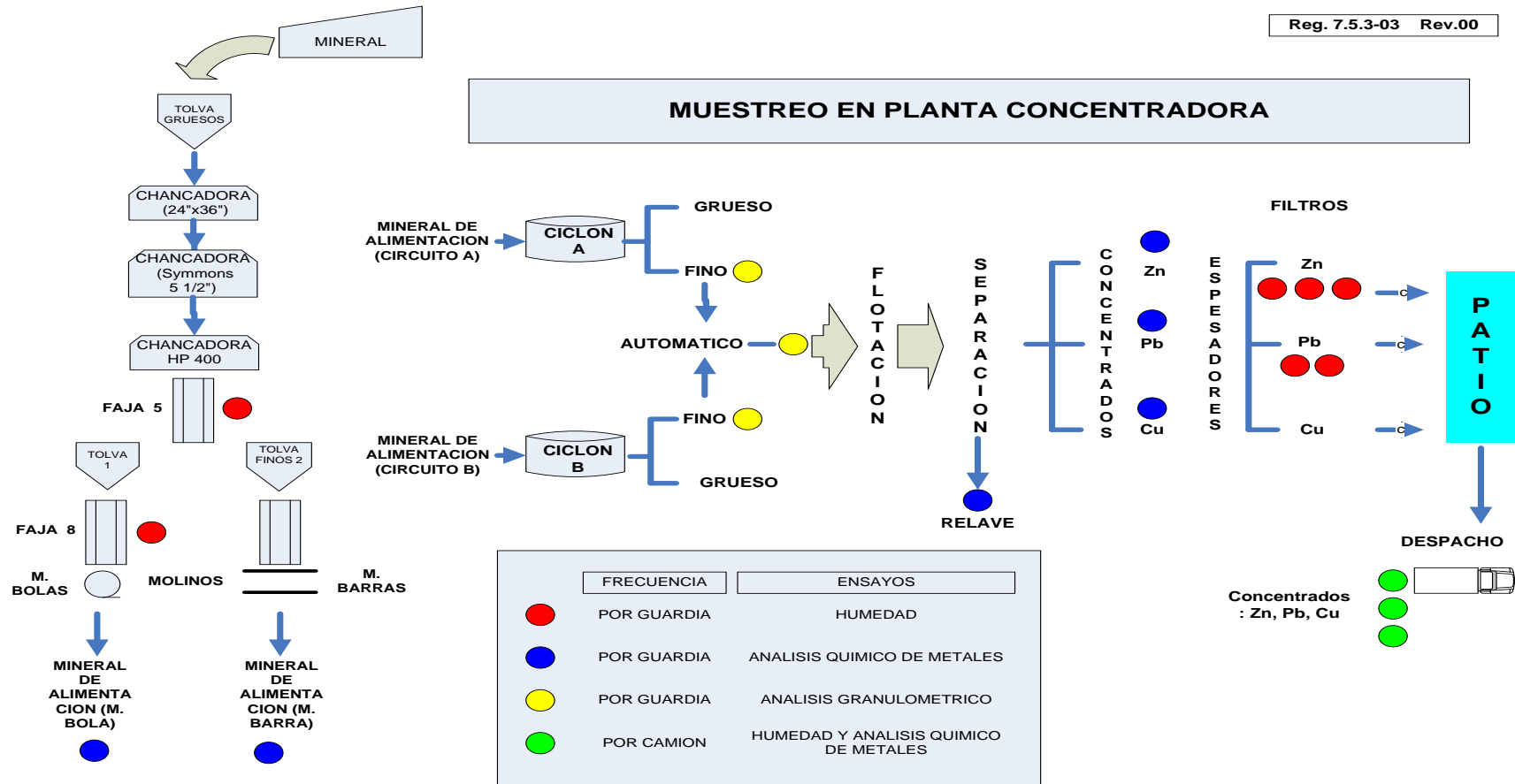
- I. Muestreo:
  - a.- Planta Concentradora.
  - b.- Despacho de concentrados.
- II. Preparación de muestras:
  - a.- Planta Concentradora.
  - b.- Despachos de concentrados.
- III. Ensayos:
  - a.- Planta Concentradora.
  - b.- Despacho de concentrados.
  - c.- Laboratorio metalúrgico.
- IV. Reporte de ensayos.

### **3.6.2. MUESTREO EN PLANTA CONCENTRADORA**

Al elegir una muestra aleatoria se espera conseguir que sus propiedades sean idénticas a la población. Este proceso permite ahorrar recursos, y obtener resultados parecidos a los que se alcanzarían si se realizase un estudio de toda la población. En las investigaciones llevadas por empresarios se usa muestreo extensivamente en recoger información sobre poblaciones.

Figura N° 3.1: Diagrama de flujo del muestreo

Reg. 7.5.3-03 Rev.00



Fuente: Elaboración propia

## **1. INICIO DE TAREA**

- Desplazarse a paso normal por la ruta de acceso utilizando las gradas y barandas
- Verificar que los baldes y depósitos se encuentren limpios y en buenas condiciones físicas.
- Los muestreadores automáticos deben estar programados para cortar cada 15 min.

## **2. MUESTREO**

- Los muestreos manuales se deben realizar cada 20 min. cortando el flujo en forma transversal para productos de la flotación
- Las muestras de fajas se deben cortar cada 20 min. y llenar a un balde, para sacar la humedad parcial cada 4 horas.
- Para muestras de pulpa, retirar el balde con la muestra y colocar otro limpio para seguir con el proceso de muestreo.
- Para trasladar los baldes hacia Laboratorio se debe hacer de uno en uno para evitar caídas.
- El muestreo en Planta Concentradora se debe realizar en el siguiente horario:

**PRIMERA GUARDIA:** 12:00 m. a 8:00 am.

**SEGUNDA GUARDIA:** 8:00 am. a 4:00 pm.

**TERCERA GUARDIA:** 4:00 pm. a 12:00 m.

### **3. FILTRADO**

- Las muestras de pulpa de Cabeza, Relave, concentrado Zn, concentrado Pb y concentrado Cu, deben ser filtradas cada uno en su filtro respectivo, para evitar la contaminación entre productos; después de ser filtrados llevarlos a la estufa para el secado.
- Mantener siempre los cajones de los cuarteadores limpios y con candados.

### **4. CONTROLES**

Masa de la muestra y tiempo de corte semanalmente registro de Control de muestreo.

#### **3.6.3. MUESTREO DE DESPACHOS.**

##### **1. INICIO DE TAREA**

- Enumerar y destapar las bandejas para recibir las muestras
- Alistar las sondas tubulares para cada tipo de concentrado.

##### **2. MUESTREO**

- Tomar los datos emitidos por el balancero, así como: número de carro, fecha, placa y tipo de concentrado.
- Esperar que la pala esté reposada en el suelo para proceder con el muestreo.

- Tomar 4 incrementos por cada pala de 7 TM. y 12 incrementos por volquete de 25 TM. haciendo un total de 10 Kg. Aprox. por muestra.
- Homogenizar y cuartear hasta obtener una muestra representativa de 2 kilogramos aproximadamente siempre evitando la contaminación.
- Llevar a sequedad a 105 °C., por espacio de 4 a 5 horas. Y determinar la humedad.

### **3. CONTROLES.**

- \* Temperatura de secado.
- \* Análisis granulométrico.

## **3.6.4. PREPARACIÓN DE MUESTRAS EN PLANTA CONCENTRADORA**

### **1. INICIO DE TAREA**

- Verificar el buen estado del pulverizador y la limpieza de las ollas.
- Verificar que el sistema de extracción de polvos se encuentre operativo
- Verificar la limpieza de las mantas de homogenizado.

### **2. PREPARACIÓN**

- Una vez filtradas colocar las muestras en la estufa de secado a 105 °C ( $\pm 5$  °C) hasta sequedad.

- Retirar de la estufa y dejar que se enfríe.
- Encender el extractor de polvos.
- Trasladar la muestra a la mesa de la campana extractora para desmenuzar los grumos con el rodillo y homogenizar bien para obtener una muestra representativa.
- Cada producto se debe homogenizar en su propia manta, Cabeza, Relave, Concentrados de Pb, Zn, y Cu.
- Cuartear la muestra en forma de cuadrícula y tomar incrementos hasta obtener 200 gramos aproximadamente.
- Pulverizar la muestra en sus ollas respectivas por un tiempo de 1 minuto.
- La muestra pulverizada debe estar el 95 % a malla (-150).
- Trasladar la olla a la mesa de la campana extractora y limpiar los anillos y la olla con brocha.
- Llenar la muestra en dos sobres, uno para análisis y otro para el compósito mensual.
- Limpiar las ollas con sílice granulado.

### **3. CONTROLES.**

- \* Temperatura de secado.
- \* Análisis granulométrico

### **3.6.5. PREPARACIÓN DE MUESTRAS DE DESPACHO DE CONCENTRADOS.**

#### **1. PREPARACIÓN**

- Homogenizar la muestra seca en la mesa de la campana extractora, luego cuartear en el cuarteador rifle de 1/8" x 48 hasta obtener aproximadamente 300 a 400 gramos.
- Pulverizar la muestra en el pulverizador de anillos y cada producto en su olla respectiva para evitar la contaminación.
- El producto pulverizado debe estar el 95 % a malla (-150).
- Llenar la muestra en sobres y llevar a Sala de balanzas para los análisis.

## **2. CONTROLES.**

\* Análisis granulométrico.

## **3. ENSAYOS.**

Para los ensayos de las muestras de planta concentradora, despachos y laboratorio metalúrgico se aplican análisis volumétrico para concentrados y análisis instrumental para contaminates.

### **3.7. ANÁLISIS QUÍMICO - MÉTODO VOLUMÉTRICO.**

#### **3.7.1. DETERMINACIÓN DE ZINC EN CONCENTRADO DE ZINC POR MÉTODO VOLUMÉTRICO**

**CÓDIGO: LQCH-VH-ME-01**



## **1. PREPARACIÓN DE REACTIVOS Y SOLUCIONES USADOS EN EL PROCEDIMIENTO.**

### **1.1. Solución Extractiva de Zinc**

Disolver 5 kilogramos de cloruro de amonio ( $\text{NH}_4\text{Cl}$ ) en 5 litros de hidróxido de amonio ( $\text{NH}_4\text{OH}$ ) y completar con agua hasta un volumen de 25 litros. Usar depósito de vidrio con capacidad suficiente.

### **1.2. Solución de EDTA.**

Disolver 750 gramos de EDTA con agua en cantidad suficiente para 25 litros

### **1.3. Solución Tampón.**

Pesar 5,0 kilogramos de acetato de amonio, 2,0 kilogramos de tiosulfato de sodio, 100 gramos de fluoruro de sodio y diluirlos gradualmente en 25 litros de agua. Homogeneizar bien.

### **1.4. Solución de Xilenol Orange 1,0 %.**

Se disuelve 1,0 gramo del indicador en 50 mililitros de etanol y completar hasta 100 mililitros con agua.

### **1.5. Solución de Azul de Bromotimol 0,5 %.**

Se disuelve 0,5 gramos del indicador en 100 mililitros de etanol.

### **1.6. Persulfato de amonio al 10 %.**

Pesar 100g de persulfato de amonio y disolver en 500 ml de agua destilada y llevar a un litro.

### **1.7. Peróxido de hidrógeno 1:9**

Diluir 100 mililitros de peróxido de hidrógeno con agua hasta un litro

### **1.8. Estandarización del zinc metálico**

- Pesar entre 0,12 gramos – 0,15 gramos de Zinc metálico (99,99 %) con precisión de 0,1 miligramos a un matraz de 500 mililitros.
- Adicionar 20 mililitros de ácido clorhídrico 1:1 (HCl), llevar a plancha caliente hasta disolución del Zinc metálico y presente estado pastoso.
- Bajar y lavar las paredes hasta aproximadamente 50 mililitros de agua.
- Adicionar aproximadamente 40 mililitros de solución amoniacal, colocar en la plancha y llevar a ebullición durante 4 minutos.
- Bajar y lavar las paredes del matraz hasta aproximadamente 300 mililitros de agua.
- Enfriar y adicionar 1 a 2 gotas de azul de bromotimol.
- Adicionar 25 mililitros de solución tampón.
- Ajustar el pH usando ácido clorhídrico 1:1 hasta decolorar la solución, ello indicara un pH de  $5,3 \pm 0,5$
- Adicionar de 1 a 2 gotas de Xilenol Orange y titular con solución de EDTA.

El resultado de la titulación conlleva a determinar el valor del factor de Zinc metálico o equivalente gramo de Zinc por mililitro de solución de EDTA:

$$f = G/V$$

Donde:

*f: factor de Zinc metálico ó equivalente gramo de Zinc por mililitro de solución estándar de EDTA*

*G: peso del zinc*

*V: cantidad usada de solución estándar de EDTA (gasto)*

## **2. PROCEDIMIENTO**

- Pesarse para muestra de concentrado de Zinc: 0,250 gramos  $\pm$  0,0002 gramos (w).
- Pesarse para muestra de alimentación: 0,500 gramos  $\pm$  0,0002 gramos (w).
- Y vaciar con cuidado, cada una, en un vaso de precipitación de 400 mililitros codificado, con ayuda de la brocha destinada para este fin.
- Adicionar 5 mililitros de ácido clorhídrico (HCl), llevar a la plancha caliente y digerir hasta estado pastoso.
- Adicionar 5 mililitros de ácido nítrico (HNO<sub>3</sub>) y llevar hasta sequedad. Entonces retirar de la plancha y dejar enfriar.
- Adicionar 5 mililitros de ácido clorhídrico y en la plancha dejar hervir por aproximadamente 03 minutos.

- Retirar de la plancha y lavar con agua caliente la luna de reloj y paredes del vaso
- Adicionar 10 mililitros de peróxido de hidrógeno (1:10) y/o 10 ml de persulfato de amonio al 10 % mas 40 mililitros de solución amoniacal.
- Llevar a la plancha y hacer hervir hasta que se forme en el vaso el “anillo de hierro”.
- Retirar de la plancha y lavar las paredes del vaso y luna de reloj con agua caliente.
- Filtrar con papel Whatman N° 4 (filtración rápida) y lavar 03 veces con solución amoniacal caliente y 03 veces con agua destilada caliente.
- El tiempo de lavado debe ser entre 5 minutos a 7 minutos. En tiempo más prolongado el Zinc es absorbido por el hidróxido de hierro, fenómeno de oclusión.
- Adicionar de 1 a 2 gotas de azul de bromotimol (el medio se tornará color azul violáceo).
- Calibrar el pH con solución de ácido clorhídrico 1:1 hasta que decolore la solución, ello indicara el pH aproximado de 5,3
- Adicionar 25 mililitros de solución tampón para amortiguar el pH calibrado.
- Enfriar y adicionar 01 a 02 gotas de solución de Xilenol Orange y titular con solución de EDTA.

- El punto final de viraje es un color amarillo Champagne.
- Registrar el gasto (V) de solución de EDTA y proceder al cálculo

### **3. CALCULO DE CONTENIDO DE Zinc**

Usar la siguiente fórmula:

$$\text{Zn (\%)} = f * V * 100 /w$$

Donde:

f = Cantidad de Zinc equivalente a 1 mililitro de solución estándar de EDTA

V = Cantidad usada (mililitro) de solución estándar de EDTA

W = Peso de la muestra (gramos)

### **3.7.2. DETERMINACIÓN DE PLOMO EN CONCENTRADO DE PLOMO POR MÉTODO VOLUMÉTRICO**

#### **1. PREPARACIÓN DE SOLUCIONES Y DETERMINACIÓN DE FACTOR**

##### **3.1. Solución Extractiva de plomo**

Disolver 5 kilogramos de acetato de amonio y 450 mililitros de ácido acético en cantidad suficiente de agua para 25 litros de solución.

##### **3.2. Solución de Xilenol Orange 1.0 %**

Se disuelve 1,0 gramos del indicador en 50 mililitros de

etanol y 50 mililitros de agua.

### **3.3. Solución de EDTA**

Disolver 250 gramos de EDTA en cantidad suficiente de agua para 25 litros de solución.

### **3.4. Estandarización del plomo metálico**

3.4.1. Pesarse entre 0,12 gramos – 0,13 gramos de plomo metálico (99,9 %) con precisión de 0,1 miligramos en un matraz de 250 mililitros o vaso de 400 mililitros. Agregar 25 mililitros de ácido nítrico 1:3 ( $\text{HNO}_3$ ), tapar con luna de reloj y llevar a sequedad.

3.4.2. Lavar las paredes y luna de reloj hasta Aproximadamente 50 mililitros de agua destilada.

3.4.3. Adicionar de 2 a 3 gotas de solución de urea al 10%, colocar en la plancha y hervir por aproximadamente 5 minutos

3.4.4. Adicionar 25 mililitros de solución extractiva y en la plancha hacer hervir 10 minutos aproximadamente.

3.4.5. Bajar de la plancha y lavar las paredes del vaso y luna de reloj hasta 250 mililitros

3.4.6. Adicionar de 1 a 2 gotas de Xilenol Orange y titular con solución de EDTA.

3.4.7. El resultado de la titulación conlleva a determinar el valor del factor de plomo metálico o equivalente gramo de plomo por mililitros de solución de EDTA:

$$f = G/V$$

Donde:

f : Factor de plomo metálico ó equivalente gramo de plomo por ml de solución estándar de EDTA

G : Peso del plomo

V : Cantidad usada de solución estándar de EDTA (gasto)

#### **4. PROCEDIMIENTO**

**4.1.** Pesar 0,2500 gramos  $\pm$  0,0002 gramos (w) de concentrado de plomo en vasos de 400 mililitros.

**4.2.** Adicionar 5 mililitros de ácido clorhídrico (HCl), llevar a la plancha y hervir aproximadamente 2 minutos.

**4.3.** Adicionar 10 mililitros de ácido nítrico (HNO<sub>3</sub>) y llevar hasta estado pastoso.

**4.4.** Si la muestra sigue oscura, agregar 05 gotas de ácido nítrico (HNO<sub>3</sub>).

*Nota: eliminar todo el ácido nítrico para garantizar que no habrá interferencias en el punto final de la titulación.*

**4.5.** Adicionar 10 mililitros de ácido sulfúrico (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>) y aún en la plancha dejar sulfatar por espacio de 25 minutos.

**4.6.** Bajar de la plancha y dejar enfriar por 10 minutos aproximadamente.

**4.7.** Lavar con agua destilada sin retirar la luna de reloj hasta 30 mililitros aproximadamente.

**4.8.** Llevar a la plancha para hervir por 3 minutos a 4 minutos.

- 4.9. Retirar de la plancha y dejar enfriar.
- 4.10. Lavar las paredes del vaso y luna de reloj hasta tener aproximadamente 50 mililitros.
- 4.11. Enfriar la solución con corriente agua fría
- 4.12. Filtrar la solución así obtenida con papel N° 40 y pulpa de papel. Lavar 03 veces con agua destilada fría.
- 4.13. Adicionar 25 mililitros de solución extractiva (solución de acetato de amonio).
- 4.14. Retirar el papel filtro y lavarlo con agua destilada haciendo caer el agua dentro del vaso, desmenuzar el papel y colocarlo dentro del vaso.
- 4.15. Colocar una luna de reloj sobre el vaso y llevar a la plancha para hervir 05 minutos aproximadamente.
- 4.16. Adicionar agua hasta 250 mililitros.
- 4.17. Adicionar al vaso 1 a 2 gotas de solución de Xilenol Orange y titular con solución de EDTA.
- 4.18. El punto final de viraje es un color amarillo.
- 4.19. Registrar el gasto (V) de solución de EDTA y proceder al cálculo

## 5. CÁLCULO

Usar la siguiente fórmula:

$$Pb (\%) = f \cdot V \cdot 100 / w$$



Donde:

f = Cantidad de plomo equivalente al mL de solución estándar de EDTA.

V = Cantidad usada (mililitros) de solución estándar de EDTA.

w = Peso de la muestra.

### 3.7.3. DETERMINACIÓN DE COBRE EN CONCENTRADO DE COBRE MÉTODO VOLUMÉTRICO

Pesar por triplicado aproximadamente 0,06 a 0,07 gramos de Cobre metálico y transferir a un matraz de 250 mililitros, adicionar 5 mililitros de HClO<sub>4</sub> concentrado, y llevar a plancha caliente proceder desde el ítem 5.1.

**Método alternativo de digestión rápida para la estandarización.**

Pesar por triplicado aproximadamente 0,06 a 0,07 gramos de Cobre metálico y transferir a un matraz de 250 mililitros y digerir con 10 mililitros de HNO<sub>3</sub> (químico puro), llevar a plancha caliente hasta pastoso, enfriar y lavar las paredes del matraz hasta 80 mililitros con agua, adicionar 5 mililitros de solución de urea, llevar a ebullición y proceder desde el ítem: 5.3

***Nota:*** En cualquiera de las formas de estandarización se recomienda el uso de nitrato de plata como indicador para que

*el viraje sea notorio, a un amarillo patito, en lugar de un blanco.*

## **1. PROCEDIMIENTO**

**5.1.** Pesar 0,25 gramos de y transferir a un matraz erlenmeyer de 250 mililitros.

**5.2.** Adicionar 5 mililitros de  $\text{HClO}_4$ , y calentar suavemente hasta desprendimiento de vapores blancos y llevar a pastoso.

**5.3.** Enfriar y lavar las paredes del matraz hasta 80 mililitros, se lleva a ebullición por 3 minutos para disolver las sales solubles.

**5.4.** Adicionamos  $\text{NH}_4\text{OH}$  gota a gota en caliente para precipitar el hierro.

**5.5.** Enfriar, y en este punto adicionamos en forma secuencial las siguientes soluciones:

**5.5.1.** Adicionar 10 mililitros de ácido acético (1:3).

**5.5.2.** Adicionar 10 mililitros de fluoruro de amonio (25% p/v).

**5.5.3.** Adicionar 10 mililitros yoduro de potasio (25% p/v)

**5.6.** Titular con tiosulfato hasta ver aclaración parcial de la solución. En este punto hacemos un alto en la titulación para adicionarle 10 mililitros de almidón al 1%.

**5.7.** Continuamos con la titulación hasta obtener una coloración gris clara. En este punto hacemos un alto y adicionamos 5 mililitros de Tiocianato de amonio.

**5.8.** Continuamos con la titulación hasta ver el punto final un color amarillo intenso (“patito”)

## **2. CÁLCULO**

$$\% Cu = \frac{V \times F \times 100}{W}$$

Donde:

V = Gasto de solución tiosulfato de sodio en mililitros.

F = (Factor de la solución  $Na_2O_3S_2.5H_2O$ ) = peso Cobre metálico/Gasto solución  $Na_2O_3S_2.5H_2O$

W = Peso de la muestra, g

## **3.8. ANÁLISIS QUÍMICO - MÉTODO ANÁLISIS INSTRUMENTAL.**

### **3.8.1. DETERMINACIÓN DE METALES Pb, Zn, Cu y Ag, POR EL MÉTODO DE ABSORCIÓN ATÓMICA EN MUESTRAS DE MINERALES**

#### **1. ANALÍTICOS Y CONCENTRACIONES:**

- Zinc: hasta 10 %.
- Plomo: hasta 10 %.
- Cobre: hasta 30 %.

- Plata: hasta 500 g/t.

## 2. PROCEDIMIENTO

### 2.1. Pesado.

- En una bandeja colocar vasos de precipitado de 150 mililitros, sanos, limpios, rotulados y ordenados numéricamente.
- Verificar la balanza con pesas calibradas considerando el e.m.p.
- Pesar la cantidad de muestra según el elemento a determinar y muestra a ensayar:

**Tabla N° 3.2: Muestras estándares para análisis**

Elemento	Muestra	Peso
Pb, Zn, Cu	Alimentación, Relave, Concentrado de Plomo, Concentrado de Zinc, Concentrado de Cobre.	0,200 g ± 0,020 g
Ag	Alimentación, Relave, Concentrado de Zinc.	0,500 g ± 0,020 g
	Concentrado de Pb, Concentrado de Cobre	0,250 g ± 0,020 g
Pb, Zn, Cu, Ag	Muestras geoquímicas	0,250 g ± 0,020 g

**Fuente: Elaboración propia**

- Colocar la muestra pesada en el vaso de precipitado debidamente rotulado. Repetir este procedimiento para cada muestra.
- Llevar la bandeja con los vasos conteniendo la muestra pesada a la mesa de ataque en la sala de volumetría.
- Antes de proceder al ataque verificar que los equipos y reactivos para el proceso de digestión se encuentren en

la sala o funcionen correctamente (ácidos y equipo extractor de gases)

## **2.2. Digestión**

- La digestión se inicia agregando 5 mililitros de ácido nítrico en cada vaso que contiene la muestra y colocando cada uno de ellos sobre la plancha de calentamiento.
- La plancha debe estar a  $260\text{ }^{\circ}\text{C} \pm 10\text{ }^{\circ}\text{C}$ .
- Esperar hasta que se eliminen todos los gases nitrosos.
- Luego agregar a cada vaso, aún en la plancha, una pizca de clorato de potasio (para oxidar elementos Pb, Zn y Cu) y para las muestras en que se determinará la plata, 2 mililitros de peróxido de hidrógeno (para oxidar la plata)
- Agregar 5 mililitros de ácido clorhídrico a todas las muestras y dejar hasta que adquiera un estado “pastoso” durante aproximadamente 5 minutos. De esta manera se completa el ataque químico de las muestras de mineral
- Luego, agregar 20 mililitros de ácido clorhídrico para las muestras en que se determina Pb, Zn y Cu, y 5 mililitros para las muestras en que se determina Ag.

- Esperar aproximadamente 5 minutos y retirar los vasos de la plancha con la ayuda de una pinza en forma ordenada.
- Lavar con agua destilada las paredes de los vasos y trasvasar el contenido a fioles limpias.

### **2.3. Aforado**

- Aforar las fioles conteniendo la muestra con agua destilada y proceder a agitar vigorosamente.
- A partir de estas realizar diluciones:

Para alimentación : Tomar alícuota de 4 ml a fiola de 200 ml

Para conc de Cu y Pb: Tomar alícuota de 5 ml a fiola de 200 ml

Para relave : Tomar alícuota de 5 ml a fiola de 50 ml

Para conc de Zn : Tomar alícuota de 5 ml a fiola de 200 ml (\*)

- Aforar con ácido clorhídrico al 10% y agitar vigorosamente. Luego trasvasar a tubos de ensayos (\*). *Adicionalmente para el conc de Zn hacer otra dilución tomando alícuota de 5 ml a fiola de 50 ml.*
- Trasladar los tubos de ensayo a la sala de Absorción Atómica para su lectura

### **2.4. Lectura en Absorción Atómica**

Antes de iniciar las lecturas verificar si la temperatura de las muestras está por encima de 15°C.

- Encender el equipo y seguir las instrucciones del manual de instructivos de uso de equipos.

- Leer el blanco reactivo verificando que la lectura del elemento a determinar sea menor a su LDM.
- Calibrar el equipo (linealidad) y verificar con estándar para el punto medio de la curva según el elemento a determinar (porcentaje de recuperación: +/- 5%).

### 3. CONTROLES.

**Tabla N° 3.3: Controles de los elementos a análisis**

N°	Elemento	Símbolo	Concentración (ppm)
01	Zinc	Zn	999 +/- 2
02	Plomo	Pb	1000 +/- 2
03	Cobre	Cu	1000 +/- 2
04	Plata	Ag	1000 +/- 2

**Fuente: Elaboración propia**

### 4. REPORTE DE ENSAYOS.

Es el procedimiento previo a la emisión de los resultados.

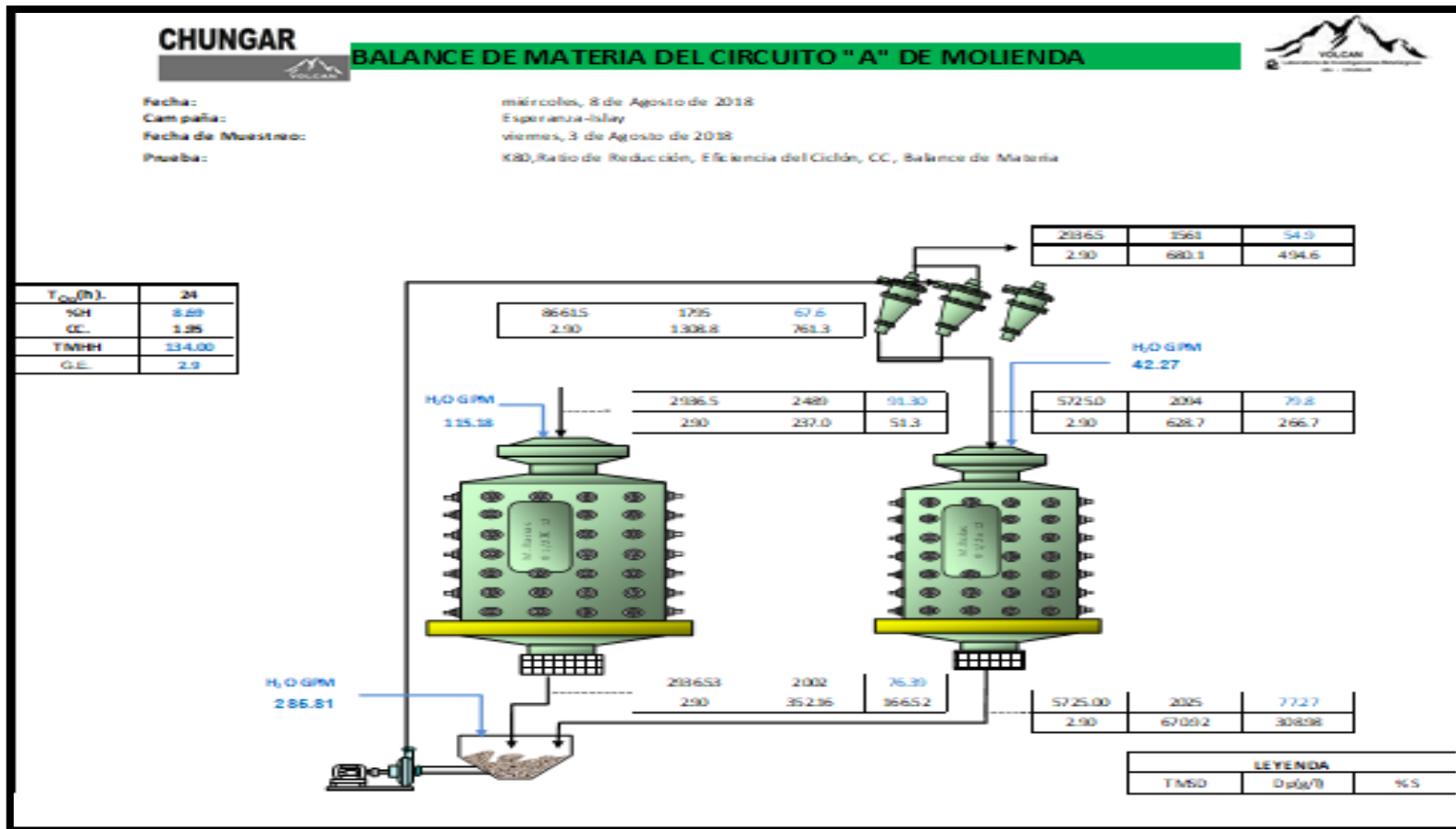
#### 4.1. CONTROLES:

- Verificación de los estándares, material de referencia, duplicados, blancos, muestras ciegas.

### 3.9. BALANCE DE MATERIA DEL MOLINO EN EL CIRCUITO “A”

Se va a presentar resultados del circuito “A”, de la molienda, descarga, alimento al hidrociclón y la clasificación de partículas finas para determinar el tamaño apropiado para una buena recuperación.

Figura N° 3.2: Balance de materia del circuito "A" de molienda



Fuente: Elaboración propia

Balance de materia del circuito "A" en la sección de molienda con clasificador hidrociclón con 15° de inclinación



**Tabla N° 3.4: Balance de materia del circuito “A” de molienda**

**Carga Circulante: 1,95**

	Alimento Fresco	H <sub>2</sub> O agregada al Molino de barras 9,5'x12'	Descarga del Molino 9,5'x12'	H <sub>2</sub> O agregada al Cajón hacia la clasificación	Descarga del Molino de Bolas 9,5'x12'	H <sub>2</sub> O agregada al Molino de Bolas 9,5'x12'	Feed Hidrociclones D-15	U/F Hidrociclones D-15	O/F Hidrociclones D-15
TMSH mineral	122,36		<b>122,36</b>		238,54		<b>360,90</b>	<b>238,54</b>	<b>122,36</b>
m <sup>3</sup> /h agua	11,66	26,16	<b>37,82</b>	64,92	70,18	9,60	<b>172,91</b>	<b>60,58</b>	<b>112,34</b>
Densidad (g/L)	2488,63		2001,95		2025,32		1795,21	2094,24	1560,94
% Sólidos P	91,30		<b>76,39</b>		77,27		<b>67,61</b>	<b>79,75</b>	<b>54,85</b>
% Agua	8,70		23,6		22,73		32,40	20,30	45,20
Ge	2,90		2,90		2,90		2,90	2,90	2,90
GPM pulpa	237,03		352,16		670,92		1308,78	628,66	680,12
% Sólidos V	78,38		52,75		53,99		41,87	57,61	27,32
m <sup>3</sup> /h pulpa	53,83		79,98		152,37		297,22	142,77	154,46

**Fuente: Elaboración propia**

En la molienda del circuito “A”, se ha tratado 122,36 TMH, añadiendo 11,66 metros cúbicos por hora de agua, obteniendo 2488,63 gramos por litro de densidad con un porcentaje de 91,30 % de sólidos, siendo la gravedad específica del mineral equivalente a 2,90; con 237,03 galones por minuto de pulpa. Con una descarga del molino de bolas 238,54 TMH incluido la carga circulante, con 2025,32 gramos por litro de densidad con un 77,27 % de porcentaje de sólidos. Teniendo una clasificación de partículas finas óptimas en el under y over flow. Con una densidad de 2094,24 y 1560,94 gramos por litro respectivamente.

**Tabla N° 3.5: Balance de materia del molino con su hidrociclón**

	Alimento Fresco	Descarga Molino		Feed Ciclón	O/F Ciclón	U/F Ciclón
		Barras 9,5'x12'	Bolas 9,5'x12'			
TMSD	2936,53	2936,53	5725,00	8661,53	2936,53	5725,00
TMSH	122,36	122,36	238,54	360,90	122,36	238,54
GPM PULPA	237,03	352,16	670,92	1308,78	680,12	628,66
M3/H PULPA	53,84	79,98	152,38	297,26	154,47	142,78
GPM H <sub>2</sub> O	51,34	166,52	308,98	761,31	494,60	266,71
M <sup>3</sup> /H H <sub>2</sub> O	11,66	37,82	70,18	172,91	112,34	60,58
GPM H <sub>2</sub> O AGRE	115,18	285,81	42,27			
m <sup>3</sup> /h H <sub>2</sub> O AGRE	26,16	64,92	9,60			
DILUCIÓN				0,48	0,82	0,25
CC DILUCIÓN	1,53					

**Fuente: Elaboración propia**

Se puede notar en la tabla N° 3.5, que los finos de la descarga del molino son alimentados al hidrociclón, donde el underflow presenta 5725 TMSD y 238,54 TMH

**Tabla N° 3.6: Análisis Granulométrico**

MALLA	Micrones (μ)	PORCENTAJE RETENIDO					
		Alimento Fresco	Desc. Mol. barras 9.5'x12'	Desc. Mol. Bolas 9.5' X12'	Feed Ciclón	O/F Ciclón	U/F Ciclón
+ m 1"	25400	0,66					
+ m 3/4"	19000	5,79					
+ m 1/2"	12700	16,76					
+ m 3/8"	9510	7,14					
+ m 1/4"	6350	8,68					
+ m 5	4000	8,08					
+ m 10	2000	10,42	2,01	0,44			
+ m 18	1000		18,46	4,89	9,57	0,31	16,39
+ m 35	500		35,03	10,09	11,86	3,11	16,77
+ m 45	354		44,51	10,02	9,17	5,28	10,75
+ m 70	210		55,41	17,83	15,80	11,44	17,05
+ m 100	149		61,75	12,89	10,90	9,41	10,61
+ m 140	105		67,20	9,90	8,48	9,90	6,95
+ m 200	74		71,89	6,76	6,32	9,52	4,08
+ m 270	53				4,33	7,35	2,69
+ m 325	44				1,86	3,36	0,99
+ m 400	37				1,59	3,04	0,88

**Fuente: Elaboración propia**

Este análisis es para evaluar la descarga del hidrociclón, con la función RR

**Tabla N° 3.7: Determinación de la Función de Rosim Rambler**

Función RR	2	1	1	1	1	1
Correlación	0,997	0,989	0,998	0,998	0,999	0,994
AX	0,341	0,719	0,869	0,745	0,771	0,825
B	0,494	-4,323	-4,865	-4,261	-3,617	-5,109
F80	13,465	789	468	576	202	871
% malla +70		55,41	43,28	46,40	20,15	60,97
% malla - 200		28,11	27,18	27,90	<b>51,02</b>	17,39
Densidad de Pulpa (g/L)	2489	2002	2025	1795	1561	2094
% solidos	91,30	76,39	77,27	67,60	<b>54,90</b>	79,80
Peso pulpa TPH	133,98	160,13	308,62	533,64	241,12	299,02
Flujo Pulpa m <sup>3</sup> /h	53,84	79,98	152,38	297,26	154,47	142,78
Peso de agua m <sup>3</sup> /h	11,66	37,82	70,18	172,91	112,34	60,58
Agua al molino Barras 9,5'X12' m <sup>3</sup> /h	26,16					
Agua al molino Bolas 9,5'X12' m <sup>3</sup> /h	9,60					
Agua a cajón m <sup>3</sup> /h	64,92					
<b>By pass clasificación</b>	<b>0,35</b>					
CC mallas	1,95					
CC densidades	1,53					
<b>Corte D50</b>	<b>93</b>					
<b>Eficiencia clasificación</b>	<b>43,87</b>					

Fuente: Elaboración propia

En la tabla N° 3.7, se tiene 51,02 % de finos, con un 54,90 % de sólidos, teniendo un corte del 93 en el D50, con una eficiencia de clasificación del 43,87. Se tiene que regular el ápex del hidrociclón para mejorar la eficiencia de clasificación.

**Tabla N° 3.8: Determinación de la ratio de reducción**

Ratio de Reducción	
Molino de Barras N° 01	Molino de Bolas 9 1/2' x 12'
17,06	1,86

Fuente: Elaboración propia

La ratio de reducción en el molino de bolas es 17 y del molino de bolas es 2, lo que significa que 17 veces ha partido el mineral en el molino de barras y 2 veces se ha partido el mineral en el molino de bolas.

### 3.10. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO Y BALANCE DE MATERIA DEL CIRCUITO "A" DE MOLIENDA

Fecha: miércoles 8 de agosto de 2018

Campaña: Esperanza – Islay

Fecha de muestreo: viernes, 3 de agosto de 2018

Prueba: K80, Radio de reducción, Eficiencia de ciclón, Balance de materia.

**Tabla N° 3.9: Análisis granulométrico del alimento al Molino de Barras (9.5´ x 12´)**

Malla	Abertura X	Peso W, g	% PESO	% AC(+)	% AC(-) Y	LOG X	LOG Y	LOGX*LOGY	LOGX <sup>2</sup>	LOGY <sup>2</sup>	K80 (μ)
+ m 1"	25400	50,54	0,66	0,66	99,34	4,40	2,00	8,80	19,40	3,99	13465
+ m 3/4"	19000	442,30	5,79	6,45	93,55	4,28	1,97	8,43	18,31	3,88	
+ m 1/2"	12700	1280,16	16,76	23,22	76,78	4,10	1,89	7,74	16,84	3,55	
+ m 3/8"	9510	545,03	7,14	30,35	69,65	3,98	1,84	7,33	15,83	3,40	
+ m 1/4"	6350	663,08	8,68	39,04	60,96	3,80	1,79	6,79	14,46	3,19	
+ m 5	4000	616,99	8,08	47,11	52,89	3,60	1,72	6,21	12,97	2,97	
+ m 10	2000	795,86	10,42	57,54	42,46	3,30	1,63	5,37	10,90	2,65	
- m 10	-	3243,04	42,46	100,00							
<b>Suma</b>		7637	100			27,47	12,83	50,67	108,71	23,63	

Fuente: Elaboración propia

Número de mallas: 7

Hallando a = m : 0,34

Hallando b = m Log(K) : 0,49

Coefficiente de correlación r: 0,9974

El coeficiente de correlación es igual a 0,9974 cercano a la unidad lo que significa que la descarga del molino: Si  $0 < r < 1$ , existe una correlación positiva.

**Tabla N° 3.10: Análisis granulométrico Descarga del Molino de Barras (9.5´ x 12´)**

Malla	Abertura X	Peso W, g	% PESO	% AC(+) - W	LN(100/W)--B	LN X	LN B--Y	LN X*Y	LOGX****2	LOGY****2	K80 (μ)
+ m 10	2000	10,43	2,01	2,01	3,91	7,60	1,36	10,36	57,77	1,86	789
+ m 18	1000	85,57	16,46	18,46	1,69	6,91	0,52	3,62	47,72	0,28	
+ m 35	500	86,13	16,56	35,03	1,05	6,21	0,05	0,30	38,62	0,00	
+ m 45	354	49,31	9,48	44,51	0,81	5,87	-0,21	-1,24	34,45	0,04	
+ m 70	210	56,68	10,90	55,41	0,59	5,35	-0,53	-2,82	28,59	0,28	
+ m 100	149	33,00	6,35	61,75	0,48	5,00	-0,73	-3,65	25,04	0,53	
+ m 140	105	28,34	5,45	67,20	0,40	4,65	-0,92	-4,29	21,66	0,85	
+ m 200	74	24,38	4,69	71,89	0,33	4,30	-1,11	-4,77	18,52	1,23	
- m 200		146,16	28,11	100,00	0,00						
<b>Suma</b>		520,00	100,00			45,90	-1,56	-2,49	272,38	5,07	

Fuente: Elaboración propia

Número de mallas: 8

Hallando a: 0,7195

Hallando b: - 4,3235

Coeficiente de correlación r: 0.9890

F = 80

W = 20

Y = 0,48

**Tabla N° 3.11: Análisis granulométrico Descarga Molino de bolas (9,5´ x 12´)**

Malla	Abertura X	Peso W, g	% PESO	%AC(+) -- W	LN(100/W)--B	LN X	LN B--Y	LN X*Y	LOGX****2	LOGY****2	K80 (μ)
+ m 10	2000	2,25	0,44	0,44	5,43	7,60	1,69	12,86	57,77	2,86	468
+ m 18	1000	25,06	4,89	5,33	2,93	6,91	1,08	7,43	47,72	1,16	
+ m 35	500	51,67	10,09	15,43	1,87	6,21	0,63	3,89	38,62	0,39	
+ m 45	354	51,31	10,02	25,45	1,37	5,87	0,31	1,84	34,45	0,10	
+ m 70	210	91,28	17,83	43,28	0,84	5,35	-0,18	-0,95	28,59	0,03	
+ m 100	149	66,01	12,89	56,17	0,58	5,00	-0,55	-2,75	25,04	0,30	
+ m 140	105	50,68	9,90	66,07	0,41	4,65	-0,88	-4,10	21,66	0,78	

+ m 200	74	34,60	6,76	72,82	0,32	4,30	-1,15	-4,94	18,52	1,32	
- m 200		139,14	27,18	100,00	0,00						
<b>Suma</b>		512,00	100,00			45,90	0,95	13,27	272,38	6,94	

Fuente: Elaboración propia

El coeficiente de correlación es positivo.

Número de mallas: 8

Hallando a: 0,8687

Hallando b: - 4,8654

Coeficiente de correlación r: 0.9980

F = 80

W = 20

Y = 0,48

El coeficiente de correlación es positivo.

Tabla N° 3.12: Análisis granulométrico Alimento (Nido de Ciclones D-15)

Malla	Abertura X	Peso W, g	% PESO	%AC(+) -- W	%AC(-) -- W	LN(100/W)-B	LN X	LN B-Y	LN X*Y	LOGX <sup>2</sup>	LOGY <sup>2</sup>	K80 (μ)
+ m 18	1000	59,62	9,57	9,57	90,43	2,35	6,91	0,85	5,89	47,72	0,73	576
+ m 35	500	73,90	11,86	21,43	78,57	1,54	6,21	0,43	2,68	38,20	0,19	
+ m 45	354	57,11	9,17	30,60	69,40	1,18	5,87	0,17	0,99	34,45	0,03	
+ m 70	210	98,42	15,80	46,40	53,60	0,77	5,35	-0,26	-1,41	28,59	0,07	
+ m 100	149	67,93	10,90	57,30	42,70	0,56	5,00	-0,59	-2,93	25,04	0,34	
+ m 140	105	52,85	8,48	65,78	34,22	0,42	4,65	-0,87	-4,05	21,66	0,76	
+ m 200	74	39,36	6,32	72,10	27,90	0,33	4,30	-1,12	-4,81	18,52	1,25	
+ m 270	53	26,99	4,33	76,43	23,57	0,27	3,97	-1,31	-5,22	15,76	1,73	
+ m 325	44	11,61	1,86	78,30	21,70	0,24	3,78	-1,41	-5,33	14,32	1,98	
+ m 400	37	9,88	1,59	79,88	20,12	0,22	3,61	-1,49	-5,39	13,04	2,23	
- m 400		125,33	20,12	100,00	0,00	0,00						
<b>Suma</b>		623,00	100,00				49,67	-5,60	-19,57	257,72	9,30	

Fuente: Elaboración propia

Número de mallas: 10

Hallando a: 0,7452

Hallando b: - 4,2610

Coeficiente de correlación r: 0.9977

F = 80

W = 20

Y = 0,48

**Tabla N° 3.13: Análisis granulométrico Under Flow (Nido de Ciclones D-15)**

Malla	Abertura X	Peso W, g	% PESO	% AC(+) -- W	% AC(-) -- W	LN(100/W)--B	LN X	LN B--Y	LN X*Y	LOGX****2	LOGY****2	K80 (μ)
+ m 18	1000	84,25	16,39	16,39	83,61	1,81	6,91	0,59	4,09	47,72	0,35	871
+ m 35	500	86,22	16,77	33,17	66,83	1,10	6,21	0,10	0,61	38,62	0,01	
+ m 45	354	55,24	10,75	43,91	56,09	0,82	5,87	-0,19	-1,14	34,45	0,04	
+ m 70	210	87,66	17,05	60,97	39,03	0,49	5,35	-0,70	-3,76	28,59	0,49	
+ m 100	149	54,56	10,61	71,58	28,42	0,33	5,00	-1,10	-5,48	25,04	1,20	
+ m 140	105	35,72	6,95	78,53	21,47	0,24	4,65	-1,42	-6,61	21,66	2,02	
+ m 200	74	20,99	4,08	82,61	17,39	0,19	4,30	-1,66	-7,13	18,52	2,74	
+ m 270	53	13,82	2,69	85,30	14,70	0,16	3,97	-1,84	-7,30	15,76	3,38	
+ m 325	44	5,08	0,99	86,29	13,71	0,15	3,78	-1,91	-7,24	14,32	3,66	
+ m 400	37	4,53	0,88	87,17	12,83	0,14	3,61	-1,99	-7,17	13,04	3,94	
- m 400		65,90	12,83	100,00	0,00	0,00						
<b>Suma</b>		514,00	100,00			49,67	-10,12	-41,13	257,72	17,84		

**Fuente: Elaboración propia**

Número de mallas: 10

Hallando a: 0,8250

Hallando b: - 5,1092

Coefficiente de correlación r: 0,9945

F = 80

W = 20

Y = 0,48

**Tabla N° 3.14: Análisis granulométrico Over Flow (Nido de Ciclones D-15)**

Malla	Abertura X	Peso W, g	% PESO	%AC(+) -- W	%AC(-) -- W	LN(100/W)--B	LN X	LN B--Y	LN X*Y	LOGX <sup>2</sup>	LOGY <sup>2</sup>	K80 (μ)
+ m 18	1000	1,66	0,31	0,31	99,69	5.76	6.91	1.75	12.10	47.72	3.07	202
+ m 35	500	16,47	3,11	3,43	96,57	3.37	6.21	1.22	7.56	38.62	1.48	
+ m 45	354	27,91	5,28	8,70	91,30	2.44	5.87	0.89	5.24	34.45	0.80	
+ m 70	210	60,54	11,44	20,15	79,85	1.60	5.35	0.47	2.52	28.59	0.22	
+ m 100	149	49,78	9,41	29,56	70,44	1.22	5.00	0.20	0.99	25.04	0.04	
+ m 140	105	52,36	9,90	39,46	60,54	0.93	4.65	-0.07	-0.34	21.66	0.01	
+ m 200	74	50,36	9,52	48,98	51,02	0.71	4.30	-0.34	-1.45	18.52	0.11	
+ m 270	53	38,87	7,35	56,32	43,68	0.57	3.97	-0.56	-2.20	15.76	0.31	
+ m 325	44	17,75	3,36	59,68	40,32	0.52	3.78	-0.66	-2.50	14.32	0.44	
+ m 400	37	16,06	3,04	62,71	37,29	0.47	3.61	-0.76	-2.75	13.04	0.58	
- m 400		197,20	37,29	100,00	0,00	0,00						
<b>Suma</b>		529,00	100,00				49.67	2.14	19.16	257.72	7.05	

Fuente: Elaboración propio

Número de mallas: 10

Hallando a: 0,7713

Hallando b: - 3,6167

Coefficiente de correlación r: 0,9987

F = 80

W = 20

Y = 0,48



**Tabla N° 3.15: Carga circulante por mallas**

<b>CC por Mallas</b>		
+ m 18	1,3569	
+ m 35	1,5344	
+ m 45	1,6446	
+ m 70	1,8015	
+ m 100	1,9425	
+ m 140	2,0653	
+ m 200	2,1996	
+ m 270	2,2672	
+ m 325	2,3288	
+ m 400	2,3549	
- m 400	<b>1,9496</b>	
<b>% Carga Circulante</b>		<b>194,96 %</b>

**Fuente: Elaboración propia**

La carga circulante en el circuito "A" de molienda es de 194,96 %. Es decir 94,96 se ha incrementado en la alimentación esto es debido a la presencia de la calcopirita, lo que se debe de hacer es reducir la cantidad de agua para que el molino pueda operar bien.

**Tabla N° 3.16: Cálculo de la Eficiencia de Clasificación**

Nº Mallas	Abertura $\mu\text{m}$	Alimento	Over Flow		Under Flow		S										
		% Peso	Ac (-)	% Peso	Ac (-)	% Peso	Ac (-)	% Rec. U/F	% Rec. O/F	U' flow	O' flow	Total	%	% Ac(+)	% Ac(-)	U/F	O/F
+ m 18	1000	9,57	90,43	0,31	99,69	16,39	83,61	57,57	42,43	1075,73	10,79	1086,51	10,87	10,87	89,13	99,01	0,99
+ m 35	500	11,86	78,57	3,11	96,57	16,77	66,83	60,54	39,46	1100,88	107,01	1207,89	12,08	22,94	77,06	91,14	8,86
+ m 45	354	9,17	69,40	5,28	91,30	10,75	56,09	62,19	37,81	705,32	181,34	886,66	8,87	31,81	68,19	79,55	20,45
+ m 70	210	15,80	53,60	11,44	79,85	17,05	39,03	64,31	35,69	1119,27	393,35	1512,62	15,13	46,94	53,06	74,00	26,00
+ m 100	149	10,90	42,70	9,41	70,44	10,61	28,42	66,02	33,98	696,64	323,44	1020,08	10,20	57,14	42,86	68,29	31,71
+ m 140	105	8,48	34,22	9,90	60,54	6,95	21,47	67,38	32,62	456,08	340,20	796,28	7,96	65,10	34,90	57,28	42,72
+ m 200	74	6,32	27,90	9,52	51,02	4,08	17,39	68,75	31,25	268,01	327,21	595,21	5,95	71,05	28,95	45,03	54,97
+ m 270	53	4,33	23,57	7,35	43,68	2,69	14,70	69,39	30,61	176,46	252,55	429,01	4,29	75,34	24,66	41,13	58,87
+ m 325	44	1,86	21,70	3,36	40,32	0,99	13,71	69,96	30,04	64,86	115,33	180,19	1,80	77,14	22,86	36,00	64,00
+ m 400	37	1,59	20,12	3,04	37,29	0,88	12,83	70,19	29,81	57,84	104,35	162,19	1,62	78,77	21,23	35,66	64,34
- m 400		20,12		37,29		12,83				841,81	1281,54	2123,35	21,23	100,00	0,00	39,65	60,35
<b>Total</b>		<b>100,00</b>		<b>100,00</b>		<b>100,00</b>		<b>65,63</b>	<b>34,37</b>				<b>100,00</b>				

Fuente: Elaboración propia

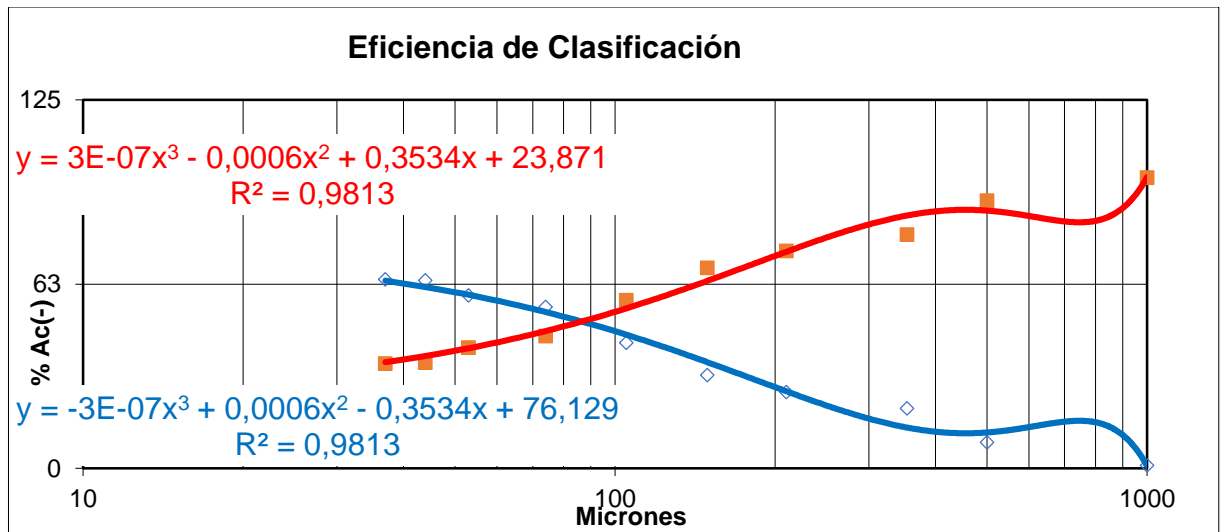
Los datos obtenidos en el nido de hidrociclones de 15 pulgadas de diámetro nos van a servir para determinar la eficiencia de clasificación mediante la aplicación de la ecuación de Rosin Rammler por ser una ecuación de línea recta. En esta ecuación debemos de terminar el D50, que nos va informar el corte o corto circuito es de 86 micrones.

Tabla N° 3.17: Determinación del D50 en el circuito “A” de molienda

Ecuación 01 =		50.0
Ecuación 02 =		50.0
	D50 (μ)	86

Fuente; Elaboración propia

Figura N° 3.3: Curva tromp en el nido de hidrociclones



Fuente: Elaboración propia

### 3.11. CÁLCULO DE D50 Y EFICIENCIA DE CLASIFICACIÓN POR LA ECUACIÓN DE ROSIN RAMMLER

Tabla N° 3.18: Ecuación: “Ln (Ln (100/W)) = A Ln D50 + B”

RESULTADO			
RESULTADO	ALIMENTO	OVER	UNDER
AX	0,745	0,771	0,825
B	- 4,261	- 3,617	-5,109
CORRELACIÓN	0,998	0,999	0,995
K80 (μ)	576	202	871

Fuente: Elaboración propia

**Tabla N° 3.19: Funciones de distribución D50**

FUNCIONES DE DISTRIBUCIÓN PARA EL D50	
CC	1,950
AX	0,745
B	-4,261
W	66,097
100/W	1,513
LN(LN(100/W))	-0,882
LND50	4,535
<b>D50 (<math>\mu</math>)</b>	<b>93,19</b>

Fuente: Elaboración propia

**Tabla N° 3.20: Datos para determinar la eficiencia de clasificación**

EFICIENCIA DE CLASIFICACIÓN				
	F		O	S
AX	0,75		0,77	0,82
B	-4,26		-3,62	-5,11
ALND	3,38		3,50	3,74
ALND+B	-0,88		-0,12	-1,37
LN(LN(100/W))	-0,88		-0,12	-1,37
100/W	1,51		2,43	1,29
W	66,10		41,16	77,52
100-W	33,90		58,84	22,48

Fuente: Elaboración propia

**Tabla N° 3.21: Determinación de la eficiencia del nido de hidrociclones**

N1	0,80	
N2	0,55	
<b>Eficiencia</b>	<b>43,87</b>	<b>%</b>

Fuente: Elaboración propia

La eficiencia del nido de hidrociclones es del 43,87 % lo que significa que el ápex debe de ser revisada en su apertura para mejorar la clasificación de las partículas finas que van ser trasladadas a la celda de acondicionamiento para luego flotar en el rougher.

Los resultados obtenidos por las funciones matemáticas de distribución granulométrica (ROSIN RAMMLER, GAUDIN SCHUMMANN) son más exactos que los resultados obtenidos por gráficas como la curva de Tromp que se muestra líneas arriba, lo conveniente de usar estas funciones es que se pueden dar forma a una ecuación de una recta y se hace más fácil de resolver.

## CAPÍTULO IV

### ANÁLISIS DE RESULTADO

#### 4.1. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Tabla N° 4.1: Peso y % de peso en la Muestra 1

MALLA	Peso	Malla	% Peso
0	0,00	45	0,00
70	81,50	65	27,17
100	33,10	100	11,03
140	30,30	150	10,10
200	25,05	200	8,35
-200	130,05	-200	43,35
	300,00		

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.2: Peso y % de peso en la Muestra 2

MALLA	Peso	Malla	% Peso
0	0,00	45	0,00
70	82,00	65	27,33
100	33,65	100	11,22
140	30,90	150	10,30
200	25,15	200	8,38
-200	128,30	-200	42,77
	300,00		

Fuente: Elaboración propia

**Tabla N° 4.3: Peso y % de peso en la Muestra 3**

MALLA	Peso	Malla	% Peso
0	0,00	45	0,00
70	87,15	65	29,05
100	32,85	100	10,95
140	29,80	150	9,93
200	24,10	200	8,03
-200	126,10	-200	42,03
	300,00		

Fuente: Elaboración propia

**Tabla N° 4.4: Población del mineral**

STOCKS DEL DÍA		PRODUCCIÓN	
SHALCA	0	STOCK ANT,	12711
STA ROSA	0	MINA	3726
ALPAMARCA	0	ALPAMARCA	0
ISLAY	496	ISLAY	783
BANCOS ISL	2100	CERRO	637
BANCOS ESP	6700	<b>TOTAL DÍA</b>	<b>3873</b>
CANCHA	650	TOTAL MINERAL,	16584
T, GRUESOS	350	PLANTA	4579
T, FINOS 1	700	STOCK TEÓRICO	12005
T, FINOS 2	650	DIFERENCIA	-359
TOTAL	11646		
STOCK ESP	9050		

Fuente: Elaboración propia

**Tabla N° 4.5: Tratamiento de Planta por día**

Guardia,	H <sub>2</sub> O MINA	TMH	H <sub>2</sub> O	TMS	Esperanza	ISLAY	ALPA MARCA	SHALCA
1 era	8,42	1643,64	6,78	1532,20	1312,20	220,00	0,00	0,00
2 da	7,46	1620,60	6,13	1521,26	1341,26	180,00	0,00	0,00
3 era	7,18	1629,46	6,35	1525,99	1335,99	190,00	0,00	0,00
				4579,45	3989,45	590,00	0,00	0,00
					9408	2596	0	0

Fuente: Elaboración propia

En las tablas anteriores se puede notar las toneladas de tratamiento de mineral en la planta concentradora reportadas por cada zona de explotación, así como también por guardia en que se inicia a las 00:00 horas.

**Tabla N° 4.6: Balance metalúrgico de mineral oxidado y sulfurado primera guardia**

GUARDIA	CABEZA			cc, Pb	cc, Zn
	%Fe	%PbO	%ZnO	%Fe	%Fe
Primera	7,86	0,30	0,04	4,07	3,16
Segunda	9,45	0,37	0,05	4,34	3,29
Tercera	8,25	0,42	0,05	4,21	3,26

0 am - 8 am JEFE DE GUARDIA: ING, F, LARA															
PRODUC TOS	TMS	LEYES				CONTENIDO METÁLICO				RECUPERACIONES				OVER FLOW	
		%Pb	%Zn	%Cu	Ag (Oz/T)	Pb	Zn	Cu	Ag	%Pb	%Zn	%Cu	Ag		
CABEZA	1532,20	1,50	7,25	0,14	4,44	22,983	111,085	2,145	6798,076	100,00	100,00	100,00	100,00	70	27,17
Conc,Cu	4,35	6,89	11,01	22,41	671,31	0,300	0,479	0,976	2922,874	1,31	0,43	45,50	43,04	+100	11,03
Conc,Pb	28,70	64,51	7,46	0,64	75,01	18,514	2,141	0,184	2152,721	80,56	1,93	8,58	31,70	+140	10,10
Conc,Zn	167,43	0,50	60,16	0,35	3,60	0,837	100,728	0,586	602,907	3,64	90,68	27,32	8,88	+200	8,35
RELAVE	1331,71	0,25	0,58	0,03	0,84	3,329	7,724	0,400	1113,206	14,48	6,95	18,65	16,39	-200	43,35
Cab, Cal,	1532,20	1,50	7,25	0,14	4,43	22,980	111,072	2,146	6791,708	99,99	99,99	100,05	100,00		

Rc Pb = 53,39

Rc Zn = 9,15

Rc Cu = 351,91

83,61

Plata en conc, 56,79

**Fuente: Elaboración propia**

La presencia de minerales oxidados en el tratamiento da lugar a sulfurar para que se trate en la sección de flotación teniendo un 80,56 % de recuperación de plomo con un porcentaje de 14,48 % que está presente en el relave siendo muy alto, un 90,68 % de recuperación de zinc y un 6,95 % en el relave, la recuperación del cobre es de 45,50 % y que está presente un 8,58 % en el plomo y un 27,32 % en el zinc, con un 18,65 % de cobre en el relave. Es muy alto en relave.



Tabla N° 4.7: **Balance metalúrgico de mineral oxidado y sulfurado segunda guardia**

8 am - 4 pm		JEFE DE GUARDIA: ING, R, BRINGAS													
PRODUC TOS	T,M,S	LEYES				CONTENIDO METÁLICO				RECUPERACIONES				OVER FLOW	
		%Pb	%Zn	%Cu	Ag (Oz/T)	Pb	Zn	Cu	Ag	%Pb	%Zn	%Cu	Ag		
CABEZA	1521,26	1,77	8,20	0,15	4,05	26,926	124,743	2,282	6162,604	100,00	100,00	100,00	102,61	70	27,33
Conc,Cu	4,13	5,43	7,76	25,96	408,96	0,224	0,320	1,072	1688,177	0,83	0,26	46,98	28,11	+100	11,22
Conc,Pb	34,08	66,85	6,56	0,63	82,88	22,781	2,236	0,215	2824,543	84,61	1,79	9,42	47,03	+140	10,30
Conc,Zn	189,76	0,36	59,95	0,32	2,83	0,683	113,759	0,607	536,870	2,54	91,19	26,60	8,94	+200	8,38
RELAVE	1293,30	0,25	0,65	0,03	0,74	3,233	8,406	0,388	956,349	12,01	6,74	17,00	15,92	-200	42,77
Cab, Cal,	1521,26	1,77	8,20	0,15	3,95	26,921	124,721	2,282	6005,939	99,98	99,98	100,00	100,00		
		Rc Pb = 44,64				Rc Zn = 8,02				Rc Cu = 368,52				84,08 Plata en conc, 5050	

Fuente Elaboración propia

En la segunda guardia se ha muestreado y se analizado químicamente teniendo como resultado un 84,61 % de recuperación de plomo con un 12,01 % en el relave, un 91,19 % de recuperación de zinc con un 6,74 % en el relave, la presencia de cobre está 46,98 % en cobre y 9,42 % en el plomo en el zinc está 26,60 % de cobre con un 17,00 % en el relave, la plata está presente en el concentrado de cobre con un 28,11 %, en el plomo con 47,03% y un 15,92 % en el relave. En la primera y segunda guardia se nota que la presencia de los minerales sulfurados de cobre, plomo y zinc es muy alta en el relave lo que se tiene que seguir investigando para bajar esta presencia.

Tabla N° 4.8: Balance metalúrgico de mineral oxidado y sulfurado tercera guardia

4 pm - 0 am		JEFE DE GUARDIA: ING, R, BRINGAS / F, LARA															
PRODUCTOS	T.M.S	LEYES				CONTENIDO METÁLICO				RECUPERACIONES				OVER FLOW			
		%Pb	%Zn	%Cu	Ag (Oz/T)	Pb	Zn	Cu	Ag	%Pb	%Zn	%Cu	Ag				
CABEZA	1525,99	1,65	7,21	0,16	4,31	25,179	110,024	2,442	6574,267	100,00	100,00	100,00	101,98	70	29,05		
Conc,Cu	4,91	8,49	8,00	24,50	525,05	0,417	0,393	1,204	2580,115	1,66	0,36	49,30	40,02	+100	10,95		
Conc,Pb	32,60	65,73	7,08	0,59	64,59	21,425	2,308	0,192	2105,404	85,09	2,10	7,86	32,66	+140	9,93		
Conc,Zn	171,09	0,41	59,88	0,38	3,86	0,701	102,450	0,650	660,088	2,78	93,12	26,62	10,24	+200	8,03		
RELAVE	1317,39	0,20	0,37	0,03	0,84	2,635	4,874	0,395	1101,230	10,47	4,43	16,18	17,08	-200	42,03		
Cab, Cal,	1525,99	1,65	7,21	0,16	4,22	25,178	110,025	2,441	6446,837	100,00	100,00	99,96	100,00				
		Rc Pb = 46,82		Rc Zn = 8,92		Rc Cu = 310,54		82,92		Plata en conc, 5345							

Fuente: Elaboración propia

En esta tercera guardia se ha mejorado la recuperación de plomo, cobre y zinc, esto es debido al incremento de aire en las celdas de flotación, teniendo en la recuperación un 85,09 % de plomo con presencia de 10,47 % en el relave, un 93,12 % de recuperación del zinc el cobre está en un 49,30 % en el concentrado de cobre y un 7,86 % en el concentrado de plomo con presencia de 16,18 % en el relave. La plata está presente en el concentrado de cobre y plomo como en el zinc en un 40,01 %, 32,66 % y 10,24 % respectivamente; la plata está en el relave en un 17,08 %. A pesar que se ha mejorado en la recuperación en los concentrados de cobre y plomo, sin embargo, la presencia de cobre, plomo y plata en el relave es alto se tiene que investigar en la dosificación de reactivos.

**Tabla N° 4.9: Balance metalúrgico diario de mineral oxidado y sulfurado**

PRODUC TOS	T,M,S	LEYES				CONTENIDO METÁLICO				RECUPERACIONES				OVER FLOW	
		%Pb	%Zn	%Cu	Ag (Oz/T)	Pb	Zn	Cu	Ag	%Pb	%Zn	%Cu	Ag		
CABEZA	4579,45	1,64	7,55	0,15	4,27	75,088	345,852	6,869	19534,947	100,00	100,00	100,00	101,51	70	27,85
Conc,Cu	13,40	7,02	8,90	24,28	536,81	0,941	1,192	3,252	7191,166	1,25	0,34	47,34	37,37	+100	11,07
Conc,Pb	95,37	65,76	7,01	0,62	74,26	62,720	6,685	0,591	7082,668	83,53	1,93	8,60	36,80	+140	10,11
Conc,Zn	528,28	0,42	59,99	0,35	3,41	2,221	316,937	1,843	1799,866	2,96	91,64	26,83	9,35	+200	8,26
RELAVE	3942,40	0,23	0,53	0,03	0,80	9,197	21,004	1,183	3170,785	12,25	6,07	17,22	16,48	-200	42,72
Cab, Cal,	4579,45	1,64	7,55	0,15	4,20	75,079	345,818	6,869	19244,484	99,99	99,99	100,00	100,00		
		Rc Pb = 48,02		Rc Zn = 8,67		Rc Cu =341,85		83,52		Plata en conc, 16074					

**Fuente: Elaboración propia**

Entre los minerales sulfurados y oxidados de plomo y zinc de mayor interés metalúrgico son: Galena, Jamensonita, Esfalerita, Marmatita, Cerusita, Anglesita, y Smithsonita – Cerusita.

Realizando el compósito del día tenemos un 83,53 % de plomo en el concentrado de plomo con el 12,25 % en el relave.

Es muy alto se tiene que disminuir. El zinc en el concentrado es del 91,64 % y en el relave es de 6,07 % es ligeramente alto. Se tiene que bajar esta presencia. El cobre está presente en el concentrado de cobre y plomo haciendo un total de 55,94 % que es lo normal en la flotación de los minerales sulfurados en nuestro caso tenemos un 26,83 % de cobre en el concentrado de zinc esto se debe a la presencia de la calcopirita y marmatita en el mineral. Se tiene que hacer una dosificación de reactivos para recuperar estos elementos en el cobre.

**Tabla N° 4.10: Balance metalúrgico acumulado a la fecha**

PRODUCTOS	T,M,S	LEYES				CONTENIDO METÁLICO				RECUPERACIONES			
		%Pb	%Zn	%Cu	Ag (Oz/T)	Pb	Zn	Cu	Ag	%Pb	%Zn	%Cu	Ag
CABEZA	90009,50	1,55	6,71	0,16	3,80	1391,361	6037,986	140,094	342182,262	100,00	100,00	100,00	100,79
Conc,Cu	247,62	5,68	7,40	25,43	531,51	14,069	18,330	62,968	131614,817	1,01	0,30	44,95	38,77
Conc,Pb	1832,75	64,75	6,01	0,74	57,78	1186,735	110,147	13,620	105897,023	85,29	1,82	9,72	31,19
Conc,Zn	9319,33	0,49	59,10	0,43	3,95	45,516	5508,028	40,406	36785,867	3,27	91,22	28,84	10,84
RELAVE	78609,80	0,18	0,51	0,03	0,83	145,028	401,494	23,100	65202,028	10,42	6,65	16,49	19,21
Cab, Cal,	90009,50	1,55	6,71	0,16	3,77	1391,348	6037,999	140,094	339499,736	100,00	100,00	100,00	100,00
Rc Pb = 49,11		Rc Zn = 9,66		Rc Cu =363,49		80,79		Plata en conc, 274298					

Al realizar el balance metalúrgico acumulado de la semana encontramos una recuperación de 85,29 % de plomo en el concentrado de plomo con un relave equivalente a 10,42 %, la presencia del cobre en los concentrados de cobre y plomo tenemos 54,67 % y el cobre presente en el concentrado de zinc es de 28,84 %, con un relave de 16,49 %. La plata está presente en los tres concentrados donde se tiene 69,96 % en concentrado de cobre y plomo. La presencia de la plata en el relave es de 19,21 % lo que es muy alto. Estos balances metalúrgicos están relacionados a la toma de muestras de la primera flotación es decir de la primera celda rougher, lo que significa que es una flotación gruesa, lo que se tiene que recuperar el cobre, plomo y zinc en las celdas scavenger, lo que se tiene que tomar muestras para saber hasta cuanto se puede bajar la presencia de estos minerales con valor económico en el relave.

**Tabla N° 4.11: Horas de operación**

GUARDIA	Chanc, 1°	Chanc, 2°	9,5'x12' Bolas	7'x8' Bolas	9,5'x12' Barras	8'x10' Bolas	Flotación	Bombeo Relave	Recirculación
Primera	7,50	7,50	8,00	8,00	8,00	8,00	8,00	8,00	8,00
Segunda	6,50	6,50	8,00	8,00	8,00	8,00	8,00	8,00	8,00
Tercera	7,00	7,00	8,00	8,00	8,00	8,00	8,00	8,00	8,00
Total	21,00	21,00	24,00	24,00	24,00	24,00	24,00	24,00	24,00

Fuente: Elaboración propia

Las horas de operación en la planta concentradora es de 21 horas en la sección chancado, en la sección molienda y en la sección flotación de 24 horas, para el recojo de las muestras es a decisión de tesista debido a que las operaciones durante las 24 horas son muy cambiantes, hay momentos en que las espumas del rougher tienen la altura correcta hay momentos en que bajan todo ello se da por la granulometría de descarga del molino.

Para un mayor control de la operación es necesario establecer un horario no cambiante de muestreo durante las 24 horas de operación y para ello se tiene que tener personas comprometidas para recoger las muestras a las horas definidas para así tener un composito confiable en la investigación.

**Tabla N° 4.12: Movimiento mineral (TMS)**

MINAS	Stock Inicial	Producción Día	Producción Ac. Mes	Tratamiento Día	Tratamiento Ac. Mes	Stock a la fecha	Trat, Obj, a la Fecha	% Logrado	Diferencia
Chungar	5993	30726	73770	3989,45	70354,73	90408			
Islay	4856	783,13	21865,99	590	19655	20596			
TOTAL	100849	40510	950636	40579	900010	120004	850500	105	40510

Fuente: Elaboración propia

**Tabla N° 4.13: Movimiento de concentrados (TMS)**

	Stock Inicial	Prod, Día	Prod, Ac, Mes	Desp, Día	Desp, Ac, Mes	Stock a la fecha	Prod,Obj, a la Fecha	% Logrado	Diferen,	
Zinc	684	528	90319	540	80985	10018	90543	98	-223	50
Plomo	512	95	10833		10420	925	20018	91	-185	0
Cobre	77	13	248		179	146	234	106	14	-1
Cobre mina alta	13	-	-		13	0	-	-	-	
Cobre produ minsa	23	-	-	-	23	0	-	-	-	
Zinc m, mercedes	0		26	7	26	0	-	-	-	
Plomo m, mercedes	20	-	-	-	20	0	-	-	-	
Plata		160074	2740298				2930948	93	-190650	

Fuente Elaboración propia

Es necesario conocer el movimiento de mineral y concentrados en la planta concentradora para hacer un balance general esto nos da una idea de cuánto se está procesando para la venta de concentrados y poder hacer un trabajo de investigación de costos en operación y venta.

#### **4.2. ANÁLISIS DE RESULTADO DE LA OPERACIÓN**

1. La Planta operó 24 horas con los 04 molinos, Se trató 590 TMS de Islay y 3989 TMS de Esperanza haciendo un total de 4579 TMS,
2. La bomba VF-50 de cabeza del Courier fuera de operación por falta de repuestos; a las 11 pm se puso en operación el bombeo de relave a planta de relleno hidráulico, luego de culminar con desarenado de las tuberías,
3. El cono profundo parado 23 horas por arenamiento de tuberías de transporte de relave.

#### **4.3. EVALUACIÓN METALÚRGICA**

Las diferentes campañas que se vienen realizando con minerales; Zn-Pb, Zn-Cu1° y Zn-Cu2° están dificultando el manejo de la uniformidad de resultados metalúrgicos tanto en grado como en recuperación. Así como también en el depósito de concentrados de Zinc. Esto ha impulsado a realizar pruebas de investigación de flotación Bulk y separación Plomo-Cobre, inicialmente con minerales de Zn-Pb y Zn-Cu1°. Posterior a la obtención de estándares de la flotación bulk se realiza pruebas de flotación bulk con los tres tipos de minerales (Zn-Pb, Zn-Cu1° y Zn-Cu2°).

Para hacer la evaluación metalúrgica vamos a realizar las siguientes acciones:

- Realizar en una primera etapa flotación Bulk con mineral Zn-Pb y Zn-Cu1°, para luego realizar separación concentrado el plomo y como relave se obtendría concentrado de Cobre.
- Realizar flotación Bulk con mineral Zn-Pb y Zn-Cu1° y Zn-Cu2°) para luego realizar separación de Bulk, controlando la activación de ZnS, que ocasiona el mineral de Zn-Cu secundario.

**Aplicaremos la siguiente metodología para: Zn- Pb / Zn-Cu1°**

- 
- Se realiza pruebas metalúrgicas de ciclo abierto teniéndose en cuenta lo siguiente:
  - 60 % de mineral Zn-Pb
  - 40% de mineral Zn-Cu primario.
  - Leyes de cabeza; 10,68% Zn, 0,73% Pb, 0,56% Cu, 0,61 oz/Tn Ag, 23,47% Fe.
  - La prueba comprende:
    - Eliminación de carbón (Flotación Naturalmente flotables)
    - Flotación Rougher – Scavenger Bulk
    - Flotación I Limpieza Bulk
    - Flotación II Limpieza Bulk
    - Acondicionamiento y Separación Pb/Cu
  - La separación se realiza con Cianuro de Sodio.



**Tabla N° 4.14: La primera prueba realizada con mineral Zn/ Pb – Zn/ Cu1°, presenta la siguiente distribución:**

Descripción	Peso (g)	Ensayo (%)					Finos					Distribución (%)				
		Zn	Pb	Cu	Onz Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe
P-1 Cabeza	9000	10,68	0,73	0,56	0,61	23,47	961,00	65,28	50,26	54,98	2112,29	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
P-1 Conc Pb	46,37	4,58	71,85	1,11	18,30	0,94	2,12	33,32	0,52	8,49	0,44	0,22	54,41	2,18	18,10	0,02
P-1 Conc Cu	52,27	3,63	7,54	14,65	17,47	16,58	1,90	3,94	7,66	9,13	8,67	0,20	6,44	32,30	19,48	0,45
P-1 Rel II Limp Pb/Cu	73,20	3,12	14,73	1,45	2,16	4,65	2,28	10,78	1,06	1,58	3,41	0,24	17,60	4,49	3,37	0,18
P-1 Rel I Limp Pb/Cu	493,30	11,07	1,13	0,91	1,22	18,60	54,60	5,56	4,48	6,04	91,74	5,68	9,09	18,87	12,88	4,77
P-1 Conc Nat Flot	46,60	5,61	0,42	0,27	0,39	9,00	2,62	0,19	0,12	0,18	4,19	0,27	0,32	0,52	0,39	0,22
P-1 Rel Final Pb/Cu	8288,26	10,83	0,09	0,12	0,26	21,91	898,01	7,44	9,87	21,46	1815,57	93,39	12,15	41,63	45,78	94,36
P-1 Cab Calculada	9000	10,68	0,68	0,26	,052	21,38	961,52	61,24	23,71	46,88	1924,01	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

**Fuente: Elaboración propia**

- El concentrado de Plomo que se obtiene es de 71,85% de calidad. Con baja activación de Zn (4,58%), la recuperación parcial de Pb es 54,41%, debido al alto desplazamiento de Pb en concentrado de Cobre.
- El contenido de plata en concentrado de plomo es 18,30 Oz/t
- El concentrado de Cobre tiene 14,65% de calidad, debido a que el desplazamiento de Pb en concentrado de Cu es alto (7,54 % Pb), la activación de Zn en Concentrado de cobre es 3,63%
- El contenido de Plata en concentrado de Cu, es 17,47 Oz/t, por lo que se estima que el concentrado debe ser más limpio. (la cabeza ensayada difiere mucho con la calculada)

**Tabla N° 4.15: Teniendo el relave final del Bulk y los concentrados de separación se realiza el balance proyectado de dos productos con Pb –Cu. Obteniéndose:**

Producción	Peso (g)	Peso (%)	Ensayo (%)					Contenido Metálico (Tn)					Distribución (%)				
			Zn	Pb	Cu	Onz Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe
Cabeza	9000,00	100,00	10,68	0,73	0,56	0,61	23,47	961,00	65,28	50,26	54,98	2112,29	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Conc Pb	51,83	0,58	4,58	71,85	1,11	18,30	0,94	2,37	37,24	0,58	9,49	0,49	0,25	57,05	1,15	12,03	0,03
Conc Cu	268,46	2,98	3,63	7,54	14,65	17,47	16,58	9,75	20,25	39,34	46,90	44,51	1,02	31,02	78,28	59,47	2,29
Relave	8679,81	96,44	10,83	0,09	0,12	0,26	21,91	940,42	7,79	10,34	22,48	1901,32	98,73	11,94	20,57	28,50	97,69
Cab Cal	9000,00	100,00	10,58	0,73	0,56	0,88	21,63	952,55	65,28	50,26	78,86	1946,32	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Diferencia			0,09	0,00	0,00	-0,27	1,84							% Rec	Ag	71,50	

**Fuente: Elaboración propia**

- Debido al alto desplazamiento de Pb (7,54%), en concentrado de Cu, la recuperación de Pb es de 57.05%.
- La recuperación de Cobre es 78,28%.
- La recuperación total de Plata 71,50%, tanto en Plomo y Cobre

Hay buena performance en la flotación Bulk, así como también en los concentrados obtenidos en la separación, Se muestra el balance.

**Tabla N° 4.16: La segunda prueba realizada con mineral Zn/ Pb – Zn/ Cu1°, presenta la siguiente distribución:**

Descripción	Peso (g)	Ensayo (%)					Finos					Distribución (%)				
		Zn	Pb	Cu	Onz Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe
P-2 Cabeza	9000	10,68	0,73	0,56	0,61	23,47	961,00	65,28	50,26	54,98	2112,29	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
P-2 Conc Pb	48,34	5,13	71,42	0,60	19,10	2,93	2,48	34,52	0,29	9,23	1,42	0,26	63,95	0,91	20,16	0,07
P-2 Conc Cu	50,05	7,12	3,17	26,38	12,70	25,47	3,56	1,59	13,20	6,36	12,75	0,37	2,94	41,25	13,88	0,61
P-2 Rel II Limp Pb/Cu	123,90	14,63	8,17	4,20	5,47	19,29	18,13	10,12	5,20	6,78	23,90	1,90	18,75	16,24	14,80	1,13
P-2 Rel I Limp Pb/Cu	493,30	10,03	0,41	0,41	0,57	16,91	49,49	2,01	2,04	2,81	83,43	5,20	3,72	6,36	6,13	3,96
P-2 Conc Nat Flot	50,00	5,32	0,37	0,36	0,35	9,20	2,66	0,18	0,18	0,17	4,60	0,28	0,34	0,56	0,38	0,22
P-2 Rel Final Pb/Cu	8234,26	10,64	0,07	0,13	0,25	24,05	875,98	5,56	11,10	20,45	1980,57	91,98	10,30	34,68	44,66	94,01
P-2 Cab Calculada	9000	10,58	0,60	0,36	0,51	23,41	952,31	53,98	32,01	45,81	2106,67	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

**Fuente: Elaboración propia**

- El concentrado de Plomo obtenido de separación tiene 71,42% de grado.
- El concentrado de Cobre obtenido de separación tiene 26,38% de grado.
- El desplazamiento de Cobre en concentrado de Plomo es de 0,60%
- El desplazamiento de Plomo en concentrado de Cobre es de 3,17%
- Plata en concentrado de Plomo es 19,10 Onz.
- Plata en concentrado de Cobre es 12,70 Onz.
- Recuperación parcial de Plomo 63,95%
- Recuperación parcial de Cobre 41,25%

**Tabla N° 4.17: Teniendo el relave final del Bulk y los concentrados de separación se realiza el balance proyectado de dos productos con Pb –Cu. Obteniéndose:**

Producción	Peso (g)	Peso (%)	Ensayo (%)					Contenido Metálico (Tn)					Distribución (%)				
			Zn	Pb	Cu	Onz Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe
Cabeza	9000,00	100,00	10,68	0,73	0,56	0,61	23,47	961,00	65,28	50,26	54,98	2112,29	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Conc Pb	76,71	0,85	5,13	71,42	0,60	19,10	2,93	3,93	54,79	0,46	14,65	2,25	0,41	83,93	0,92	26,77	0,10
Conc Cu	143,89	1,60	7,12	3,17	26,38	12,70	25,47	10,25	4,56	37,96	18,27	36,66	1,08	6,99	75,53	33,39	1,70
Relave	8779,39	97,55	10,64	0,07	0,13	0,25	24,05	933,96	5,93	10,83	21,81	2111,65	98,50	9,08	23,55	39,84	98,19
Cab Cal	9000,00	100,00	10,53	0,73	0,56	0,61	23,90	948,14	65,28	50,26	54,74	2150,56	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Diferencia			0,14	0,00	0,00	0,00	-0,43							% Rec	Ag	60,16	

Fuente: Elaboración propia

- En la tabla N° 4.16, se presenta el balance con dos productos considerándose la cabeza, relave final de bulk y concentrados de Pb y Cu.
- Se estima que el plomo se recuperaría hasta 83,93 % y el Cobre hasta 75,53%, a ésta se restaría las distribuciones que presenta el Pb y Cu en el concentrado de Zinc. Y relave final.
- La recuperación de Ag total es 60.16%

La Tercera prueba se realiza con mineral (Zn/ Pb), (Zn/Cu1°) y (Zn/Cu2°), en las proporciones; 30%, 45% y 25%, respectivamente. La cabeza ensayada de Zn, Pb y Cu es: 8,32% Zn, 0,37% Pb, 0,57% Cu, 0,47Oz/t Ag y 23,18% Fe.

**Tabla N° 4.18: Se muestra el balance y distribución del ciclo cerrado**

Descripción	Peso (g)	Ensayo (%)					Finos					Distribución (%)				
		Zn	Pb	Cu	Onz Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe
P-1 Cabeza	9000	8,32	0,37	0,57	0,47	23,18	748,89	33,33	51,27	42,64	2086,61	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
P-1 Conc Zn	938,40	50,06	0,03	0,70	0,71	12,24	469,74	0,31	6,57	6,66	114,83	50,90	1,28	17,88	20,59	5,58
P-1 Conc Pb	27,40	6,65	54,03	1,56	15,10	7,99	1,82	14,80	0,43	4,14	2,19	0,20	61,28	1,16	12,78	0,11
P-1 Conc Cu	72,56	7,43	2,07	18,69	8,34	29,00	5,39	1,50	13,56	6,05	21,04	0,58	6,23	36,90	18,69	1,02
P-1 Conc Medio Bulk	31,27	16,70	5,79	9,11	6,34	19,98	5,22	1,81	2,85	1,98	6,25	0,57	7,49	7,75	6,13	0,30
P-1 Relav Medio Bulk	57,14	8,35	1,41	2,03	1,75	31,55	4,77	0,81	1,16	1,00	18,08	0,52	3,34	3,16	3,08	0,88
P-1 Rel II Limp Zn	828,16	21,78	0,08	0,38	0,44	32,07	180,39	0,69	3,15	3,66	265,60	19,55	2,84	8,58	11,30	12,92
P-1 Rel I Limp Zn	2137,08	10,60	0,09	0,26	0,34	34,66	226,53	1,84	5,63	7,32	740,69	24,55	7,61	15,32	22,60	36,02
P-1 Relave Final	4907,99	0,59	0,05	0,07	0,03	18,09	28,99	2,40	3,39	1,56	887,79	3,14	9,94	9,23	4,83	43,17
P-1 Cab Calculada	9000	10,25	0,27	0,41	0,36	22,85	922,86	24,16	36,75	32,37	2056,41	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

**Fuente: Elaboración propia**

- La prueba es de ciclo cerrado para bulk y separación y abierto para el circuito de Zn.
- El concentrado de Zinc tiene 50,06% de grado. Y una recuperación parcial de 50,90%, otra parte de Zn, en finos se distribuye en los relaves de II y I limpieza de Zinc.
- El concentrado de Plomo tiene 54,03% de grado y una recuperación parcial de 61,28%
- El concentrado de Cobre tiene 18,69% de grado y una recuperación parcial de 36,90%
- Plata en concentrado de Plomo 15,10 Oz/t.
- Plata en concentrado de Cobre 8,34 Oz/t.

**Tabla N° 4.19: Con ensayos de la prueba y el relave final se realiza el balance proyectado con tres productos. Obteniéndose los siguientes resultados:**

Producción	Peso (g)	Ensayo (%)					Contenido Metálico (Tn)					Distribución (%)				
		Zn	Pb	Cu	Onz Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe
P-1 Cabeza	9000,00	8,32	0,37	0,57	0,47	23,18	748,89	33,33	51,27	42,64	2086,61	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
P-1 Conc Zn	1374,22	50,06	0,03	0,70	0,71	12,24	687,90	0,45	9,62	9,76	168,16	91,86	1,36	18,77	27,76	10,75
P-1 Conc Pb	46,81	6,65	54,03	1,56	15,10	7,99	3,11	25,29	0,73	7,07	3,74	0,42	75,89	1,42	20,11	0,24
P-1 Conc Cu	191,62	7,43	2,07	18,69	8,34	29,00	14,24	3,97	35,81	15,97	55,57	1,90	11,92	69,85	45,44	3,55
P-1 Rel final	7387,35	0,59	0,05	0,07	0,03	18,09	43,64	3,61	5,11	2,36	1336,27	5,83	10,84	9,96	6,70	85,45
P-1 Cab Calc	9000,00	8,32	0,37	0,57	0,39	17,37	748,89	33,33	51,27	35,15	1563,74	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Fuente: Elaboración propia

- En la tabla N° 4.19, se presenta el balance proyectado con tres productos considerándose la cabeza, relave final y concentrado de Zn, Pb y Cu.
- La recuperación total de Zn es 91,86%.
- La recuperación total de plomo es 75,89%.
- La recuperación total de Cobre es 69,85%
- La recuperación de Ag en concentrado de plomo es 20,11%
- La recuperación de Ag en concentrado de Cobre es 45,44%
- La activación de Zn en los concentrados de plomo y cobre, 6.65% y 7.43% respectivamente.

La cuarta prueba se realiza con las mismas proporciones de la prueba N°3; (Zn/ Pb), (Zn/Cu1°) y (Zn/Cu2°), 30%, 45% y 25%, respectivamente. La cabeza ensayada de Zn, Pb y Cu es: 9,00% Zn, 0,33% Pb, 0,44% Cu, 0,43Oz/t Ag y 22,60% Fe.

**Tabla N° 4.20: Balance y distribución del ciclo cerrado**

Descripción	Peso (g)	Ensayo (%)					Finos					Distribución (%)				
		Zn	Pb	Cu	Onz Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe
P-1 Cabeza	9000	9,00	0,33	0,44	0,43	22,60	810,28	29,78	39,17	38,94	2033,91	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
P-1 Conc Zn	938,40	45,78	0,08	0,54	0,77	16,91	429,60	0,71	5,11	7,18	158,69	39,54	2,34	13,42	16,57	7,20
P-1 Conc Pb	18,92	4,03	57,41	3,23	17,50	9,07	0,76	10,86	0,61	3,31	172,00	0,07	35,79	1,60	7,64	0,08
P-1 Conc Cu	45,826	10,30	2,12	20,31	9,03	27,43	4,72	0,97	9,30	4,14	12,57	0,43	3,20	24,43	9,56	0,57
P-1 Conc Medio Bulk	132,60	19,16	6,87	7,18	5,80	24,28	25,41	9,12	9,52	7,69	32,19	2,34	30,04	24,99	17,76	1,46
P-1 Relav Medio Bulk	348,10	13,62	1,14	1,41	1,58	31,12	47,41	3,96	4,90	5,49	108,35	4,36	13,04	12,87	12,66	4,91
P-1 Rel II Limp Zn	984,30	23,04	0,08	0,28	0,46	31,19	226,75	0,74	2,78	4,57	306,99	20,87	2,45	7,31	10,55	13,92
P-1 Rel I Limp Zn	3001,10	10,70	0,09	0,16	0,34	34,79	321,14	2,59	4,90	10,12	1043,99	29,56	8,53	12,88	23,35	47,35
P-1 Relave Final	3530,76	0,87	0,04	0,03	0,02	15,30	30,71	1,40	0,95	0,83	540,31	2,83	4,61	2,51	1,92	24,51
P-1 Cab Calculada	9000	12,07	0,34	0,42	0,48	24,50	1086,5	30,35	38,09	43,33	2204,80	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

**Fuente: Elaboración propia**

- La prueba es de ciclo cerrado para bulk y separación y abierto para el circuito de Zn.
- El concentrado de Zinc tiene 45,78% de grado. Y una recuperación parcial de 39,54%, otra parte de Zn en finos se distribuye en los relaves de II y I limpieza de Zinc.
- El concentrado de Plomo tiene 57,41% de grado y una recuperación parcial de 35,79%
- El concentrado de Cobre tiene 20,31% de grado y una recuperación parcial de 24,43%
- Plata en concentrado de Plomo 17,50 Oz/t.
- Plata en concentrado de Cobre 9,03 Oz/t.

**Tabla N° 4.21: Con ensayos de la prueba y el relave final se realiza el balance proyectado con tres productos. Obteniéndose los siguientes resultados:**

Producción	Peso (g)	Ensayo (%)					Contenido Metálico (Tn)					Distribución (%)				
		Zn	Pb	Cu	Onz Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe
P-1 Cabeza	9000,00	9,00	0,33	0,44	0,43	22,60	810,28	29,78	39,17	38,94	2033,91	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
P-1 Conc Zn	1599,00	45,78	0,08	0,54	0,77	16,91	732,02	1,21	8,71	12,24	270,40	90,34	4,07	22,23	37,07	19,09
P-1 Conc Pb	39,82	4,03	57,41	3,23	17,50	9,07	1,60	22,86	1,29	6,97	3,61	0,20	76,77	3,28	21,11	0,25
P-1 Conc Cu	134,06	10,30	2,12	20,31	9,03	27,43	13,81	2,84	7,22	12,11	36,77	1,70	9,53	69,50	68,68	2,60
P-1 Rel final	7227,12	0,87	0,04	0,03	0,02	15,30	62,85	2,87	1,95	1,70	1105,96	7,76	9,63	4,99	5,15	78,06
P-1 Cab Calc	9000,00	9,00	0,33	0,44	0,37	15,74	810,28	29,78	39,17	33,01	1416,74	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Fuente: Elaboración propia

- En la tabla N° 4.21 se presenta el balance proyectado con tres productos considerándose la cabeza, relave final y concentrado de Zn, Pb y Cu.
- La recuperación total de Zn es 90,34%.
- La recuperación total de plomo es 76,77%.
- La recuperación total de Cobre es 69,50%
- La recuperación de Ag en concentrado de plomo es 21,11%
- La recuperación de Ag en concentrado de Cobre es 68,68%
- La activación de Zn en los concentrados de plomo y cobre es 4,03% y 10,30% respectivamente.



## CARACTERÍSTICAS DE LA PRUEBA DE FLOTACIÓN N° I

### 1.1. Tipo de mineral:

40% de mineral Zn-Cu Primario

60% de mineral Zn-Pb

Leyes de cabeza:

% Zn	% Pb	% Cu	Onz Ag	% Fe
10,68	0,73	0,56	0,61	23,47

### 1.2. Molienda:

Tiempo: 11 minutos % malla -200: 62,00

Mineral 100 % malla -10

Peso de muestra: 1020 gramos

ZnSO<sub>4</sub>: 600 g/T

NaHSO<sub>3</sub>: 400 g/T

NaCN: 15 g/T

### 1.3. Flotación Natural

MIBC: 4 gotas

Tiempo de flotación: 2 minutos

### 1.4. Flotación Ro Pb/Cu

Z-11: 30 g/T

pH: Natural 9,00

Tiempo de flotación: 4 minutos

### 1.5. Flotación I Limpieza Pb/Cu.

pH: Natural

ZnSO<sub>4</sub>: 10 g/T

1.6. Flotación II Limpieza Pb/Cu

ZnSO<sub>4</sub>: 8 g/T

NaCN: 10 g/T

1.7. Acondicionamiento para la separación

NaCN: 400 g/T

Tiempo: 3.5 minutos

1.8. Separación Pb/Cu

MIBC: 2 gotas

## CARACTERÍSTICAS DE LA PRUEBA DE FLOTACIÓN N° I

2.1. Tipo de mineral:

30 % de mineral Zn-Pb

45 % de mineral Zn-Cu 1°

25 % de mineral Zn-Cu 2°

2.2. Molienda

Tiempo: 9 minutos

% malla 200: 60%

Ley de cabeza:

% Zn	% Pb	% Cu	Onz Ag	% Fe
9,00	0,33	0,44	0,43	22,60

2.3: Dosificación de reactivos

Descripción	Reactivos (g/T)							Tiempo (min)
	ZnSO <sub>4</sub>	NaHSO <sub>3</sub>	NaCN	Z-11	CuSO <sub>4</sub>	MIBC	pH	
Molienda	500	300	30					9
Flot. Ro + Scv Bulk			10	40		24	8,8	3

Flot. I limp. Bulk	10		10				8,8	
Flot. II limp. Bulk	10						8,8	
Flot. Medios Bulk	10		300			15	8,8	
Separación							10	2
Acond. N° 1 Zn								2
Acond. N° 2 Zn					400	36		2
Acond. N° 3 Zn							10,8	2
Flot. Ro + Scv Zn				80			10,8	4,5
Flot. I limp. Zn			10				11,5	
Flot. II limp. Zn			5				12,5	

## CONCLUSIONES

1. La flotación de Bulk con mineral Zn/Pb y Zn/ Cu1° no presenta dificultades, la activación de ZnS se puede fácilmente controlar con adición necesaria de depresores. En la prueba N° 1 la activación de Zn en concentrado de plomo es 4,58% y en concentrado de Cobre es 3,63%
2. La dosificación en exceso del Bisulfito de sodio en limpiezas no es favorable. La separación no es eficiente debido a que parte del plomo está deprimido por el efecto del bisulfito. En la prueba N°1 el desplazamiento de Pb en concentrado de Cobre es 7,54% lo que representa 31,02% en la distribución final.
3. En la flotación Bulk con mineral (Zn/Pb), (Zn/Cu1°) y (Zn/Cu2°) en las proporciones 30%:45%:25% no se aprecia cantidad considerable de carbón, en las pruebas N° 3 y 4 no se realizó eliminación de carbón.
4. La activación de Zn en concentrado de Cobre en la prueba N°4, es 10,30%, en concentrado medios Bulk la activación de Zn es 19,16%, el mineral Zn/Cu2° usando en la prueba es el que estaría influyendo.
5. La separación en las pruebas N° 3 y 4, muestra buena performance, puesto que la eficiencia de separación está directamente relacionado con la calidad del concentrado Bulk.

6. La flotación Bulk con mineral (Zn/Pb), (Zn/Cu1°) y (Zn/Cu2°) en las proporciones 30%:45%:25% muestra buena performance, queda definir los otros tipos de cobre secundario que aporta mina.

## RECOMENDACIONES

- 1.1. Se recomienda realizar III limpiezas de bulk, para mantener la eficiencia de separación. (Si el concentrado bulk es limpio permite manejar mejor la dosificación de NaCN y proporcionar el desplazamiento de Zn en ambos concentrados.
  
- 1.2. En las proporciones de mineral de las pruebas N° 3 y 4, la presencia de carbón es mínima por lo que se recomienda usar una celda OK 50 como celda rougher para bulk, e incrementar el tiempo de flotación en la etapa rougher.
  
- 1.3. Continuar con las pruebas empleando los diferentes tipos de materia Zn/Cu secundario y usando MIX ( $ZnSO_4/NaCN$ ) como únicos depresores de ZnS,  $FeS_2$ .

## BIBLIOGRAFÍA

1. BUENO BULLON, Héctor. (2003). Técnica Experimental e Ingeniería Básica en Plantas Concentradoras, 1° Edición.
2. QUIROZ NUÑEZ, Iván. (1986). Ingeniería Metalúrgica Operaciones Unitarias en Procesamiento de minerales. Perú.
3. SUTULOV Alexander, (2005). Flotación de Minerales, Instituto de investigaciones Tecnológicas, Concepción.
4. TECSUP. (2010). Actualización en Procesos de Tratamiento de Minerales, Arequipa.
5. WILLS, Barry y Tim NAPIER-MUNN. Tecnología de procesamiento de mineral. Séptima edición. Estados Unidos de América: Elsevier Science & Technology Books. Pp.378-389.