

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



**Evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados  
para la recuperación de plomo, zinc en la minera  
Azulcocha en Yauyos - Lima - 2019**

**TESIS**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero Metalurgista

Autor: Bach. Eric Oscar VILLEGAS QUISPE

Asesor: Mg. José Eli CASTILLO MONTALVÁN

Cerro De Pasco – Perú 2019

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



**TESIS**  
**Evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados**  
**para la recuperación de plomo, zinc en la minera**  
**Azulcocha en Yauyos - Lima - 2019**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

---

Mg.Marco Antonio SURICHAQUI HIDALGO

PRESIDENTE

---

Mg. Jonás Ananías RAMOS MARTÍNEZ

MIEMBRO

---

Mg.Cayo PALACIOS ESPÍRITU

MIEMBRO

## **DEDICATORIA**

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

## RECONOCIMIENTO

Mediante el presente expreso mis sinceros reconocimientos 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 Mg. José Elí Castillo Montalván 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 Azulcocha, por darme la oportunidad de realizar la presente investigación.

## RESUMEN

El Cuerpo de Azulcocha es un complejo estructuralmente controlado, con un depósito mineral de sulfuro de zinc / óxido de manganeso con contenidos de plomo cobre (enargita) tipo reemplazamiento en rocas carbonatadas. El Cuerpo tiene una forma elíptica con dimensiones máximas de 450 metros de Rumbo (N84°E) de hasta 50 a 60 metros de ancho, por 160 metros en profundidad (Buzamiento: 42 ° S). Los registros antiguos de la mina reportan que las toneladas producidas, más la estimación de Randy Henkle sugieren un volumen original total del cuerpo en orden de los 2.5 millones de metros cúbicos

La estimación se realizó utilizando 24 secciones paralelas con las interpretaciones del cuerpo Azulcocha, en los cuales se proyectó 10 metros por cada dirección perpendicular de la sección, el cálculo del volumen es utilizando el área del polígono por la longitud de proyección total (20 metros), este proceso de cálculo de volúmenes se repite en todas las secciones interpretadas.

Para el inventario de recursos se ha estimado un Cut-Off de 5.07% de Zn, ya que por efecto de dilución en 20% la ley final a procesar en planta será de 4.41% de Zn., bajo el escenario de producción de 500tpd el primer año, el cual considera un costo de mineral de 55.87 \$/tm y luego se

incrementaría la producción a 1000 tpd con un costo de mineral de 37.68 \$/tm por los 3 años siguientes

El método de minado a usar es el de hundimiento por subniveles el cual es un método de minado masivo basado en la utilización del flujo gravitacional del mineral fragmentado mediante perforación y voladura y el hundimiento de la roca estéril de la caja techo.

La recuperación metalúrgica para el zinc, producto principal, es de 88 % con un grado de concentrado de 58,00 %. Esto es, cuando se trate mineral 100% fresco.

La mina Azulcocha cuenta con una capacidad para alojamiento de personal de 456 personas, distribuidas en 8 pabellones.

La U.E.A. Azulcocha cuenta con la aprobación de su Estudio de Impacto Ambiental para la Explotación y Beneficio de 500 TM/día, con Resolución Directorial N°046-2009-MEM-AAM de febrero del 2009.

Durante el 2010 se realizó la Modificación del EIA para los componentes de relavera y canteras, el cual ha sido aprobado mediante Resolución Directorial N°126-2011-MEM-AAM de abril del 2011.

El campamento, la planta metalúrgica, las canchas de relave, las desmonteras y oficinas administrativas, se encuentran ubicados dentro de las concesiones mineras que le corresponden a la mina Azulcocha

El costo de Inversión estimado para la puesta en operación del proyecto Azulcocha será de US\$5.0 M.

La evaluación financiera ha sido realizada para contar con un flujo de caja y una evaluación de sensibilidad a partir del efecto que pueda dar aumento o disminución del valor del metal de zinc en el mercado. El flujo de caja del proyecto Azulcocha ha dado como resultado un VAN de US\$ 6 792,342.43, calculado con una tasa de 15 %. El TIR es de 62% y el Pay Back es de 02 años con dos meses, considerando un precio del Zinc de US\$/Tm 1793.49

La evaluación de sensibilidad del VAN nos da como resultado que el primer factor influyente es el precio del zinc, en segundo lugar, el porcentaje de recuperación metalúrgica, sin dejar de lado la influencia de los costos de operación y de planta para 500tpd el primer año y 1000 tpd para el segundo, tercer y cuarto año.

Según el análisis financiero, bajo una producción de 500 tpd, el proyecto no es rentable, siendo la única opción, incrementar el tonelaje a 1000 tpd, debido a las leyes de zinc (5.5% y 7%), alto costo de comercialización y bajos precios del zinc en la actualidad. Esto significaría ampliar la capacidad de planta de 500 a 1000 tpd durante el primer año, esto incluye los permisos para ampliación de planta.

EL procedimiento ordinario para la ampliación de la capacidad instalada de una concesión de beneficio, tiene dos etapas: la primera es la evaluación de la solicitud y la autorización de construcción, para lo cual debe contar con el EIA aprobado (si la ampliación es más del 50%), la última comprende la inspección de verificación y la autorización de funcionamiento, para ello debe presentar la autorización de vertimiento de residuos industriales otorgada por DIGESA vigente y el informe de inspección debe ser favorable.

Palabras clave: Evaluación, Recuperación de Minerales

## SUMMARY

The Azulcocha Body is a structurally controlled complex, with a mineral deposit of zinc sulphide / manganese oxide with copper lead (enargite) content replacement in carbonate rocks. The body has an elliptical shape with maximum dimensions of 450 meters from Rumbo (N84 ° E) of up to 50 to 60 meters

wide, by 160 meters in depth (Dip: 42 ° S). The old records of the mine report that the tons produced, plus Randy Henkle's estimate, suggest a total original volume of the body in order of 2.5 million cubic meters

The estimation was made using 24 parallel sections with the interpretations of the Azulcocha body, in which 10 meters per perpendicular direction of the section was projected, the calculation of the volume is using the area of the polygon by the total projection length (20 meters) , this volume calculation process is repeated in all interpreted sections.

For the resource inventory, a Cut-Off of 5.07% of Zn has been estimated, since by dilution effect in 20% the final law to be processed in the plant will be 4.41% of Zn., Under the production scenario of 500tpd first year, which considers a mineral cost of 55.87 \$ / tm and then the production would increase to 1000 tpd with a mineral cost of 37.68 \$ / tm for the next 3 years

The mining method to be used is that of sinking by sub-levels which is a massive mining method based on the use of the gravitational flow of the mineral fragmented by drilling and blasting and the sinking of the sterile rock of the roof box.

Metallurgical recovery for zinc, main product, is 88% with a concentrate grade of 58.00%. That is, when 100% fresh mineral is treated.

The Azulcocha mine has a capacity for accommodation of 456 people, distributed in 8 pavilions.

The U.E.A. Azulcocha has the approval of its Environmental Impact Study for the Exploitation and Benefit of 500 MT / day, with Directorial Resolution No. 046-2009-MEM-AAM of February 2009.

During 2010 the Modification of the EIA was carried out for the components of relavers and quarries, which has been approved by Directorial Resolution N°126-2011-MEM-AAM of April 2011.

The camp, the metallurgical plant, the tailings fields, the dismantles and administrative offices, are located within the mining concessions that correspond to the Azulcocha mine.

The estimated investment cost for the start-up of the Azulcocha project will be US \$ 5.0 M

The financial evaluation has been carried out to have a cash flow and a sensitivity assessment based on the effect that may increase or decrease the value of zinc metal in the market. The cash flow of the Azulcocha project has resulted in a NPV of US \$ 6,792,342.43, calculated at a rate of 15%. The IRR is 62% and the Pay Back is 2 years with two months, considering a Zinc price of US \$ / Tm 1793.49

The evaluation of sensitivity of the VAN gives us as a result that the first influencing factor is the price of zinc, secondly, the percentage of metallurgical recovery, without neglecting the influence of operating and plant costs for 500tpd the first year and 1000 tpd for the second, third and fourth year.

According to the financial analysis, under a production of 500 tpd, the project is not profitable; being the only option, increase the tonnage to 1000 tpd, due to the laws of zinc (5.5% and 7%), high cost of marketing and low zinc prices today. This would mean expanding the plant capacity

from 500 to 1000 tpd during the first year; this includes permits for plant expansion.

The ordinary procedure for the expansion of the installed capacity of a benefit concession has two stages: the first is the evaluation of the application and the construction authorization, for which it must have the approved EIA (if the extension is more than 50%), the latter includes the verification inspection and the operating authorization, for which purpose it must present the industrial waste dumping authorization granted by DIGESA and the inspection report must be favorable.

Keywords: Mineral evaluation, recovery

## INTRODUCCIÓN

En este estudio hemos considerado como objetivo principal verificar experimentalmente la flotación en el beneficio de minerales sulfurados de plomo y zinc en la planta concentradora de Azulcocha, para mejorar las performances operativas de dicho proceso. Para efectos de esta tesis hemos considerado la siguiente hipótesis: “Si evaluamos metalúrgicamente a los minerales sulfurados entonces podemos recuperar de plomo, zinc en la minera Azulcocha”.

Un estudio en la flotación de los sulfuros de plomo-cobre, zinc en el mineral de Azulcocha en la presencia de sulfuro de sodio fue realizado. Los parámetros del proceso y la influencia del sulfuro de sodio, sulfuro de zinc, tiempo de acondicionamiento, pH y limpieza de concentrado fueron investigados. Los resultados fueron comparados con la flotación adicionando varios tipos de colectores.

Llegándose a la conclusión de que la flotación después del análisis de regresión donde han intervenido las variables independiente y dependiente de los sulfuros de plomo-cobre y zinc a partir de minerales sulfurados es posible después de que los selectivos concentrados rougher fueran obtenidos. El concentrado de plomo contuvo 67,30 % Pb con 64,78 % de recuperación y el concentrado de Zn ensayaron 51,63 % con 93,09

% de recuperación, el concentrado de cobre contuvo 23,16 % con 64,40 % de recuperación.

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 mina Azulcocha, accesibilidad, ubicación de las instalaciones, clima, vegetación, concesiones, terreno superficial, medio ambiente- permisos – relaciones comunitarias, bases teóricas, definición de términos básicos, las hipótesis y sus variables.

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 el 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>ACTA DE SUSTENTACIÓN</b>	ii
<b>DEDICATORIA</b>	iii
<b>RECONOCIMIENTO</b>	iv
<b>RESUMEN</b>	v
<b>ABSTRACT</b>	ix
<b>INTRODUCCIÓN</b>	xiii
<b>ÍNDICE</b>	xvi

## CAPÍTULO I

### PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema	1
1.2. Delimitación de la investigación	3
1.3. Formulación del problema	4
1.3.1. Problema principal	5
1.3.2. Problemas específicos	5
1.4. Formulación de objetivos	
1.4.1. Objetivo general	5
1.4.2. Objetivos específicos	5
1.5. Justificación de la investigación	6
1.6. Limitaciones de la investigación	
1.6.1. Importancia	7
1.6.2. Limitaciones	7



2.3.6.3. Variables más importantes en la flotación	30
2.3.6.4. Celdas de flotación	37
2.3.6.5. Circuitos y control del proceso de flotación	38
2.4. Definición de términos básicos	43
2.5. Formulación de hipótesis	44
2.5.1. Hipótesis General	44
2.5.2. Hipótesis específicas	44
2.6. Identificación de variables	45
2.6.1. Variable Dependiente	45
2.6.2. Variable Independiente	45
2.6.3. Variables Intervinientes	45

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

3.1. Tipo de investigación	46
3.2. Métodos de investigación	46
3.3. Diseño de investigación	47
3.4. Población y muestra	47
3.4.1. Población	47
3.4.2. Muestra	48
3.5. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	49
3.6. Flotación	51

## **CAPÍTULO IV**

## **RESULTADOS Y DISCUSIÒN**

4.1. Descripción del trabajo de campo	62
4.2. Cálculo matricial para elaboración de las tablas de recuperaciones	64
4.3. Presentación, análisis e interpretación de resultados	66
4.3.1. Overflow del hidrociclón	66
4.3.2. Leyes del circuito de flotación bulk – zinc	72
4.3.3. Leyes del circuito de flotación cola bulk	78
4.3.4. Leyes del circuito de flotación concentrado de cobre	84
4.3.5. Leyes del circuito de flotación concentrado de plomo	89
4.3.6. Leyes del circuito de flotación concentrado de zinc	94
4.3.7. Leyes del circuito de relave general	99
4.4. Prueba de hipótesis	104

### **CONCLUSIONES**

### **RECOMENDACIONES**

### **BIBLIOGRAFÍA**

### **ANEXOS**

## **CAPÍTULO I**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN**

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

La minera Azulcocha desde que reinició sus operaciones el año 2010, se ha visto en la necesidad de impulsar nuevos tratamientos como el de mineral zinc, plomo, debido a que sus reservas de mineral Zinc-Plomo, fueron relativamente disminuyendo.

Muchos de los reactivos y aditivos químicos empleados en la flotación constituyen un peligro de contaminación para las aguas. Por lo tanto, para prevenir las dosis excesivas de estas sustancias, deben emplearse aparatos dosificadores, cuya operación debe vigilarse cuidadosamente. Además, en el caso de reactivos de

flotación potencialmente contaminantes, deben aplicarse normas de seguridad estrictas a las instalaciones y equipos de almacenamiento, llenado, trasvase y aplicación. Dependiendo del potencial contaminante de las sustancias almacenadas y del grado de protección necesario (por ejemplo, alto grado de protección en cuencas de captación de agua potable), las medidas de seguridad deben excluir la posibilidad de una contaminación de las aguas superficiales y subterráneas. Dado el caso, se instalarán depósitos colectores impermeables y resistentes a productos químicos, sin orificio de desagüe, para captar de forma controlada cualquier sustancia perjudicial en caso de fugas, sobrellenado o accidentes. El volumen de captación debe ser tal que puedan retenerse las sustancias derramadas hasta haber tomado medidas procedentes para superar la emergencia. Los depósitos de almacenamiento deben ser de doble pared y estar provistos de detectores de fugas y dispositivos de seguridad para prevenir el sobrellenado.

Todas las medidas y normas de conducta destinadas a evitar la contaminación de aguas con reactivos de flotación deben reunirse en instrucciones de operación y emplearse para la capacitación del personal. Además, se requieren manuales con planes para la supervisión, el mantenimiento y medidas de emergencia en caso de fallas de operación. Finalmente, dependiendo del grado de nocividad de los distintos reactivos, será necesario establecer y vigilar el

cumplimiento de medidas de seguridad laboral para el manejo de dichas sustancias.

## **1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

La mina Azulcocha se ubica en los Andes Central del Perú, en el distrito de Tomas, perteneciente a la provincia de Yauyos, región de Lima Provincias. Basado en el sistema UTM y usando como base el PSAD 56. La altura sobre el nivel del mar varía de 4,200 a 4,600 m.s.n.m.

Es accesible desde Lima por 2 rutas:

- a) Lima-La Oroya-Pachacayo - Mina Azulcocha, con un total de 270 km,
- b) Lima-Cañete-Lunahuaná -Yauricocha-Mina Azulcocha, con un total de 370 km.

La mina Azulcocha cuenta con acuerdo con las comunidades dentro del área donde se encuentra la UEA Azulcocha por medio de Contratos de Arrendamiento hasta el año 2025. Dichos contratos contemplan participación de los comuneros en la mano de obra del proyecto, apoyos sociales en educación, salud o temas técnicos a favor de las comunidades.

### 1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

El mineral sulfurado de plomo y zinc conteniendo plata son sometidos a pruebas de laboratorio para determinar la recuperación más adecuado para la producción de los concentrados de plomo y zinc para comercializarlos en las fundiciones.

Hay que recobrar tanta plata tan sea posible en el concentrado de plomo ya que se tiene un pago superior que en el concentrado de zinc. El mineral suele contener esfalerita, una porción de la cual es flotable en el circuito de zinc, pero difícil para deprimir en el circuito de plomo.

También, la recuperación de minerales de plata en mineral de plomo-zinc es factible en una recuperación inmediata. El proceso consta de flotación selectiva para producir un concentrado plomo-plata y un concentrado de zinc.

La remolienda de minerales de plata es perjudicial para la recuperación por flotación, así una unidad de flotación puede ser usada en el circuito recuperar parte de la plata de manera inicial y valores plomo tan pronto como estén liberados. Los diagramas de flujo típicos están diseñados para un rango de 300 a 500 toneladas al día.

### **1.3.1. PROBLEMA PRINCIPAL**

¿Cómo hacer la evaluación metalúrgica de los minerales sulfurados para la recuperación de plomo y zinc en la minera Azulcocha?

### **1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS**

1. ¿Cómo realizar la evaluación metalúrgica a los parámetros para la recuperación de plomo y zinc?
2. ¿Cómo determinar el porcentaje de recuperación en planta de plomo y zinc?

## **1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS**

### **1.4.1. OBJETIVO GENERAL**

Evaluar metalúrgicamente a los minerales sulfurados para recuperar plomo y zinc en la minera Azulcocha.

### **1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS**

1. Evaluar metalúrgicamente a los parámetros para recuperar Cobre, plomo y zinc.
2. Determinar el porcentaje de recuperación para recuperar plomo y zinc.

### **1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

En la minera Azulcocha 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, 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, para posteriormente realizar un solo tratamiento con minerales de zinc - plomo.

## **1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN**

### **1.4.1. IMPORTANCIA:**

El presente trabajo de investigación tiene como importancia la evaluación de los minerales sulfurados para 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 plomo y zinc. La investigación tiene lugar en la minera Azulcocha.

### **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.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

En el presente estudio de investigación se desarrollará con el uso adecuado del laboratorio metalúrgico de la minera Azulcocha

#### **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, zinc y los diferentes métodos de separación.

La separación y recuperación por flotación de concentrados de Plomo y Zinc de minerales que contienen galena ( $\text{PbS}$ ) y esfalerita ( $\text{ZnS}$ ) 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 pirita 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 ( $\text{Zn,FeS}$ ) 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 reemplazan 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 ditiósfato. 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.

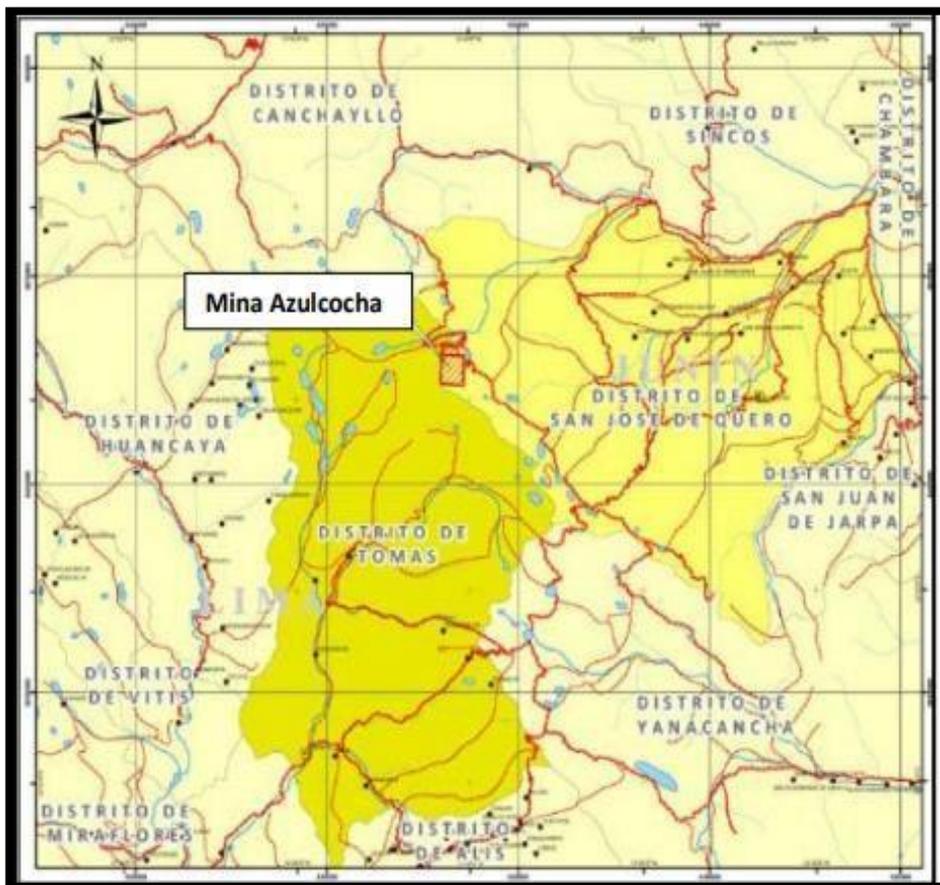
En circunstancias excepcionales, las consideraciones de respuesta de mineralogía y metalúrgica requieren un concentrado inicial a granel de plomo-zinc con los minerales de plomo y zinc posteriormente separados en un paso de flotación selectiva. Bajo este esquema, un concentrado de flotación a granel 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 SO<sub>2</sub> 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 MINA AZULCOCHA

Figura N° 3.1: Mapa de ubicación de la mina Azulcocha



**Fuente: Elaboración propia**

La Mina Azulcocha se ubica en los Andes del Perú Central, en el distrito de Tomas, perteneciente a la provincia de Yauyos, departamento de Lima. Basado en el sistema UTM y usando como base el PSAD56, la propiedad está dentro de las coordenadas:

425,800 y 427,500 Este y

8'664,500 y 8'671,000 Norte.

La altura sobre el nivel del mar varía de 4200 a 4600 m.s.n.m.

## **2.2.2. ACCESIBILIDAD**

Es accesible desde Lima por 2 rutas:

a) Lima-La Oroya-Pachacayo-Mina Azulcocha, con un total de 260 km,

b) Lima-Cañete-Lunahuaná-Yauricocha-Mina Azulcocha, con un total de 370 km.

Desde Huancayo por una ruta: Huancayo-Quero-mina Azulcocha, con un total de 70 km.

**Tabla N° 3.1 Itinerario de Acceso a la mina Azulcocha.**

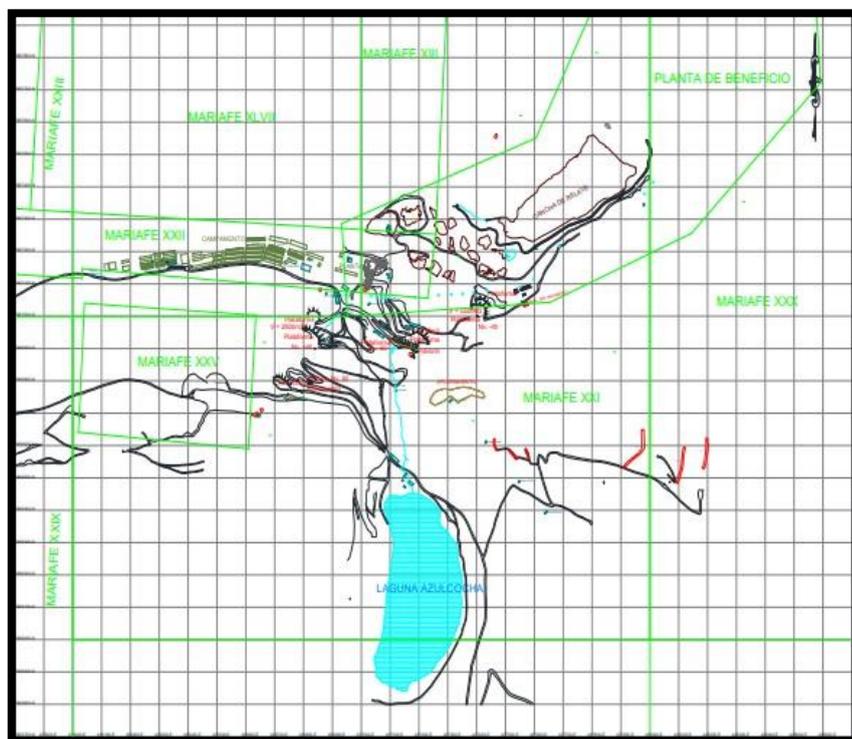
<b>DE</b>	<b>A</b>	<b>Distancia (Km)</b>	<b>Tipo de vía</b>
<b>Lima</b>	<b>La Oroya</b>	<b>175</b>	<b>Asfaltada</b>
<b>La Oroya</b>	<b>Pachacayo</b>	<b>45</b>	<b>Asfaltada</b>
<b>Pachacayo</b>	<b>Mina</b>	<b>40</b>	<b>Afirmada</b>
	<b>TOTAL</b>	<b>260</b>	<b>Tiempo 6 Hrs.</b>

**Fuente: Elaboración propia**

### 2.2.3. UBICACIÓN DE LAS INSTALACIONES

La ubicación de las instalaciones como son los campamentos, canchas de relave, planta metalúrgica, canchas de desmonte, bocaminas, planta de energía eléctrica, se encuentran dentro de las concesiones que corresponden a Azulcocha Mining, como se puede observar en el siguiente plano.

Figura N° 3.2: Ubicación de instalaciones sobre concesiones mineras



Fuente: Elaboración propia

### 2.2.4. CLIMA

El clima es netamente frígido y seco, con una estación lluviosa de octubre a marzo y otra seca con esporádicas nevadas de abril a setiembre. En la temporada seca el clima soporta temperaturas bajo cero con vientos muy fuertes. En general son poco probables temperaturas mayores a 15° C. mientras las temperaturas son moderadas, el sol puede ser muy fuerte con altas lecturas ultravioletas que son comunes durante el mediodía. Durante la actividad lluviosa es común la presencia de tormentas eléctricas y las caídas de humedad en forma de lloven. Las precipitaciones son a menudo cortas en la duración, pero intensas en la naturaleza con las acumulaciones de precipitación de hasta 1 pulgada por hora.

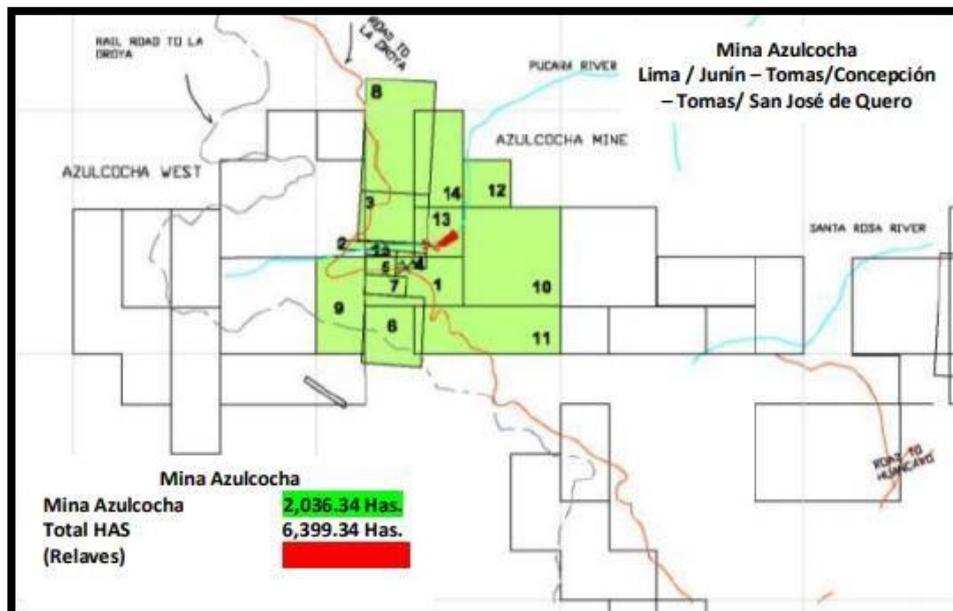
## **2.2.5. VEGETACIÓN**

El terreno sobre el cual las concesiones son localizadas, la vegetación es propia de alta montaña, mayormente ichu, no hay presencia de árboles ni arbustos. Se caracterizado por la alta altitud pampa o Sanos rodeados por colinas pronunciadas, además de pequeños lagos y charcas en el área, asimismo el piso de valle es bastante empantanados. Por sobre los 4,600 m. predomina la presencia de ichu como vegetación.

## 2.2.6. CONCESIONES O UNIDADES ECONÓMICAS ADMINISTRATIVAS MINERAS

La UEA Azulcocha cuenta con 15 concesiones en un total de 2036,34 has, las que se encuentran descritas en la tabla 2.2, Ubicación UEA Azulcocha (Ingemmet).

Figura N° 3.3: Plano de Concesiones



Fuente: Elaboración propia

## 2.2.7. TERRENO SUPERFICIAL

Azulcochamining cuenta con acuerdo con las comunidades dentro del área donde se encuentra la UEA Azulcocha por medio de Contratos de Arrendamiento hasta el año 2025. Dichos contratos contemplan participación de los comuneros en

la mano de obra del proyecto, apoyos sociales en educación, salud o temas técnicos a favor de las comunidades.

### **Comunidad Campesina de Shicuy**

La comunidad Campesina de Shicuy a arrendado a la empresa Azulcochamining un total de 701 has de sus terrenos denominado Jatun Huasi 02, dicha área representa la intersección de las concesiones de la UEA Azulcocha con el terreno de propiedad de dicha comunidad.

### **Comunidad Campesina de Tomas**

La comunidad Campesina de Tomas a arrendado a la empresa Azulcochamining un total de 1548.55 has de sus terrenos, dicha área representa la intersección de las concesiones de la UEA Azulcocha con el terreno de propiedad de dicha comunidad.

## **2.2.8. MEDIO AMBIENTE, PERMISOS Y RELACIONES COMUNITARIAS LA U.E.A.**

Azulcocha cuenta con la aprobación de su Estudio de Impacto Ambiental para la Explotación y Beneficio de 500 TM/día, con Resolución Directoral N°046-2009-MEM-AAM de febrero del 2009.

Durante el 2010 se realizó la Modificación del EIA para los componentes de relavera y canteras, el cual ha sido aprobado mediante Resolución Directorial N°126-2011-MEM-AAM de abril del 2011.

**Tabla 2.2 Relación de Estudios aprobados  
Azulcocha Mining – Reinicio de operaciones**

Proyecto	Entidad Presente	Estado
Declaración de impacto ambiental	DREM-JUNIN	Aprobado
Declaración de impacto ambiental	MINEM	Aprobado
Estudio de impacto ambiental detallado	MINEM	Aprobado
Plan de cierre pasivos ambientales	MINEM	Aprobado
Estudio de impacto ambiental sub-estación Eléctrica	DREM-JUNIN	Aprobado
Plan de cierre de mina	MINEM	Aprobado

Fuente: Elaboración propia

## **2.3. BASES TEÓRICAS - CIENTÍFICAS**

### **2.3.1. MINERALIZACIÓN DE BAJA TEMPERATURA DEL CUERPO AZULCOCHA**

En el cuerpo Azulcocha la esfalerita está asociada a oropimente, rejalgar, rodocrosita, baritina y pirita como minerales de ganga formando un cuerpo masivo e irregular de hasta 40 mts de ancho y 150-200 m de largo. Este ensamble, de baja temperatura, parece haberse depositado por reemplazamiento en fisuras y zonas de brechas que se

desarrollaron durante una fase previa de preparación estructural.

### **2.3.2. MINERALIZACIÓN DE ALTA TEMPERATURA (CONTACTO INTRUSIVO CHUQUIPITE)**

La mineralización de alta temperatura bordea al intrusivo Chuquipite como una aureola discontinua e irregular de contacto metamórfico. El ensamble de minerales esta vez, consiste de cantidades variables de esfalerita, calcopirita y trazas de galena en agregados masivos de granates, actinolita / tremolita, hematita especular / magnetita y epidota. Se observan venillas de calcita y cuarzo, así como las trazas de sericita, en forma ocasional acompañando a los minerales de ganga previamente mencionados. Hacia el Oeste de la mina, Falla "Cochas-Gran Bretaña se bifurca dando lugar a un ramal sur (S60°W) subsidiario, el cual se proyecta en el rumbo hasta alcanzar el contacto norte del stock Chuquipite. Esta falla, considerada secundaria en estudios anteriores, desempeño un rol importante en la preparación estructural de la zona mineralizada del cuerpo Azulcocha.

### **2.3.3. DEPÓSITO AZULCOCHA**

El Cuerpo de Azulcocha es un complejo estructuralmente controlado por un depósito mineral de sulfuro de zinc / óxido de manganeso tipo reemplazamiento en rocas carbonatadas o carbonate hosted replacement. El trabajo de Muñoz y de otros expertos indica que hay fuerte correlación entre Azulcocha y otros depósitos polimetálicos de mineral de Zn relacionados al magmatismo terciario en el Centro del Perú. En la meseta central las minas de Huarón y Colquijirca son ejemplos específicos de depósitos que son controlados estructuralmente aunque con temperaturas de mayor precipitación. El Cuerpo tiene una forma elíptica con dimensiones máximas a 450 metros con Rumbo (N84°E), un ancho de 50 a 60 metros y una longitud promedio de 160 m en profundidad (dip: 42 ° S). La diferencia entre los registros antecedentes que reportan toneladas producidas de la mina, entre la estimación de Randy Henkle sugiere un volumen resultante total del cuerpo en el orden de los 2,5 millones de metros cúbico. La estructura cymoidal bend en concordancia con el plano de la falla Cochabambas - Gran Bretaña produjo la formación de fracturas a lo largo del plano de falla dando lugar al incremento de la permeabilidad, la formación de carsts y de brechas de colapso, los cuales son áreas muy favorables para la mineralización durante el emplazamiento del Cuerpo. La naturaleza relativamente no deformada del Cuerpo indica la formación de minerales sobre

todo después de la tectónica y ciertamente, después de la Falla Cochabamba - Gran Bretaña con edad del mioceno superior (3 a 10 millones de años). Los minerales principales económicos de interés en el Cuerpo son la esfalerita como sulfuro primario de zinc y óxidos de manganeso como mineral secundario. Los óxidos de manganeso se formaron después de la intemperie, La rodocrosita un carbonato de manganeso primaria que se depositó conjuntamente con la esfalerita. En términos generales, la base del cuerpo está enriquecida con el zinc y la zona del techo del cuerpo presenta enriquecimiento de óxidos de manganeso. Sin embargo, hay muchas partes dentro de las labores mineras, donde la mineralización está íntimamente entremezclados.

#### **2.3.4. PLAN DE MANEJO AMBIENTAL (PMA)**

El Plan de Manejo Ambiental (PMA) describe las acciones y las medidas que se tomarán para garantizar la seguridad y control ambiental que Azulcocha propone aplicar para que las actividades del proyecto se lleven a cabo de manera responsable y sostenible. El PMA estará sujeto a revisiones y modificaciones, de acuerdo con las condiciones o circunstancias particulares durante su implementación y a un proceso de mejora continua.

Se considera por tanto de primordial importancia la ejecución de diversas medidas generales y específicas para cada etapa, para lo cual se deberá tener presente la interrelación armónica entre las actividades del proyecto y los aspectos ambientales y de interés humano, por lo que será necesario:

- Coordinar con las autoridades correspondientes respecto a las recomendaciones planteadas y medidas a implementar.
- Ofrecer oportunidades de trabajo para la población de la zona, en base a las actividades de construcción y operación, evitando crear falsas expectativas.
- Ejecutar todos los trabajos, en cada una de sus diferentes etapas, de conformidad con la normatividad vigente en el país.
- Implementar las medidas de mitigación cuando alguna actividad tenga posibilidades de causar

### **2.3.5. DECLARACIÓN DE POLÍTICA DE SALUD AMBIENTAL Y SEGURIDAD**

Azulcocha está comprometida en mantener altos estándares en todos los aspectos de sus operaciones, incluyendo la protección, ambiental, salud y seguridad. La empresa se compromete a actuar responsablemente como administrador

de los recursos que están a su cargo, procurando el bienestar de sus empleados y de las comunidades en las que opera. En observancia de esta política, Azulcocha:

- Involucrara a directivos, trabajadores, contratistas y comunidades a través de programas de capacitación y sensibilización que permitan establecer una cultura de seguridad cuidado del medio ambiente e incentivo al desarrollo sostenible en armonía con la naturaleza. problemas al ambiente natural donde viven las personas.
- Unir criterios, esfuerzos y constancia en las buenas prácticas de seguridad e higiene minera y manejo medioambiental en condiciones normales y/o de emergencia.
- Enseñar con el ejemplo las buenas prácticas relacionadas a la prevención de enfermedades, lesiones y daños al medio ambiente.
- Mantener una política de comunicación abierta con empleados, gobierno, comunidad y otras partes interesadas, respecto a las actividades y/o políticas de salud, seguridad y medioambiente, permitiéndoles conocer de las prácticas de monitoreo.
- Incluir sistemas de gestión ambiental, salud y seguridad que permitan desempeños con altos estándares de calidad a nivel internacional.

### **2.3.6. 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.

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.

#### **2.3.6.1. 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:

### **2.3.6.2. 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.

### **2.3.6.3. 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. 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 ( $\text{NaCN}$ ,  $\text{ZnSO}_4$ ,  $\text{NaHSO}_3$ ,  $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ ,  $\text{NaHS}$ )
- 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 ( $\text{Na}_2\text{S}$ ,  $\text{NaHS}$ )

#### **2.3.6.4. 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.

### **2.3.6.5. 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.

Plateo 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).

## 2.4. 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.

## **2.5. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS**

### **2.5.1. HIPÓTESIS GENERAL**

Si evaluamos metalúrgicamente el mineral sulfurado entonces podemos recuperar plomo y zinc en la minera Azulcocha.

### **2.5.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS**

1. Si evaluamos metalúrgicamente a los parámetros entonces podemos recuperar plomo y zinc.
2. Si determinamos el porcentaje de recuperación entonces podemos recuperar plomo y zinc.

## **2.6. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES:**

### **2.6.1. VARIABLE DEPENDIENTE**

Recuperación de plomo y zinc.

### **2.6.2. VARIABLE INDEPENDIENTE**

Evaluación metalúrgicamente del mineral sulfurado.

### **2.6.3. VARIABLE INTERVINIENTES**

Laboratorio Metalúrgico

Variable independiente

- Parámetros de flotación.
- Porcentaje de recuperación.

Variable dependiente

- Recuperación de plomo y zinc

## CAPÍTULO III

### METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

#### 3.1. 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 y zinc.

#### 3.2. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN

EL trabajo será experimental utilizando la metodología **aplicada**, para la evaluación del circuito de flotación con la

finalidad de la recuperación de plomo y zinc.

### 3.3. 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**.

### 3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

#### 3.4.1. POBLACIÓN

##### ESTIMACION DE RESERVAS

Tabla N° 4.1: Toneladas de Explotación con leyes de cabeza

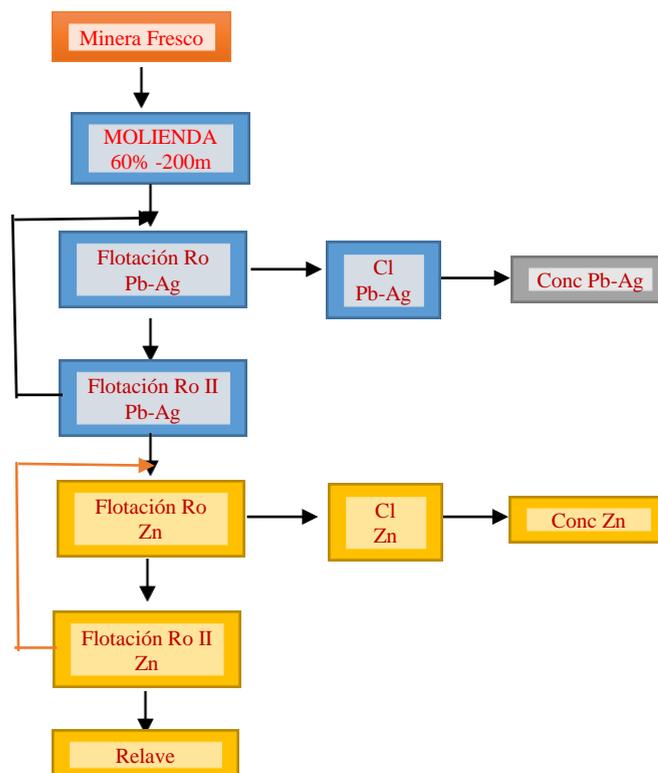
Producción Minas	2015	2016	2017	2018
TMS	194 910	468 725	520 745	554 850
Ley Zinc %	18,87	21,38	21,56	18,13
Ley Plomo %	0,79	2,30	1,89	1,89

Fuente: Departamento de geología

### 3.4.2. MUESTRA

Los resultados Metalúrgicos presentados son proyectados para obtener como objetivo en la operación de la planta concentradora, valores que se van a ir confirmando conforme se ajusten los parámetros metalúrgicos a nivel industrial, respecto a los obtenidos a nivel de laboratorio.

Figura N° 3.1: Diagrama de Flujo Prueba metalúrgica con 100% Mineral Fresco



Fuente: Elaboración propia

Los resultados Metalúrgicos presentados son proyectados para obtener como objetivo en la operación de la planta concentradora, valores que se van a ir confirmando conforme se ajusten los parámetros metalúrgicos a nivel industrial, respecto a los obtenidos a nivel de laboratorio.

### 3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

#### 3.5.1. BALANCE DE MOLIENDA PRIMARIA Y SECUNDARIA

#### EVALUACIÓN DE LA CLASIFICACIÓN Y PARAMETROS DE OPERACIÓN DEL MOLINO MARCY.

**Tabla N° 3.1: Especificaciones técnicas del molino**

Descripción	Medida
Diámetro (pies)	4,00
Longitud (pies)	6,00
Potencia Instalado (HP)	60,00
Voltaje Instalado (Voltios)	440,00
Amperaje Nominal (Amperios)	52,50
Amperaje de Operación (amperios)	100,00
Factor de potencia (Cos $\Theta$ )	0,60
Carga molturante	bolas

Fuente: Elaboración propia

**Tabla N° 3.2: Análisis granulométrico de los productos del molino**

Malla	Micrones	ALIMENTO			DESCARGA	
		Peso (g)	% Peso	Acum (-)	% Peso	Acum (-)
4	4750	1,15	0,23	99,77	0,00	100,00
6	3350	0,36	0,07	99,70	0,00	100,00
8	2360	3,96	0,79	98,91	0,04	99,96
10	1700	10,87	2,17	96,73	0,014	99,82
14	1168	27,67	5,53	91,20	0,70	99,12
20	850	44,11	8,82	82,38	2,06	97,06
28	600	60,21	12,04	70,33	4,90	92,15
35	425	67,68	13,54	56,80	8,80	83,36
48	300	60,66	12,13	44,67	10,85	72,50
65	212	56,73	11,35	33,32	12,47	60,03
100	150	46,55	9,31	24,01	11,86	48,17
150	106	27,30	5,46	18,55	8,11	40,06
200	74	19,08	3,82	14,73	6,66	33,40
270	53	12,43	2,49	12,25	4,91	28,49
400	38	9,22	1,84	10,40	3,89	24,60
-400	0	52,02	10,40	0,00	24,60	0,00
TOTAL		500,00	100,00		100,00	

Fuente: Elaboración propia

**Tabla N° 3.3: Balance de flujo y masa**

	TMSPH	TMPH PULPA	% Sp	% Sv	DP	Caudal (m <sup>3</sup> /hora)			US(GPM)
						Pulpa	Sólidos	Agua	Pulpa
Alimento	107,19	138,92	77,16	50,53	2,17	64,16	32,41	31,74	282,45
Descarga	107,19	140,69	78,18	48,60	2,16	65,20	31,68	33,52	287,05
G.e. Gravedad específica									
%Sp Porcentaje de sólidos en peso									

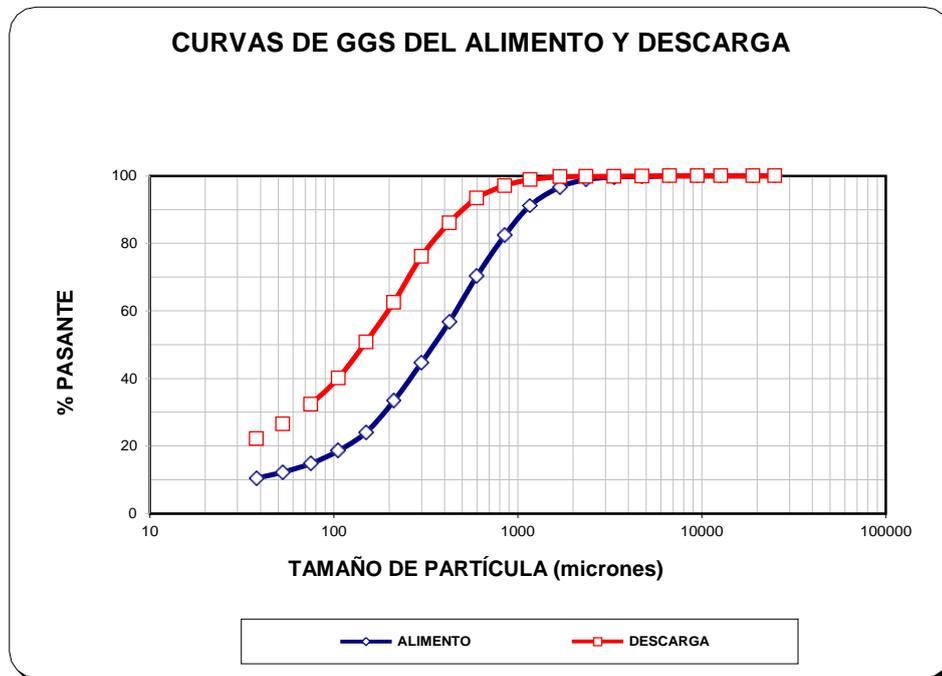
**Fuente: Elaboración propia**

**Tabla N° 3.4: Condiciones de operación**

Consumo de energía (kw-Hr/TM)	1,49
Energía total suministrada (kw)	159,34
Potencia práctica (HP)	213,60
Tonelaje práctico (TM/Hr)	107,19
F80 (µm)	796,90
P80 (µm)	383,56
Radio de reducción	2,08
Velocidad de operación (RPM)	23,46
Velocidad crítica (RPM)	31,28
% de velocidad crítica	75,00

**Fuente: Elaboración propia**

Figura N° 3.1: Curvas de Gates Gaudin Shumman del alimento de descarga del molino



Fuente: Elaboración propia

### 3.6. FLOTACIÓN

La sección de flotación está dividida en dos secciones claramente diferenciados que son el circuito de flotación bulk y separación y el circuito de flotación de zinc, se aplica el método de flotación diferencial, primero se flotan los sulfuros de cobre y plomo (flotación bulk) y se deprimen los sulfuros de Zinc.

#### FLOTACIÓN BULK PLOMO COBRE

En este circuito el Over Flow secundario de molienda viene a ser cabeza de flotación para la celda OK-16 rougher primario

Bulk cuyo pH está en el orden de 10 a 10,5; las espumas de esta celda va a la cabeza de la segunda limpiadora bulk mientras que su relave va a la remolienda en los molinos Marcy, el over flow del C-2 es cabeza de flotación de 2 bancos de celdas Agitair denominado rougher banco "B" en donde se le adiciona Z-11 y MT-738 el relave del primer banco pasa a ser cabeza del segundo banco.

El relave del segundo banco "B" más las espumas del banco "A" van al cajón de la bomba B-11, esta a su vez bombea la pulpa al ciclón D-20 N°3, el over flow entra como cabeza a los 2 bancos rougher del banco "A" circuito bulk que trabaja en serie donde se le adiciona el colector Z-11 y MT-738.

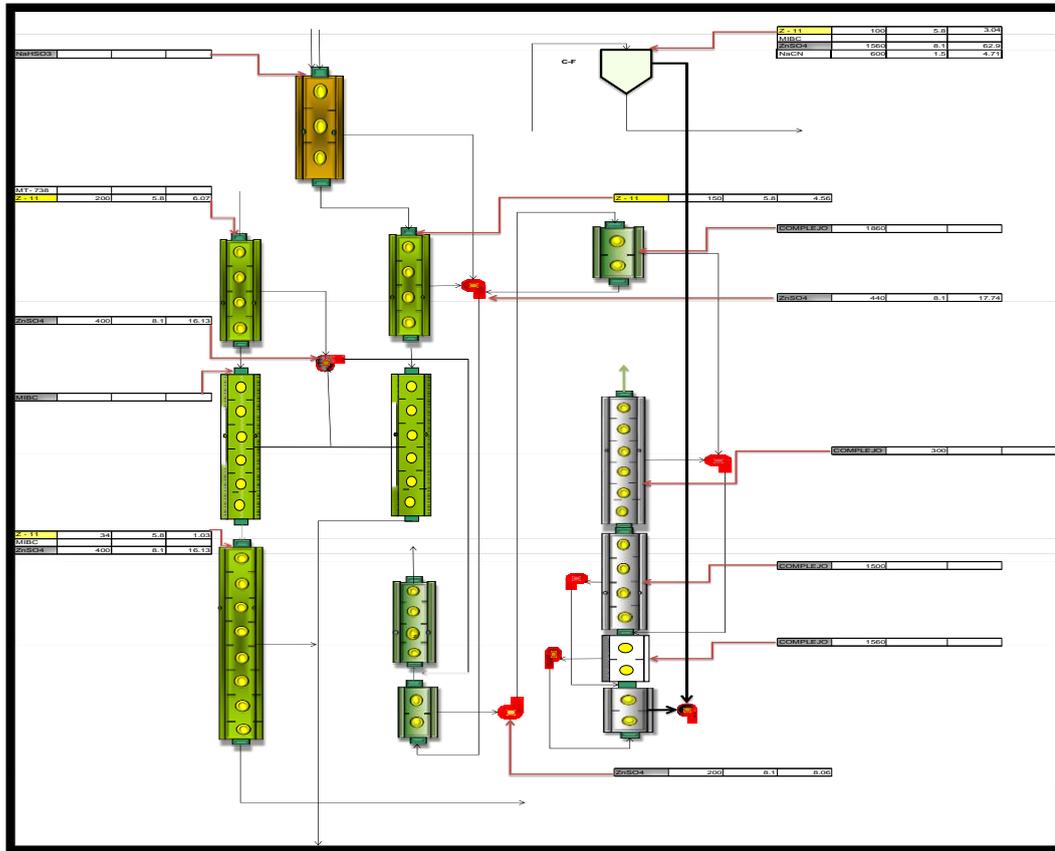
El under Flow del hidrociclón por medio de una tubería cae por gravedad al cajón que distribuye la pulpa a los molinos de remolienda de bolas (M-8, M-9) Marcy, cuyo producto (2,100 g/l) caen al cajón de la bomba B-11. Las espumas de los 2 bancos rougher banco "A" más las espumas de segundo banco rougher "B" se juntan y caen al cajón de la bomba (B-13), la bomba (B-14) trabaja en stand by, la que bombea la pulpa a la cabeza de un banco de flotación de 4 celdas agitair denominado primera limpiadora bulk. El relave de la primera

limpiadora bulK cae al cajón de la bomba 15 que bombea a la cabeza del rougher primario Ok-16.

Las espumas de la primera limpieza bulk, más el relave de la tercera limpieza bulk, seguido de las espumas de la OK-16 y las espumas del primer banco rougher banco "B" caen al cajón de la bomba (B-9), la bomba 10 trabaja en stand by en donde se le adiciona  $ZnSO_4$  y bombea a la cabeza de un banco de 2 celdas agitair denominado segunda limpiadora bulk.

El relave de la segunda limpiadora bulk regresa a la cabeza de la primera limpiadora bulk, mientras que las espumas caen al cajón de la bomba (B-16) donde se adiciona  $Zn SO_4$  la cual bombea el concentrado a un banco de flotación de 2 celdas Agitair denominada tercera limpiadora bulk.

Figura N° 3.2: Diagrama de flujo de ña flotación Plomo – Cobre



Fuente: Elaboración propia

El relave de la tercera limpiadora bulk cae al cajón de la bomba (B-9) la cual regrésale material a la cabeza de la segunda limpiadora bulk mientras que las espumas de la tercera limpiadora por medio de tubería cae por gravedad al cajón de la bomba (B-18), la bomba (B-19) trabaja en stand by, en donde se juntan las espumas de la tercera limpiadora y las espumas de scavenger en un banco de flotación de 4 celdas agitair, denominado rougher separación cobre-plomo y a la vez

se le adiciona el reactivo denominado complejo ( $ZnO+NaCN$ ) que deprime al cobre.

### **SEPARACIÓN COBRE PLOMO**

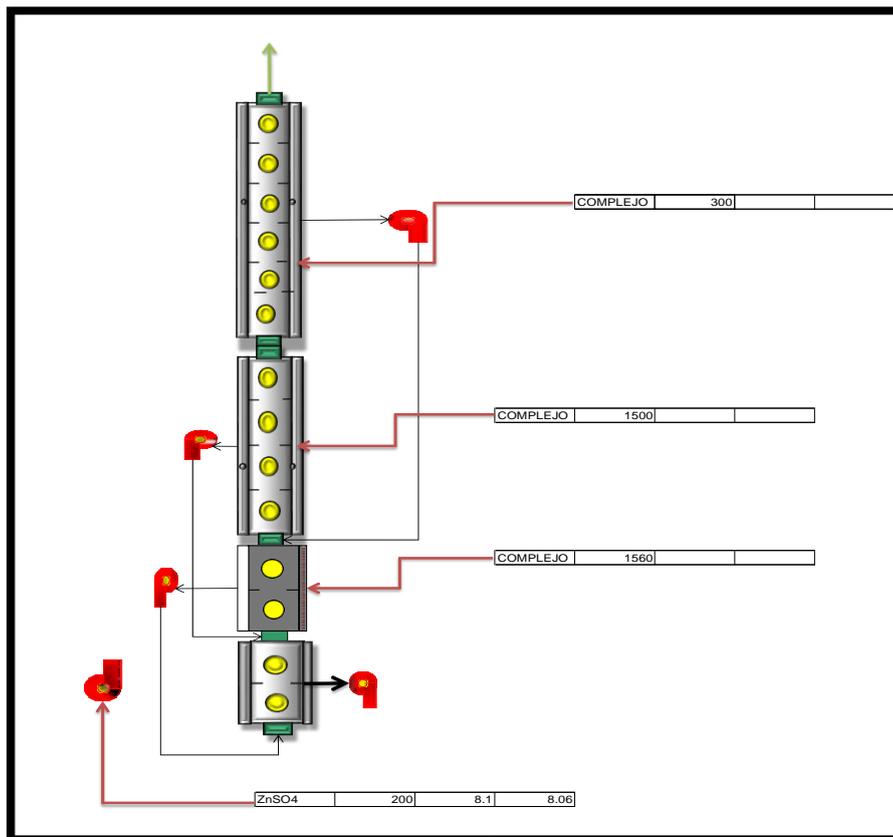
La bomba (B-18) bombea la pulpa de concentrado a la cabeza de un banco de 4 celdas Agitair, denominado rougher de separación, el relave de este banco pasa a ser cabeza de otro banco de 6 celdas agitair, denominado scavenger de separación cuyo relave es el concentrado de plomo que cae al cajón de la bomba (B-29) que bombea el concentrado al espesador de plomo del circuito de eliminación de agua.

Las espumas de banco scavenger de separación caen al cajón de la bomba (B-18) que lo regresa a la cabeza del rougher de separación. Las espumas del rougher de separación caen al cajón de la bomba (B-20) en donde se adiciona el complejo  $ZnO+NaCN$ .

La bomba (B-20) bombea la pulpa de concentrado a la cabeza de un banco de 2 celdas agitair denominado primera limpiadora de plomo. El relave de esta regresa por gravedad a la cabeza de banco rougher de separación, mientras que las espumas caen al cajón de la bomba (B-22), en donde se adiciona el complejo  $ZnO+NaCN$ . La bomba (B-22) bombea la pulpa de concentrado a un último banco de 2 celdas agitair, denominado

segunda limpiadora de plomo, cuyo relave regresa por gravedad a la cabeza de la primera limpiadora de plomo y cuyas espumas viene a ser el concentrado final de cobre caen al cajón de la bomba (B-23) que bombea el concentrado al espesador de plomo del circuito de eliminación de agua.

Figura N° 3.3: Diagrama de flujo de separación Plomo – Cobre



Fuente: Elaboración propia

### FLOTACIÓN DE ZINC

Los minerales de Zn generalmente se presentan asociados a minerales de pirita, para obtener la más alta ley de concentrado

y a la vez más económica es importante usar un colector selectivo.

En este circuito, el relave del circuito de la flotación bulk viene ser la cabeza en flotación del circuito de Zn, en donde se adiciona el  $\text{CuSO}_4$ , que es un activador de Zn, CaO en forma de lechada de cal, espumante MIBC y Z-11, cuyo pH está en un rango 11,50, las espumas de esta celda OK-16 rougher primario caen al cajón de la B-24A y la B-25 trabaja como stand-by, estas espumas son bombeadas a un banco de flotación de 4 celdas agitair, denominada 3ra limpiadora de Zn.

El relave de la OK-16 de Zn va del cajón a la B-24 y la B-25 trabajo como stand-by, es bombeada como cabeza a un banco de flotación rougher secundario conformado por 4 celdas Outokumpu OK-8, en cuya entrada se adiciona un colector secundario MT-4220 y el espumante MIBC.

Las espumas del rougher secundario caen por gravedad y entran como cabeza a un banco de flotación de 6 celdas agitair, denominado segunda limpiadora de Zn.

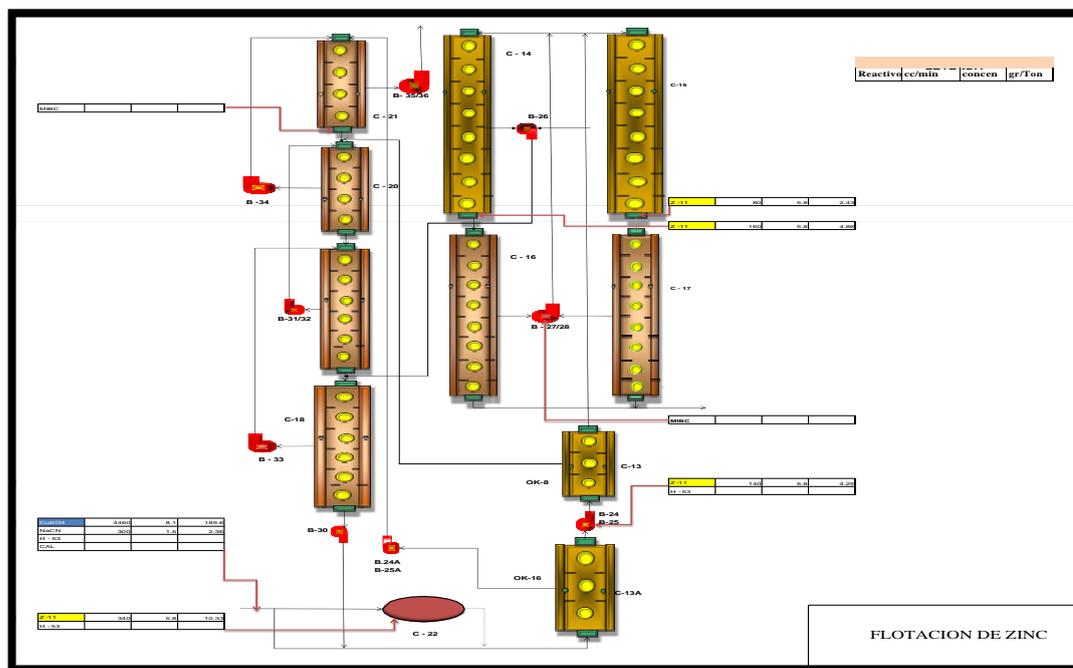
El relave de este banco cae por gravedad a un canal donde se adiciona el  $\text{CuSO}_4$  y el colector Z-11, en donde cae a un cajón distribuidor que reparte la carga en dos bancos de flotación de

8 celdas agitair denominadas scavenger 1 y scavenger 2 y que trabaja en paralelo.

Los relaves de estas celdas scavenger 1 pasan como cabeza a otros 2 bancos de 8 celdas agitair, denominadas scavenger 2 que también trabajan en paralelo, en cuyas entradas se adicionan colector Z-11.

Los relaves de estos 2 bancos se juntan y conforman el relave final del circuito de flotación y caen al cajón de la B-46, B-47 trabaja como stand-by de donde son bombeadas a la sección de disposición de relaves. Las espumas del scavenger 2 se juntan y caen al cajón en la B-27 y la B-28 trabaja como stand-by, la cual bombean la pulpa de concentrado hasta la cabeza del scavenger 1. Las espumas del scavenger 1 se juntan caen al cajón de la B-26 la cual bombea a un banco de 6 celdas agitair, se denomina primera limpiadora de Zn.

Figura N° 3.4: Diagrama de flujo flotación Zinc

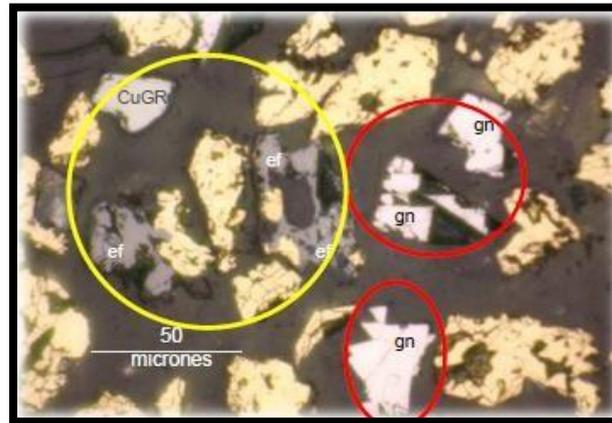


Fuente: Elaboración propia

El relave de este banco cae al cajón de la B-26 esta a su vez es bombeada al inicio del circuito rougher primario OK-16 mientas que las espumas de este mismo banco caen al cajón de la B-23 la cual es bombeada la pulpa de concentrado a la cabeza de la 2da limpiadora. El relave de la 2da limpiadora de Zn pasa como cabeza a un banco de 6 celdas agitair denominada primera limpiadora de Zn.

Las espumas en la 2da limpiadora caen al cajón de la B-31, B-32 trabaja como stand-by, que bombean la pulpa de concentrado a la cabeza de un banco de flotación de 4 celdas agitair, denominado 3ra limpiadora de Zn.

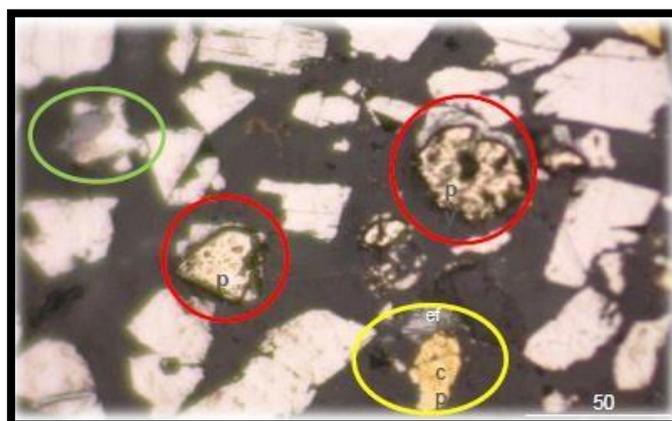
**Figura N° 3.5: Microscopía del mineral sulfurado de Azulcocha**



**Fuente: Elaboración propia**

La presencia de la galena (gn), esfalerita rubia (ef), del cobre gris en una matriz de cuarzo observamos a través del microscopio de barrido, este tipo de mineral es lo que se presenta en Azulcocha.

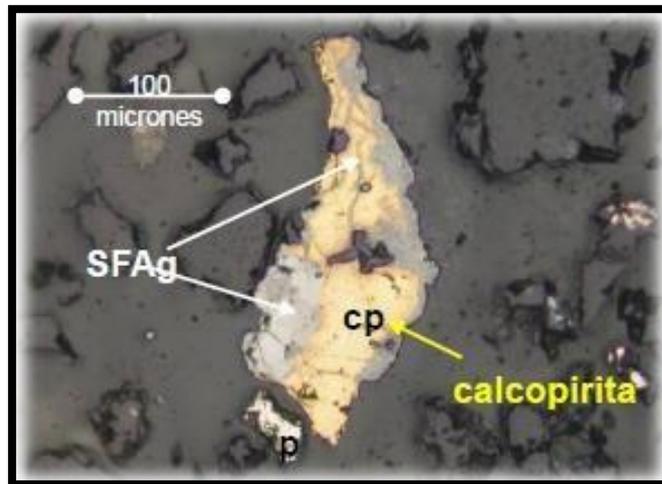
**Figura N° 3.6: Microscopía del mineral sulfurado de Azulcocha**



**Fuente: Elaboración propia**

La presencia de la pirita (py) y la calcopirita (Cpy) junto a la esfalerita y galena hace que se presente sulfosales en el tratamiento metalúrgico.

**Figura N° 3.7: Microscopía del mineral sulfurado de Azulcocha**



**Fuente: Elaboración propia**

La calcopirita contiene sulfosales de plata unido a la pirita, estos tipos de minerales dificulta un tratamiento metalúrgico de los minerales sulfurados de contenido neto de galena y esfalerita.

Con estos datos de reducción de tamaño de los minerales y de la explicación de tratamiento por flotación se va a evaluar el proceso mediante las tablas de recuperación que se va a presentar en el siguiente capítulo.

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO**

La minera Azulcocha tiene como consumo de reactivos en el proceso de flotación para obtener los concentrados de bulk (plomo y cobre) y zinc, como se puede observar que los proveedores son diversificados de acuerdo a los costos de cada uno de ellos que presentan al área de logística.

Como podemos observar los reactivos son adquiridos de diversas empresas y de esa manera se va diversificar los proveedores para evitar el monopolio comercial se entrega una relación de los reactivos usados en la planta concentradora.

**Tabla N° 4.1: Reporte de consumo de reactivos en la planta de la minera Azulcocha**

REACTIVO	STOCK Peso (kg)	INGRESO Peso (kg)	CONSUMO Peso (kg)	SALDO Peso (kg)	PROVEEDORES
Sulfato de Cobre	2650		1025	1625	Sulfateria Hermanos SRL
Sulfato de Zinc	1800	1975	1425	2350	Zinc Industrias Nacionales (ZINSA)
Xantato Isopropílico de Sodio (Z-11)	900		300	600	Reactivos Nacionales (RENASA)
Carboximetilcelulosa (CMC)	225	1000	150	1075	Gelycel (AMTEX)
Bicromato de Sodio	925		50	875	Elementis Chromium
Fosfato Monosódico	350	1000	150	1200	Richmond B,C Canada
Cianuro de Sodio	200		0	200	Tongsuh Petrochemical Corp. LTD (DANGER)
Oxido de Calcio (Cal)	18445	11420	7498	22367	Sacrafamilia
Metabisulfito de Sodio	3750		300	3450	O-BASF The Chemical Company
Metil Isobutil Carbinol (MIBC)	319	168	193	294	Union Caribe Corporation (DOW CHEMICAL)
Di iso butil ditofosfinato de Sodio (AP-3418)	363		23	341	CYTEC
Tionocarbamato iso propil etil, isopropanol (AP-3894)	113		30	83	CYTEC
AP-5100	0		0	0	
Carbón Chino	825		25	800	Magnatrade International Corp.
Carbón Americano	450		25	425	Calgon Carbon Corporation

**Fuente: Elaboración propia**

El consumo de reactivos que se presenta en la tabla N° 4.1; representa el consumo de un mes trabajando 24 horas durante 28 días, con una guardia de 11 horas de trabajo y 1 hora de refrigerio. Si se desea mejorar la recuperación se solicita los reactivos a cualquier productor y te entregan los reactivos llamado muestra y se realiza la investigación, si se llega a aumentar la recuperación de cualquier mineral en estudio se repite la investigación hasta por tres oportunidades.

## 4.2. CÁLCULO MATRICIAL PARA LA ELABORACIÓN DE LAS TABLAS DE RECUPERACIONES

Con los datos obtenidos en el análisis químico se opta en realizar los cálculos para realizar el balance metalúrgico y determinar las recuperaciones de cobre, plomo, plata y zinc.

**Tabla N° 4.2: Confección de la matriz**

A	C1	C2	C3	R
1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
0,72	25,23	12,14	4,81	0,03
0,90	7,02	41,65	4,09	0,08
0,87	11,92	8,12	48,49	0,09

A	C2	C3	R
1,00	1,00	1,00	1,00
0,72	12,14	4,81	0,03
0,90	41,65	4,09	0,08
0,87	8,12	48,49	0,09

C1	A	C3	R
1,00	1,00	1,00	1,00
25,23	0,72	4,81	0,03
7,02	0,90	4,09	0,08
11,92	0,87	48,49	0,09

**Tabla N° 4.3: Resultados de la matriz**

-44313,1327				
-799,794291	F1	0,0180487	C1	43,1
-701,787455	F2	0,01583701	C2	37,8
-402,217433	F3	0,00907671	C3	21,7
A	1413,05			
-103642,628				
-286,107088	F1	0,00276052	C1	3,9
-2106,76074	F2	0,02032716	C2	28,7233
-12331,224	F3	0,27827471	C3	664,9
			Re	715,50

Fuente: Elaboración propia  
 Tabla Nº 4.4: Balance metalúrgico inicial

PRODUCTOS	% Pb	% Zn	% Cu
CABEZA	1,65	7,48	0,19
COBRE	8,58	5,95	25,78
PLOMO	68,71	5,18	0,43
ZINC	0,56	59,39	0,75
RELAVE	0,19	0,45	0,03

CABEZA	1,65	7,48	0,19
PLOMO	68,71	5,18	0,43
ZINC	0,56	59,39	0,75
RELAVE	0,19	0,45	0,03

Fuente: Elaboración propia

Tabla Nº 4.5: Base de la matriz para el cálculo

		A	C1 Cu	C2 Pb	C3 Zn	Re Re
		1	1	1	1	1
1,00	%Pb	1,65	8,58	68,71	0,56	0,19
1,00	%Zn	7,48	5,95	0,56	59,39	0,45
1,00	%Cu	0,19	25,78	0,19	0,75	0,03
1,00						
1,00						
			1	1	1	1
1,00			1,65	68,71	0,56	0,19
1,00			7,48	0,56	59,39	0,45
1,00			0,19	0,19	0,75	0,03
1,00						
			1	1	1	1
			8,58	1,65	0,56	0,19
			5,95	7,48	59,39	0,45
			25,78	0,19	0,75	0,03
			1	1	1	1
			8,58	68,71	1,65	0,19
			5,95	0,56	7,48	0,45
			25,78	0,19	0,19	0,03

Fuente: Elaboración propia

Estos resultados se repiten en cada una de las tablas del balance metalúrgico que presentaremos.

#### 4.3. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

##### 4.3.1. OVER FLOW DEL HIDROCICLÓN

Se tomó muestra del over flow del hidrociclón para secar en el horno de secado, luego se ha tamizado por espacio de 15 minutos de acuerdo a las mallas mostradas teniendo en la malla 200 un 44,56 % lo que significa muy bajo para obtener una flotación adecuada.

Tabla N° 4.6: Análisis granulométrico del over flow del hidrociclón

N° Mallas	Peso	%peso	%Ac(+)	%Ac(-)
	W(g)			
+ m 70	260,4	26,34	<b>26,34</b>	<b>73,66</b>
+ m 100	99,4	10,05	36,39	63,61
+ m 140	103,9	10,51	46,90	53,10
+ m 200	84,4	8,54	55,44	<b>44,56</b>
+ m 270	65,3	6,61	62,05	37,95
+ m 325	24,2	2,45	64,50	35,50
+ m 400	26,9	2,72	67,22	32,78
- m 400	324,1	32,78	100,00	0,00
<b>Total</b>	<b>988,6</b>	<b>100,00</b>		

Fuente: Elaboración propia

El tamaño de partícula es necesario conocer ya que es una variable determinante para la recuperación de los metales, si es demasiado fino estas partículas son trasladadas como

laminas y si es demasiado gruesa contiene partículas mixtas, es decir en ambas circunstancias es difícil flotar, se tiene que plantear una flotación rápida o una remolienda respectivamente.

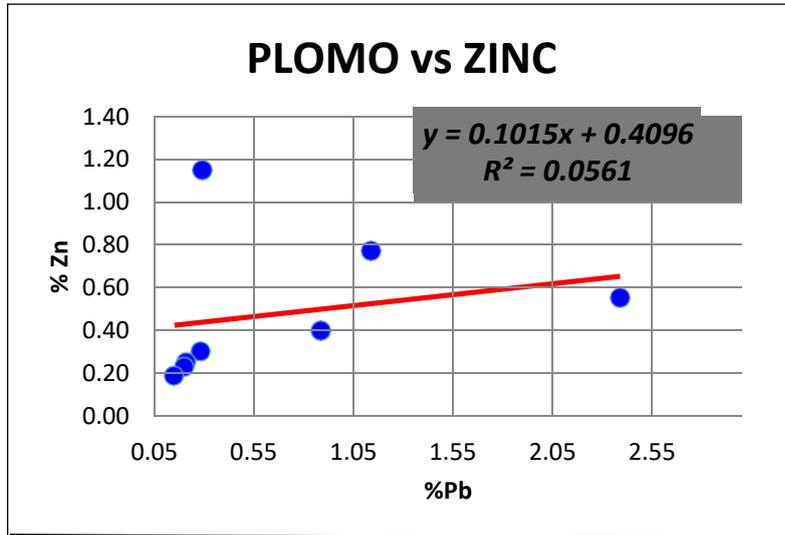
**Tabla N° 4.7:** Balance metalúrgico de acuerdo al análisis granulométrico por mallas

N° Mallas	ENSAYES						DISTRIBUCION (%)				
	% Pb	% Zn	% Cu	Ag Onz/tn	Ag g/tn	% Fe	Plomo	Zinc	Cobre	Fierro	Plata
+ m 70	0,15	2,70	0,05	0,96	30,00	3,70	3,77	11,43	9,93	11,98	8,96
+ m 100	0,30	8,20	0,16	2,06	64,00	9,40	2,88	13,24	12,12	11,61	7,29
+ m 140	0,49	8,65	0,18	2,70	84,00	12,40	4,91	14,60	14,25	16,01	9,57
+ m 200	0,91	9,00	0,19	3,34	104,00	12,30	7,41	12,35	12,23	12,91	11,85
+ m 270	1,50	9,00	0,19	4,05	126,00	12,00	9,45	9,56	9,46	9,75	14,36
+ m 325	1,70	8,65	0,19	4,37	136,00	11,15	3,98	3,41	3,52	3,36	15,50
+ m 400	1,96	8,70	0,19	4,69	146,00	11,20	5,08	3,80	3,90	3,74	16,64
- m 400	2,00	6,00	0,14	4,47	139,00	7,60	62,52	31,61	34,59	30,63	15,84
Total	1,05	6,22	0,13	3,00	93,24	8,13	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

**Fuente:** Elaboración propia

Se observa en las leyes que el plomo en el número de la malla menos 400 es 2,00 porciento lo que significa la presencia de éste en condición de finos o lamoso. Se debe de controlar el tiempo de molienda para minimizar estas partículas finas que está afectando al plomo. Del mismo modo en cuanto al zinc, caso contrario se tiene que hacer una flotación rápida de finos para concentrar las partículas finas de plomo, cobre y plata en bluk y al zinc en su rougher rápido.

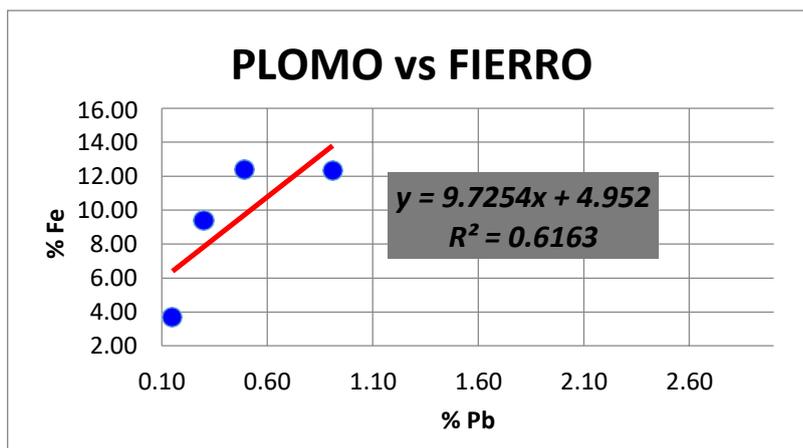
Figura N° 4.1: Regresión de la recuperación Plomo VS. Zinc.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el plomo versus zinc, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,056 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

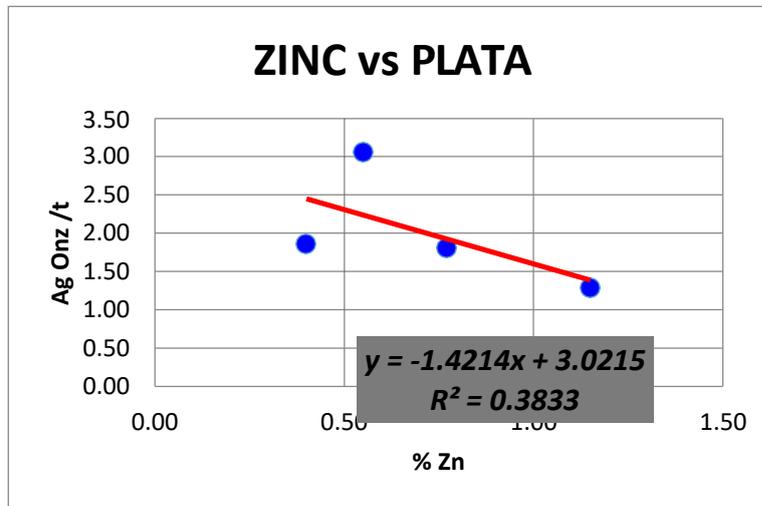
Figura N° 4.2: Regresión de la recuperación Plomo VS. Zinc.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el plomo versus fierro, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,616 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

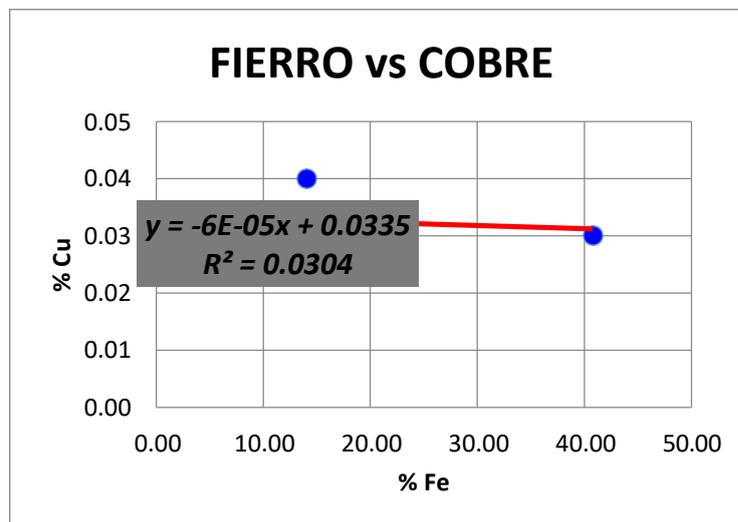
Figura N° 4.3: Regresión de la recuperación Zinc VS. Plata.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el zinc versus plata, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,383 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

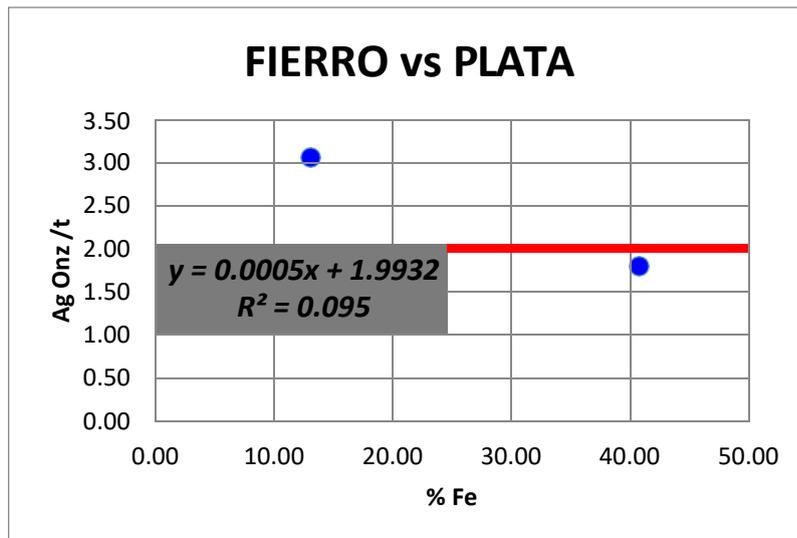
Figura N° 4.4: Regresión de la recuperación Fierro VS. Cobre.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el fierro versus cobre, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,030 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

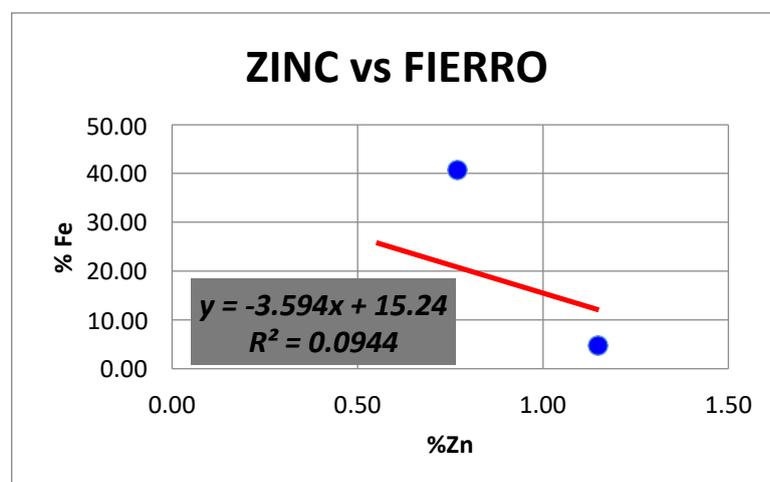
**Figura N° 4.5: Regresión de la recuperación Fierro VS. Plata.**



**Fuente: Elaboración propia**

La regresión presentada entre el fierro versus plata, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,95 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

**Figura N° 4.6: Regresión de la recuperación Zinc VS. Fierro.**



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el zinc versus fierro, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,094 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

#### 4.3.2. LEYES DE CIRCUITO DE FLOTACIÓN BULK Y ZINC

Tabla N° 4.8: Análisis granulométrico de la flotación Bulk – Zinc

N° Mallas	Peso	% peso	% Ac (+)	% Ac (-)
	W <sub>(g)</sub>			
+ m 70	261,9	26,50	<b>26,50</b>	<b>73,50</b>
+ m 100	100,5	10,17	36,67	63,33
+ m 140	107,0	10,83	47,49	52,51
+ m 200	84,4	8,53	56,03	<b>43,97</b>
+ m 270	69,5	7,03	63,06	36,94
+ m 325	24,5	2,47	65,54	34,46
+ m 400	27,0	2,74	68,27	31,73
- m 400	313,7	31,73	100,00	0,00
<b>Total</b>	<b>988,6</b>	<b>100,00</b>		

Fuente: Elaboración propia

Se tomó muestra del over flow del hidrociclón para secar en el horno de secado, luego se ha tamizado por espacio de 15 minutos de acuerdo a las mallas mostradas teniendo en la malla 200 un 43,97 % lo que significa muy bajo para obtener una flotación adecuada.

El tamaño de partícula es necesario conocer ya que es una variable determinante para la recuperación de los metales, si es demasiado fino estas partículas son trasladadas como lamas y si es demasiado gruesa contiene partículas mixtas, es

decir en ambas circunstancias es difícil flotar, se tiene que plantear una flotación rápida o una remolienda respectivamente.

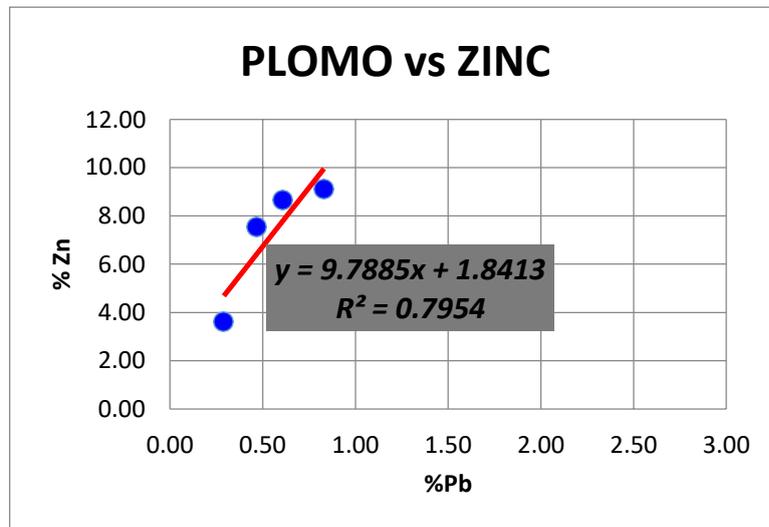
Tabla N° 4.8: Balance metalúrgico recuperación Bulk – Zinc

N° Mallas	ENSAYES						DISTRIBUCIÓN				
	% Pb	%Zn	%Cu	Ag Onz/tn	Ag g/tn	%Fe	PLOMO	ZINC	COBRE	FIERRO	PLATA
+ m 70	0,29	3,60	0,06	1,32	41,00	5,05	7,47	14,63	11,56	15,89	11,68
+ m 100	0,47	7,55	0,15	2,06	64,00	9,05	4,65	11,78	11,10	10,93	7,00
+ m 140	0,61	8,65	0,17	2,70	84,00	11,50	6,42	14,37	13,39	14,79	9,18
+ m 200	0,83	9,10	0,20	3,60	112,00	12,70	6,88	11,92	12,42	12,87	12,24
+ m 270	1,20	9,15	0,19	3,92	122,00	11,70	8,20	9,87	9,72	9,77	13,34
+ m 325	1,44	8,85	0,19	4,31	134,00	11,10	3,46	3,36	3,42	3,26	14,65
+ m 400	1,63	8,80	0,19	4,53	141,00	10,70	4,33	3,69	3,78	3,48	15,41
- m 400	1,90	6,24	0,15	4,86	151,00	7,70	58,59	30,38	34,62	29,01	16,51
Total	1,03	6,52	0,14	3,21	99,69	8,42	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Fuente: Elaboración propia

Se observa en las leyes que el plomo en el número de la malla menos 400 es 1,90 porciento lo que significa la presencia de éste en condición de finos o lamoso. Se debe de controlar el tiempo de molienda para minimizar estas partículas finas que está afectando al plomo. Del mismo modo en cuanto al zinc, caso contrario se tiene que hacer una flotación rápida de finos para concentrar las partículas finas de plomo, cobre y plata en bluk y al zinc en su rougher rápido.

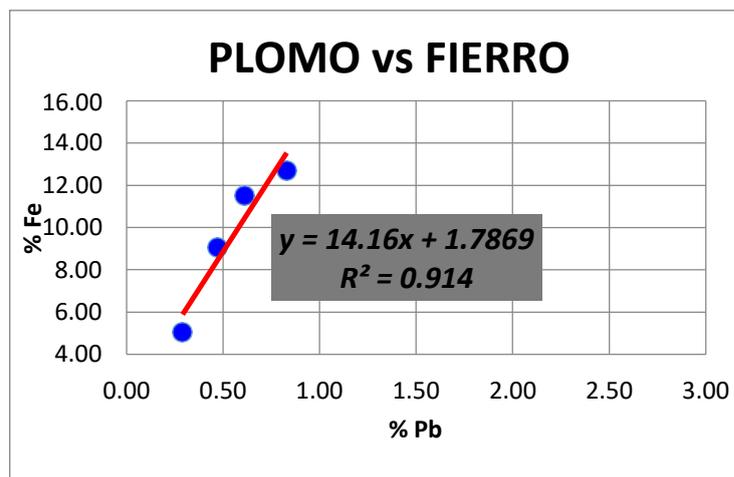
Figura N° 4.7: Regresión de la recuperación Plomo Vs. Zinc.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el plomo versus zinc, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,7954 lo que significa aceptable es decir ambos minerales pueden flotar al mismo tiempo.

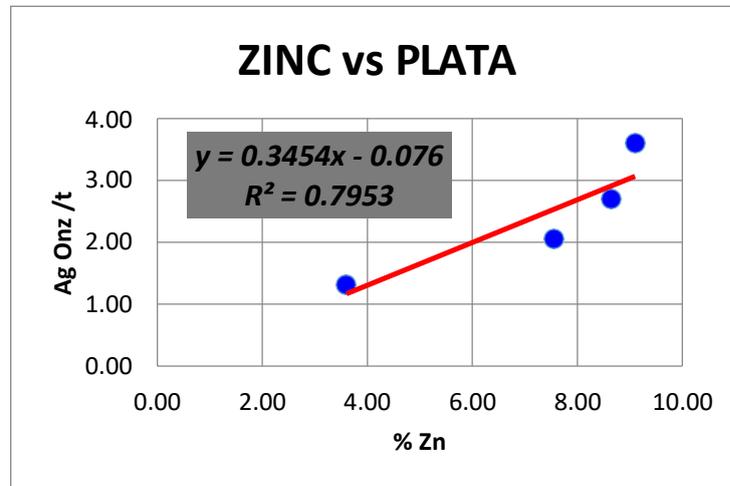
Figura N° 4.8: Regresión de la recuperación Plomo Vs. Fierro.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el plomo versus fierro, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,914 lo que significa aceptable es decir ambos minerales pueden flotar al mismo tiempo, se debe agregar depresor de fierro.

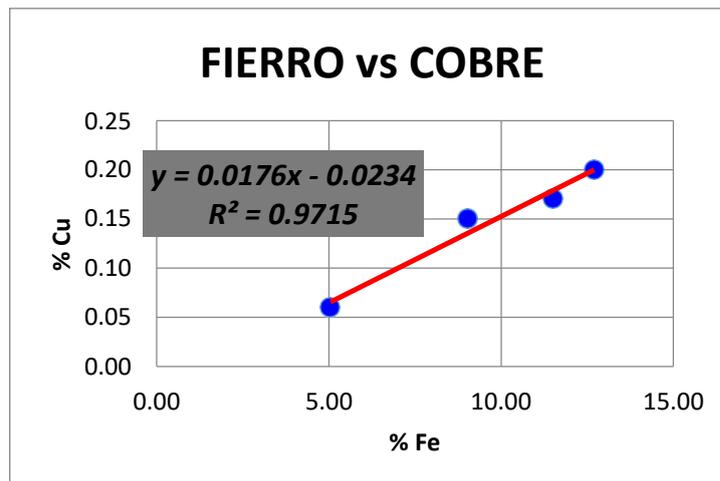
Figura N° 4.9: Regresión de la recuperación Zinc Vs. Plata.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el zinc versus plata, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,7953 lo que significa aceptable es decir ambos minerales pueden flotar al mismo tiempo.

Figura N° 4.10: Regresión de la recuperación Fierro Vs. Cobre.

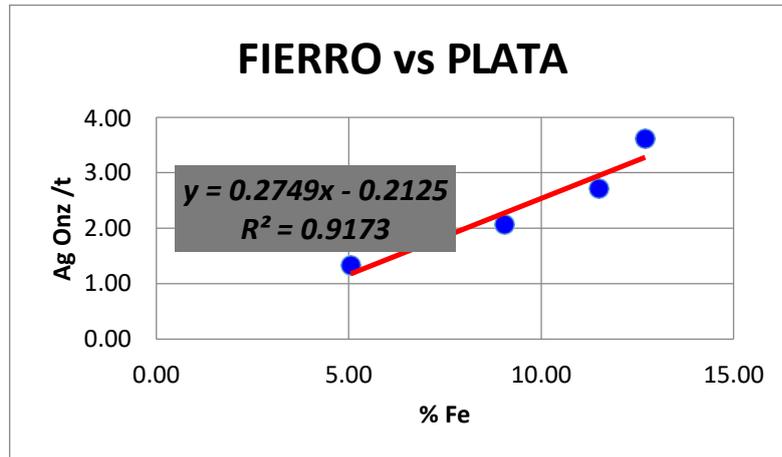


Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el fierro versus cobre, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,9715 lo que significa aceptable es decir

ambos minerales pueden flotar al mismo tiempo. Agregar depresor

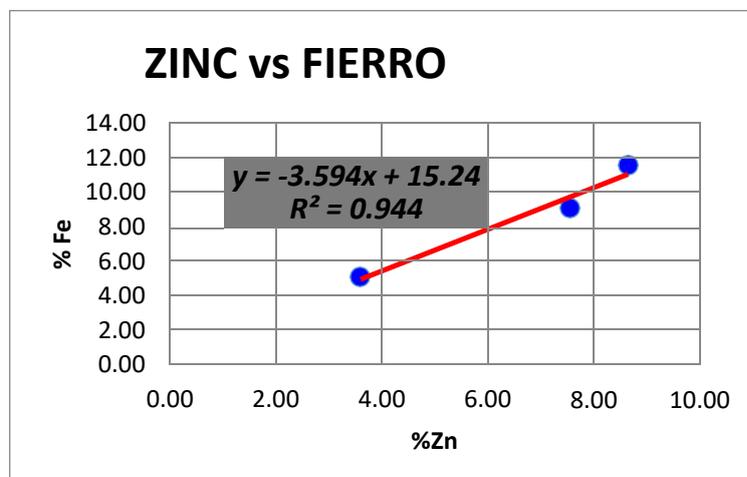
Figura N° 4.11: Regresión de la recuperación Fierro Vs. plata.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el fierro versus plata, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,9173 lo que significa aceptable es decir ambos minerales pueden flotar al mismo tiempo. Añadir depresor de Fe.

Figura N° 4.12: Regresión de la recuperación Zinc Vs. Fierro.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el zinc versus fierro, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,944 lo que significa aceptable es decir ambos minerales pueden flotar al mismo tiempo. Añadir depresor de Fe.

#### 4.3.3. LEYES DE CIRCUITO DE FLOTACIÓN COLA BULK

Tabla N° 4.9: Análisis granulométrico a la cola bulk

N° Mallas	Peso	% peso	% Ac (+)	% Ac (-)
	W <sub>(g)</sub>			
+ m 70	317,8	32,36	<b>32,36</b>	<b>67,64</b>
+ m 100	103,6	10,55	42,92	57,08
+ m 140	104,8	10,67	53,59	46,41
+ m 200	82,5	8,40	61,99	<b>38,01</b>
+ m 270	61,4	6,26	68,25	31,75
+ m 325	22,3	2,27	70,52	29,48
+ m 400	24,5	2,49	73,01	26,99
- m 400	265,0	26,99	100,00	0,00
<b>Total</b>	<b>982,0</b>	<b>100,00</b>		

Fuente: Elaboración propia

Se tomó muestra de la descarga de la última celda de flotación Scavenger para secar en el horno de secado, luego se ha tamizado por espacio de 15 minutos de acuerdo a las mallas mostradas teniendo en la malla 200 un 38,01 % lo que significa que se va hacia las celdas de flotación rougher de zinc para obtener una flotación adecuada.

El tamaño de partícula es necesario conocer ya que es una variable determinante para la recuperación de los metales, si es demasiado fino estas partículas son trasladadas como lamas y si es demasiado gruesa contiene partículas mixtas, es

decir en ambas circunstancias es difícil flotar, se tiene que plantear una flotación rápida o una remolienda respectivamente.

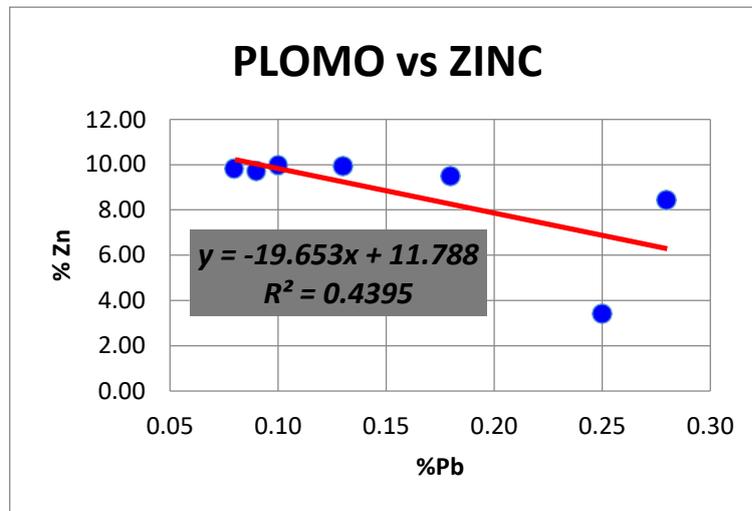
**Tabla N° 4.8: Balance metalúrgico recuperación cola Bulk**

N° Mallas	ENSAYES						DISTRIBUCION				
	% Pb	% Zn	% Cu	Ag Onz/tn	Ag g/tn	% Fe	PLOMO	ZINC	COBRE	FIERRO	PLATA
+ m 70	0,25	3,40	0,05	0,80	25,00	4,85	43,51	16,02	26,78	17,74	30,71
+ m 100	0,28	8,45	0,11	1,22	38,00	10,10	15,89	12,98	19,21	12,05	15,22
+ m 140	0,18	9,50	0,09	1,03	32,00	12,35	10,33	14,76	15,90	14,90	12,82
+ m 200	0,13	9,90	0,07	0,84	26,00	13,20	5,87	12,11	9,73	12,54	10,41
+ m 270	0,10	9,95	0,06	0,74	23,00	12,70	3,36	9,06	6,21	8,98	9,21
+ m 325	0,09	9,70	0,06	0,61	19,00	11,85	1,10	3,20	2,25	3,03	7,61
+ m 400	0,08	9,80	0,05	0,64	20,00	11,70	1,07	3,56	2,06	3,30	8,01
- m 400	0,13	7,20	0,04	0,48	15,00	9,00	18,87	28,29	17,86	27,46	6,01
<b>Total</b>	<b>0,19</b>	6,87	0,06	0,78	24,12	8,85	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

**Fuente: Elaboración propia**

Se observa en las leyes que el plomo en el número de la malla menos 400 es 0,13 por ciento y malla 200 es 0,13 por ciento lo que significa la presencia de éste en condición de finos o lamoso. Se debe de controlar el tiempo de molienda para minimizar estas partículas finas que está afectando al plomo. Del mismo modo en cuanto al zinc es de 7,20 % a la malla -400, caso contrario se tiene que hacer una flotación rápida de finos para concentrar las partículas finas de plomo, cobre y plata en bluk y al zinc en su rougher rápido.

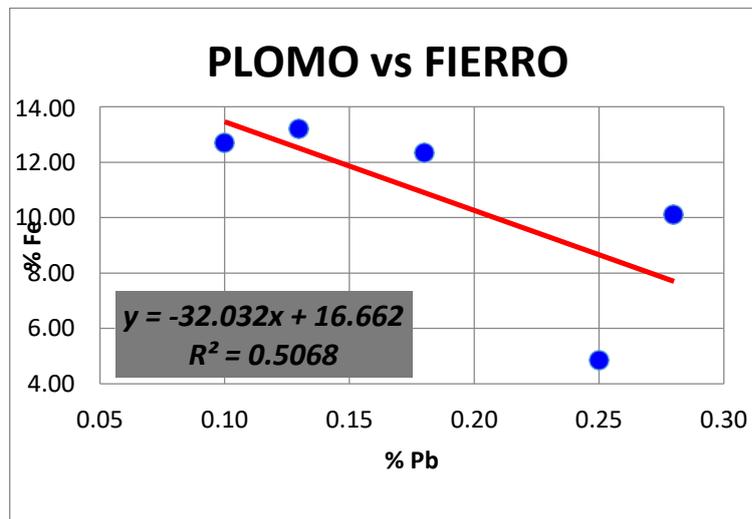
Figura N° 4.13: Regresión de la recuperación Plomo Vs. Zinc.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el plomo versus zinc, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,4395 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

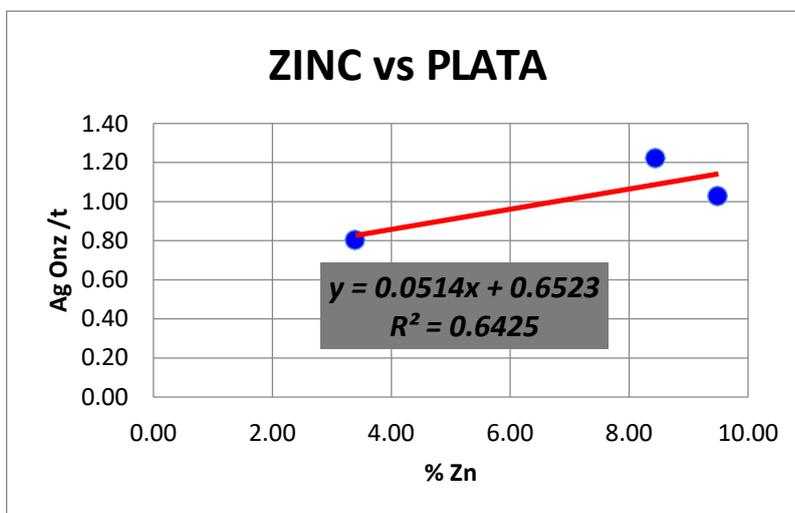
Figura N° 4.14: Regresión de la recuperación Plomo Vs. Fierro.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el plomo versus zinc, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,5068 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

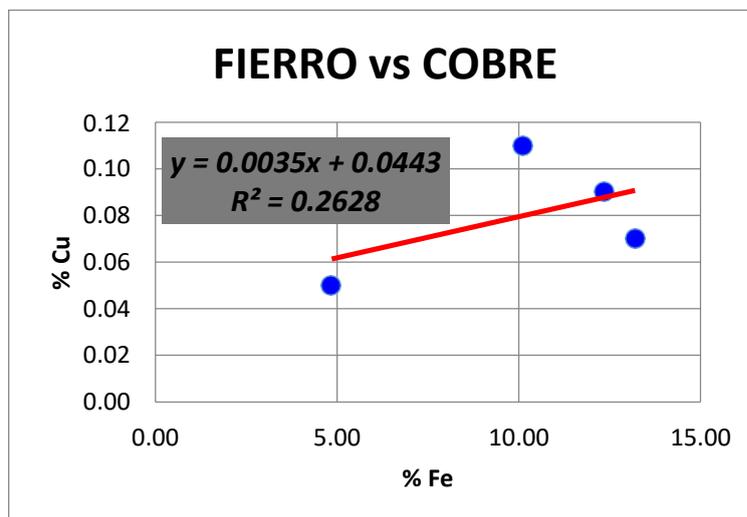
Figura N° 4.15: Regresión de la recuperación Zinc Vs. Plata.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el zinc versus plata, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,6425 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

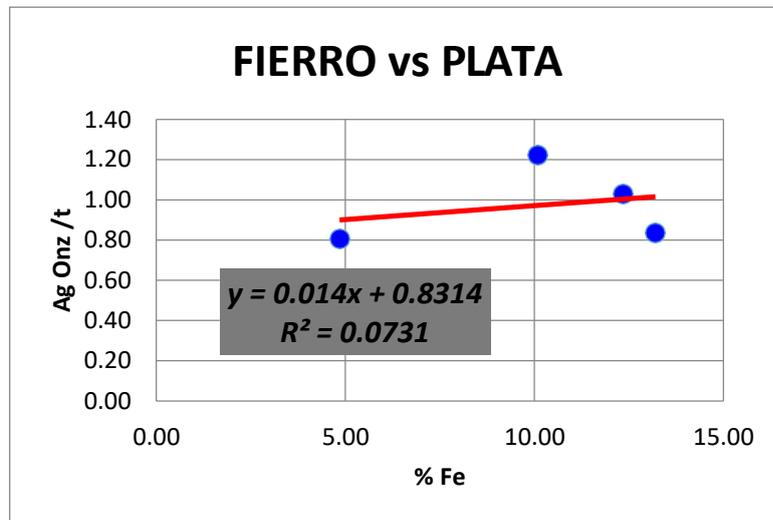
Figura N° 4.16: Regresión de la recuperación Fierro Vs. Cobre.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el fierro versus cobre, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,2628 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

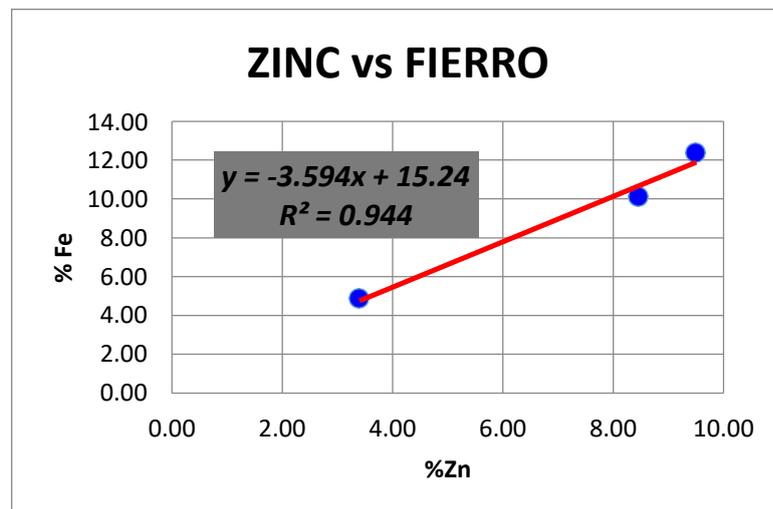
Figura N° 4.17: Regresión de la recuperación Fierro Vs. Plata.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el fierro versus cobre, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,0731 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

Figura N° 4.18: Regresión de la recuperación Zinc Vs. Fierro.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el zinc versus fierro, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,944 lo que significa aceptable es decir ambos

minerales pueden flotar al mismo tiempo. Añadir depresor de Fe.

#### 4.3.4. LEYES DE CIRCUITO DE FLOTACIÓN CONCENTRADO DE COBRE

Tabla N° 4.9: Análisis granulométrico del concentrado de cobre

N° Mallas	Peso	% peso	% Ac (+)	% Ac (-)
	W <sub>(g)</sub>			
+ m 70	6,3	0,69	<b>0,69</b>	<b>99,31</b>
+ m 100	36,7	4,05	4,74	95,26
+ m 140	109,1	12,03	16,78	83,22
+ m 200	152,3	16,80	33,58	<b>66,42</b>
+ m 270	132,8	14,65	48,22	51,78
+ m 325	52,2	5,76	53,99	46,01
+ m 400	55,4	6,11	60,10	39,90
- m 400	361,7	39,90	100,00	0,00
<b>Total</b>	<b>906,4</b>	<b>100,00</b>		

Fuente: Elaboración propia

Se tomó muestra de la descarga de la última celda de flotación de limpieza para secar en el horno de secado, luego se ha tamizado por espacio de 15 minutos de acuerdo a las mallas mostradas teniendo en la malla 140 un 83,22 % de presencia de partículas de cobre y en la malla 200 se tiene un 66,42 % de partículas de cobre presente es decir que hubo una flotación adecuada.

Al realizar el balance metalúrgico podemos predecir que se va tener una buena recuperación de cobre que va ser concentrado con una segunda limpieza.

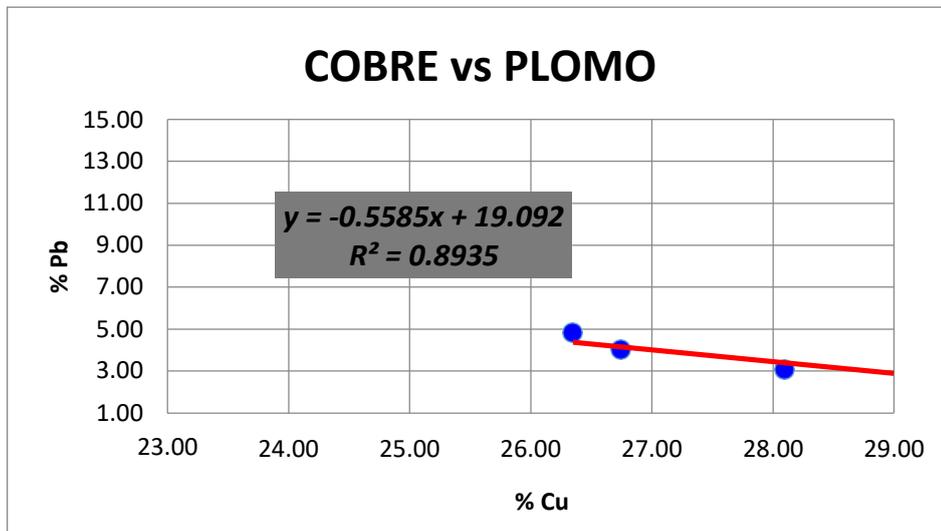
Tabla N° 4.10: Balance metalúrgico recuperación concentrado de cobre

N° Mallas	ENSAYES						DISTRIBUCION				
	%Pb	%Zn	%Cu	Ag Onz/tn	Ag g/tn	%Fe	PLOMO	ZINC	COBRE	FIERRO	PLATA
+ m 70	2,22	3,25	29,50	251,13	7810,00	27,20	0,20	0,38	0,77	0,80	0,37
+ m 100	2,17	3,30	30,95	231,06	7186,00	27,85	1,15	2,25	4,74	4,82	1,99
+ m 140	2,50	4,20	29,80	246,14	7655,00	27,45	3,92	8,49	13,57	14,10	6,28
+ m 200	3,08	5,70	28,10	318,97	9920,00	26,35	6,75	16,08	17,86	18,89	11,37
+ m 270	4,00	7,15	26,75	404,34	12575,00	25,05	7,64	17,59	14,83	15,66	12,57
+ m 325	4,82	7,80	26,35	464,60	14449,00	23,70	3,62	7,55	5,74	5,83	5,68
+ m 400	5,73	7,90	26,40	514,86	16012,00	23,40	4,57	8,11	6,11	6,11	6,68
- m 400	13,87	5,90	24,10	650,45	20229,00	19,85	72,16	39,54	36,38	33,80	55,06
<b>Total</b>	<b>7,67</b>	<b>5,95</b>	<b>26,43</b>	<b>471,30</b>	<b>14657,58</b>	<b>23,43</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

Fuente: Elaboración propia

Se observa en las leyes que el plomo en el número de la malla menos 400 es 13,87 porciento lo que significa la presencia de éste en condición de finos o lamoso. Se debe de controlar el tiempo de molienda para minimizar estas partículas finas que está afectando al plomo. Del mismo modo en cuanto el cobre es de 24,10 % a la malla -400, caso contrario se tiene que hacer una flotación rápida de finos para concentrar las partículas finas de plomo, cobre y plata en bluk y al zinc en su rougher rápido.

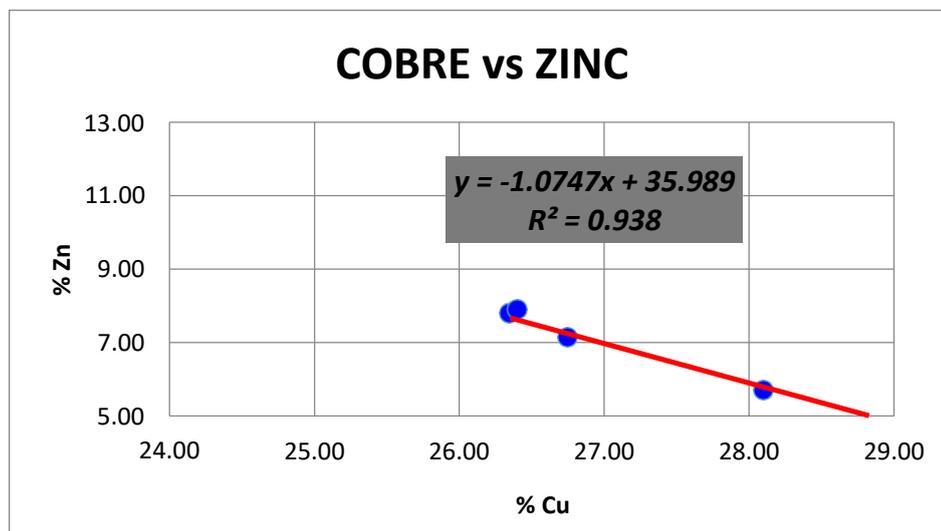
Figura N° 4.19: Regresión de la recuperación Cobre Vs. Plomo.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el cobre versus plomo, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,8935 lo que significa aceptable es decir ambos minerales pueden flotar al mismo tiempo.

Figura N° 4.20: Regresión de la recuperación Cobre Vs. Zinc.

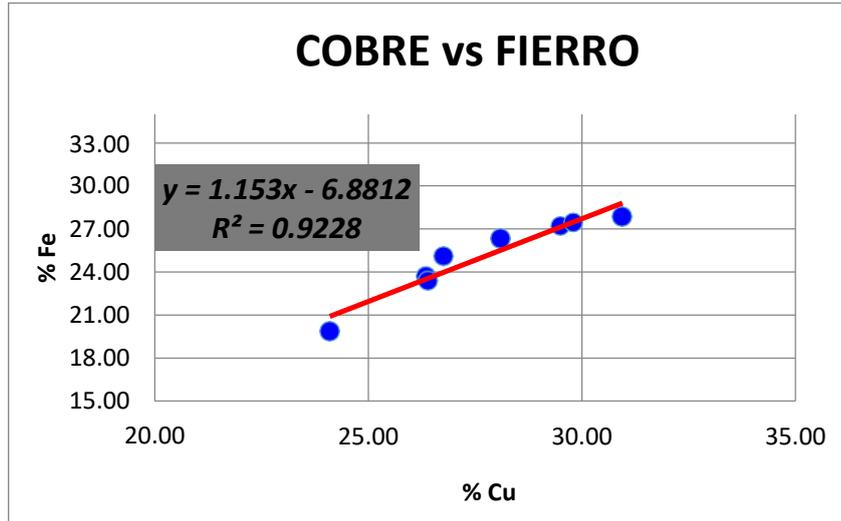


Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el cobre versus zinc, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,938 lo que significa aceptable es decir ambos

minerales pueden flotar al mismo tiempo. Añadir depresor  $\text{CuSO}_4$ .

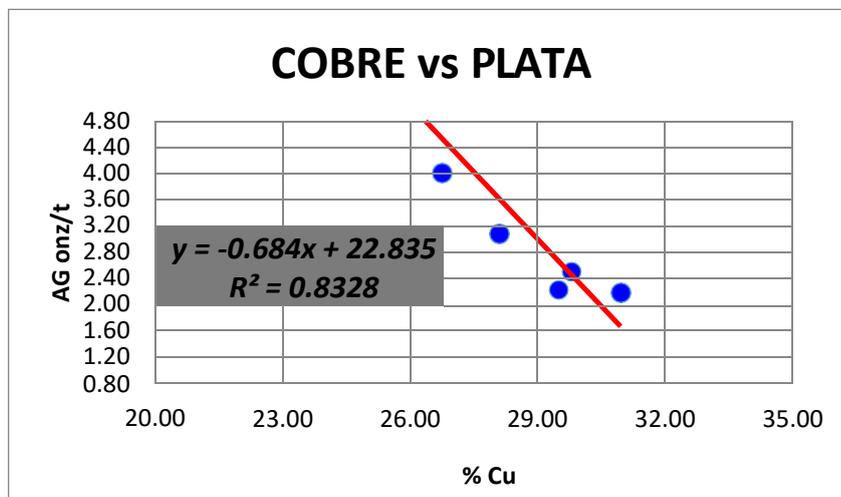
Figura N° 4.21: Regresión de la recuperación Cobre Vs. Fierro.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el cobre versus fierro, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,9228 lo que significa aceptable es decir ambos minerales pueden flotar al mismo tiempo. Añadir depresor  $\text{NaCN}$ .

Figura N° 4.22: Regresión de la recuperación Cobre Vs. Plata.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el cobre versus plata, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,8328 lo que significa aceptable es decir ambos minerales pueden flotar al mismo tiempo.

#### 4.3.5. LEYES DE CIRCUITO DE FLOTACIÓN CONCENTRADO DE PLOMO

Tabla N° 4.11: Análisis granulométrico de concentrado de Plomo

N° Mallas	Peso	%peso	%Ac(+)	%Ac(-)
	$W_{(g)}$			
+ m 70	13,5	1,53	<b>1,53</b>	<b>98,47</b>
+ m 100	29,5	3,34	4,88	95,12
+ m 140	65,8	7,47	12,35	87,65
+ m 200	99,2	11,26	23,61	<b>76,39</b>
+ m 270	121,1	13,75	37,36	62,64
+ m 325	53,0	6,02	43,38	56,62
+ m 400	56,6	6,43	49,81	50,19
- m 400	442,1	50,19	100,00	0,00
<b>Total</b>	<b>880,8</b>	<b>100,00</b>		

Fuente: Elaboración propia

Se tomó muestra de la descarga de la última celda de flotación de limpieza para secar en el horno de secado, luego se ha tamizado por espacio de 15 minutos de acuerdo a las mallas mostradas teniendo en la malla 140 un 83,22 % de presencia de partículas de cobre y en la malla 200 se tiene un 66,42 % de partículas de cobre presente es decir que hubo una flotación adecuada.

Al realizar el balance metalúrgico podemos predecir que se va tener una buena recuperación de cobre que va ser concentrado con una segunda limpieza.

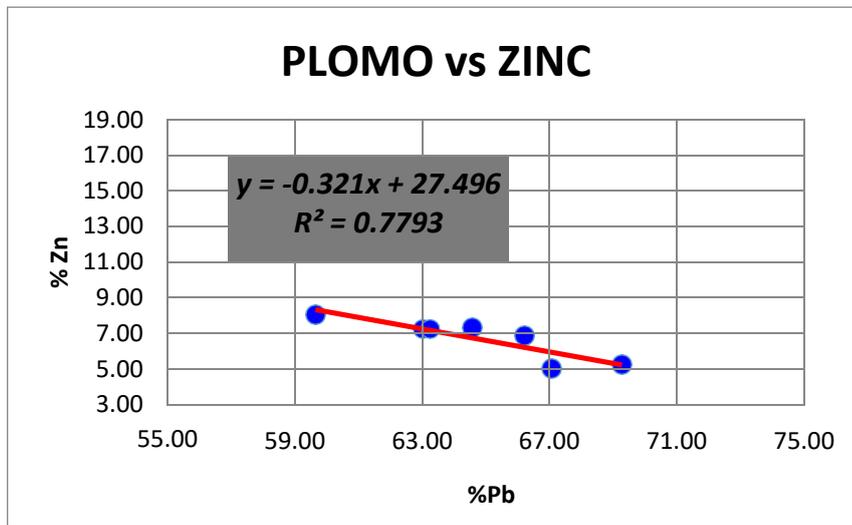
Tabla N° 4.12: Balance metalúrgico recuperación concentrado de plomo

N° Mallas	ENSAYES						DISTRIBUCION				
	%Pb	%Zn	%Cu	Ag Onz/tn	Ag g/tn	%Fe	PLOMO	ZINC	COBRE	FIERRO	PLATA
+ m 70	67,08	5,00	1,00	78,33	2436,00	3,25	1,61	1,10	1,53	0,99	1,80
+ m 100	69,29	5,25	0,67	59,36	1846,00	3,75	3,62	2,51	2,24	2,49	2,97
+ m 140	63,02	7,25	0,66	54,66	1700,00	5,75	7,36	7,75	4,92	8,55	6,11
+ m 200	59,65	8,05	0,69	55,11	1714,00	7,10	10,50	12,96	7,75	15,90	9,29
+ m 270	63,27	7,25	0,68	58,04	1805,00	6,35	13,59	14,26	9,33	17,37	11,94
+ m 325	64,57	7,35	0,74	61,16	1902,00	5,70	6,08	6,33	4,45	6,83	5,51
+ m 400	66,23	6,85	0,73	61,16	1902,00	5,05	6,65	6,30	4,68	6,45	5,88
- m 400	64,52	6,80	1,30	75,21	2339,00	4,15	50,60	48,80	65,10	41,42	56,49
<b>Total</b>	<b>64,00</b>	<b>6,99</b>	<b>1,00</b>	<b>66,82</b>	<b>2078,04</b>	<b>5,03</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

Fuente: Elaboración propia

Se observa en las leyes que el plomo en el número de la malla menos 400 es 64,52 porciento lo que significa la presencia de éste en condición de finos o lamoso. Se debe de controlar el tiempo de molienda para minimizar estas partículas finas que está afectando al plomo. Del mismo modo en cuanto el cobre es de 1,30 % a la malla -400, caso contrario se tiene que hacer una flotación rápida de finos para concentrar las partículas finas de plomo, y al zinc en su rougher rápido.

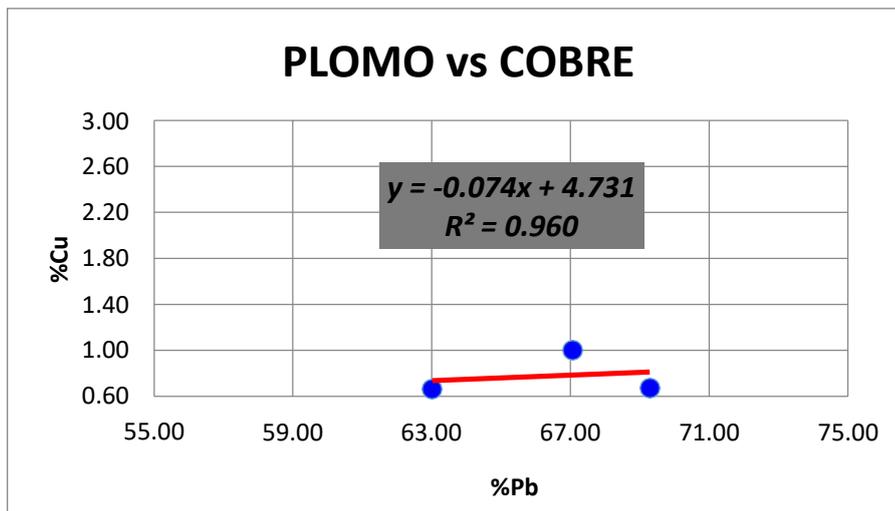
Figura N° 4.23: Regresión de la recuperación Plomo Vs. Zinc.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el plomo versus zinc, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,7793 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

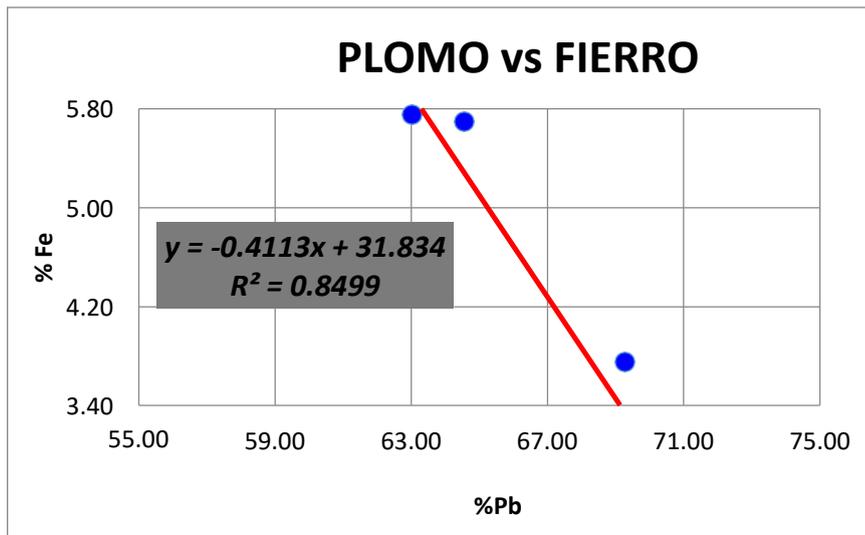
Figura N° 4.24: Regresión de la recuperación Plomo Vs. Cobre.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el cobre versus plata, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,960 lo que significa aceptable es decir ambos minerales pueden flotar al mismo tiempo.

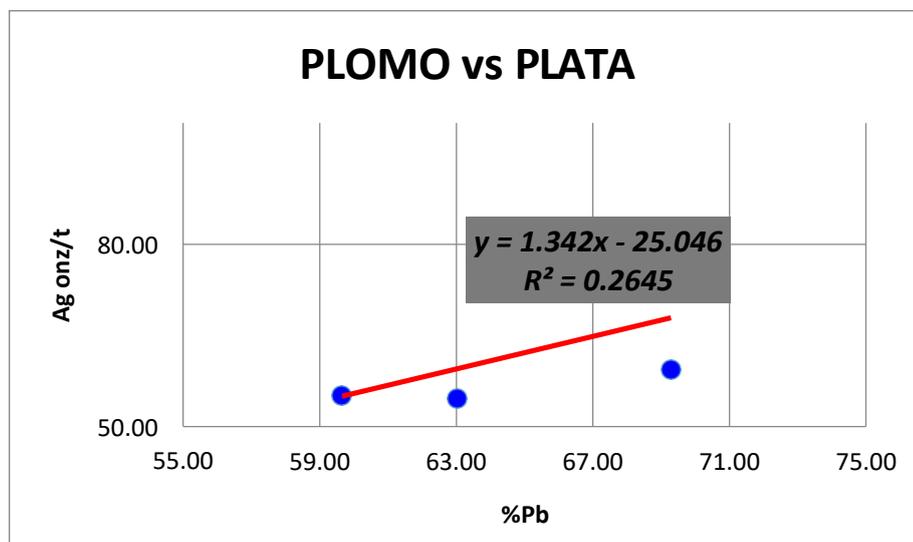
Figura N° 4.25: Regresión de la recuperación Plomo Vs. Fierro.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el plomo versus fierro, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,8499 lo que significa aceptable es decir ambos minerales pueden flotar al mismo tiempo. Añadir NaCN

Figura N° 4.26: Regresión de la recuperación Plomo Vs. Plata.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el plomo versus plata, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,2645 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

#### 4.3.6. LEYES DE CIRCUITO DE FLOTACIÓN CONCENTRADO DE ZINC

Tabla N° 4.11: Análisis granulométrico de concentrado de Plomo

N° Mallas	Peso	% peso	% Ac (+)	% Ac (-)
	$W_{(g)}$			
+ m 70	93,2	9,69	<b>9,69</b>	<b>90,31</b>
+ m 100	133,3	13,86	23,56	76,44
+ m 140	155,6	16,18	39,73	60,27
+ m 200	132,8	13,81	53,55	<b>46,45</b>
+ m 270	98,3	10,23	63,77	36,23
+ m 325	38,5	4,01	67,78	32,22
+ m 400	39,7	4,13	71,91	28,09
- m 400	270,1	28,09	100,00	0,00
<b>Total</b>	<b>961,5</b>	<b>100,00</b>		

Fuente: Elaboración propia

Se tomó muestra de la descarga de la última celda de flotación de limpieza para secar en el horno de secado, luego se ha tamizado por espacio de 15 minutos de acuerdo a las mallas mostradas teniendo en la malla 140 un 60,27 % de presencia de partículas de zinc y en la malla 200 se tiene un 46,45% de partículas de zinc presente es decir que hubo una flotación adecuada.

Al realizar el balance metalúrgico podemos predecir que se va tener una buena recuperación de zinc que va ser concentrado con una segunda limpieza.

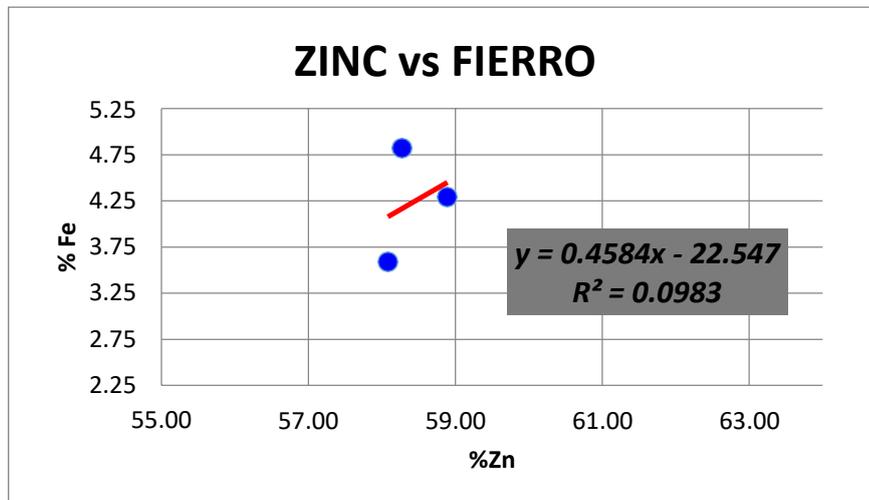
Tabla N° 4.12: Balance metalúrgico recuperación concentrado de zinc

N° Mallas	ENSAYES						DISTRIBUCION				
	%Pb	%Zn	%Cu	Ag Onz/tn	Ag g/tn	%Fe	PLOMO	ZINC	COBRE	FIERRO	PLATA
+ m 70	0,92	58,08	0,80	6,85	213,00	3,59	13,69	9,51	17,03	8,40	15,06
+ m 100	0,94	58,89	0,76	6,33	197,00	4,29	20,01	13,80	23,15	14,37	19,93
+ m 140	0,71	58,28	0,49	4,92	153,00	4,82	17,63	15,94	17,42	18,84	18,06
+ m 200	0,48	58,87	0,38	4,02	125,00	4,58	10,18	13,74	11,53	15,28	12,60
+ m 270	0,35	60,47	0,33	3,34	104,00	4,07	5,49	10,45	7,42	10,05	7,76
+ m 325	0,30	61,26	0,31	2,93	91,00	3,55	1,85	4,15	2,73	3,44	2,66
+ m 400	0,29	60,86	0,31	2,80	87,00	3,29	1,84	4,25	2,81	3,28	2,62
- m 400	0,68	59,27	0,29	3,34	104,00	3,88	29,32	28,15	17,90	26,33	21,32
<b>Total</b>	<b>0,65</b>	<b>59,15</b>	<b>0,46</b>	<b>4,41</b>	<b>137,06</b>	<b>4,14</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

Fuente: Elaboración propia

Se observa en las leyes que el zinc en el número de la malla menos 400 es 59,27 por ciento lo que significa la presencia de éste en condición de finos o lamoso. Se debe de controlar el tiempo de molienda para minimizar estas partículas finas que está afectando al plomo. Del mismo modo en cuanto el cobre es de 0,29 % a la malla -400, el plomo está presente en 0,68 por ciento, caso contrario se tiene que hacer una flotación rápida de finos para concentrar las partículas finas de zinc en su rougher rápido.

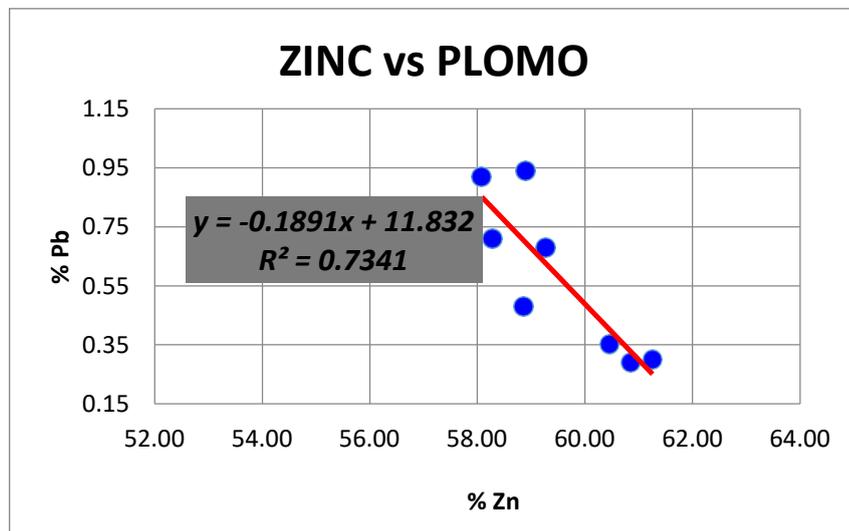
Figura N° 4.27: Regresión de la recuperación Zinc Vs. Fierro.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el zinc versus fierro, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,0983 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

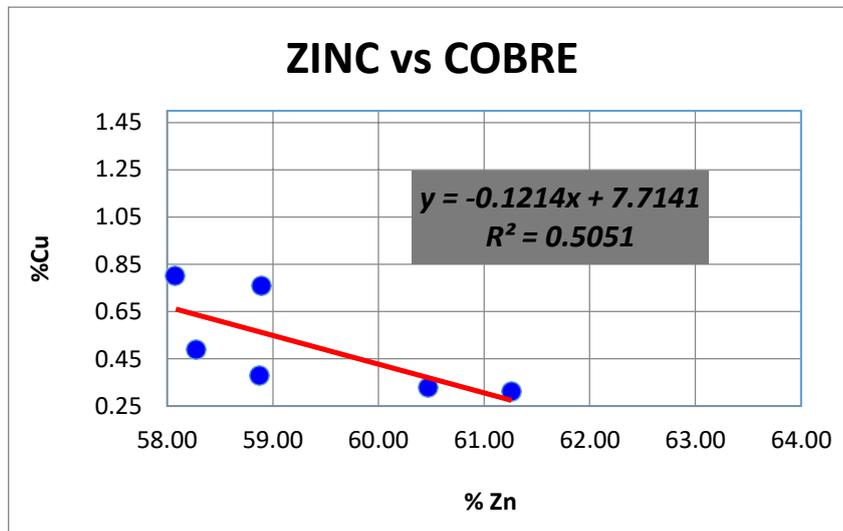
Figura N° 4.28: Regresión de la recuperación Zinc Vs. Plomo.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el zinc versus plomo, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,7341 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

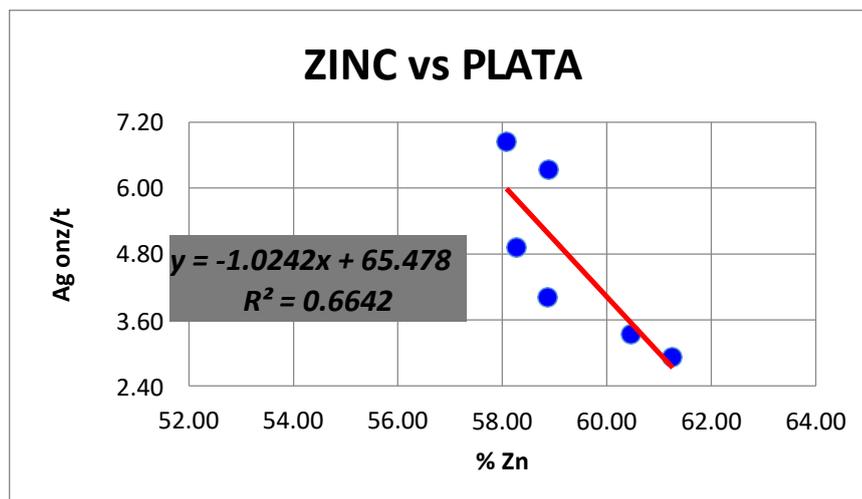
Figura N° 4.29: Regresión de la recuperación Zinc Vs. Cobre.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el zinc versus cobre, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,5051 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

Figura N° 4.30: Regresión de la recuperación Zinc Vs. Plata.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el zinc versus plata, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,6642 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden flotar al mismo tiempo.

#### 4.3.7. LEYES DE CIRCUITO DE RELAVE GENERAL

Tabla N° 4.13: Análisis granulométrico de relave general

N° Mallas	Peso	% peso	% Ac (+)	% Ac (-)
	W <sub>(g)</sub>			
+ m 70	330,9	33,42	<b>33,42</b>	<b>66,58</b>
+ m 100	96,1	9,70	43,13	56,87
+ m 140	94,7	9,56	52,69	47,31
+ m 200	74,1	7,48	60,17	<b>39,83</b>
+ m 270	57,8	5,83	66,00	34,00
+ m 325	19,5	1,97	67,97	32,03
+ m 400	23,0	2,33	70,30	29,70
- m 400	294,1	29,70	100,00	0,00
<b>Total</b>	<b>990,1</b>	<b>100,00</b>		

Fuente: Elaboración propia

Se tomó muestra de la descarga de la última celda de flotación de Scavenger de la flotación zinc, para secar en el horno de secado, luego se ha tamizado por espacio de 15 minutos de acuerdo a las mallas mostradas teniendo en la malla 140 un 29,70 % de presencia de partículas de arenas compuestas por pirita, carbonatos y silíceos y en la malla 200 se tiene un 39,83% de partículas de sin valor económico presente es decir que hubo una flotación adecuada.

Al realizar el balance metalúrgico podemos predecir que se va tener una buena recuperación de minerales que no tienen valor económico que va ser bombeado a la cancha de relaves.

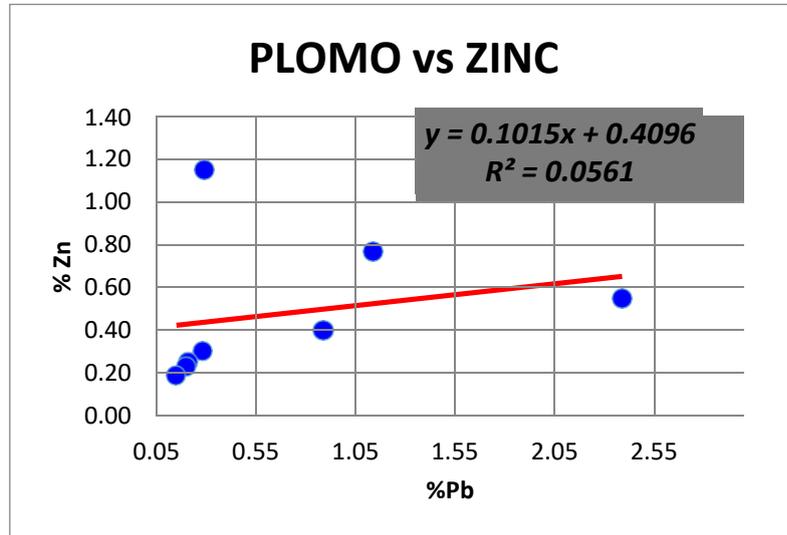
Tabla N° 4.14: Balance metalúrgico de relave general

N° Mallas	ENSAYES						DISTRIBUCION				
	%Pb	%Zn	%Cu	Ag Onz/tn	Ag g/tn	%Fe	PLOMO	ZINC	COBRE	FIERRO	PLATA
+ m 70	0,29	1,15	0,03	1,29	40,00	4,66	16,94	61,42	36,66	13,55	30,36
+ m 100	1,14	0,77	0,03	1,80	56,00	40,80	19,33	11,94	10,65	34,44	12,34
+ m 140	2,39	0,55	0,03	3,05	95,00	13,10	39,92	8,40	10,49	10,89	20,94
+ m 200	0,89	0,40	0,04	1,86	58,00	14,05	11,63	4,78	10,94	9,14	12,78
+ m 270	0,28	0,30	0,03	1,19	37,00	13,48	2,85	2,80	6,40	6,84	8,15
+ m 325	0,21	0,25	0,02	1,03	32,00	12,40	0,72	0,79	1,44	2,13	7,05
+ m 400	0,20	0,23	0,02	0,90	28,00	12,60	0,81	0,86	1,70	2,55	6,17
- m 400	0,15	0,19	0,02	0,32	10,00	7,92	7,78	9,02	21,72	20,46	2,20
<b>Total</b>	<b>0,57</b>	<b>0,63</b>	<b>0,03</b>	<b>1,24</b>	<b>38,63</b>	<b>11,50</b>	<b>100,00</b>	<b>100,00</b>		<b>100,00</b>	<b>100,00</b>

Fuente: Elaboración propia

Se observa en las leyes que el relave general en el número de la malla menos 400 es 0,15 por ciento de plomo lo que significa la poca presencia de éste mineral en condición de finos o lamoso. Asimismo, se debe manifestar que el zinc, cobre y plata es muy poca en el relave general. Es decir, los minerales que tienen valor económico no están presentes en el relave general. Lo que significa en el relave general está presente los insolubles, carbonatos, pizarras, sílice, y arcillas.

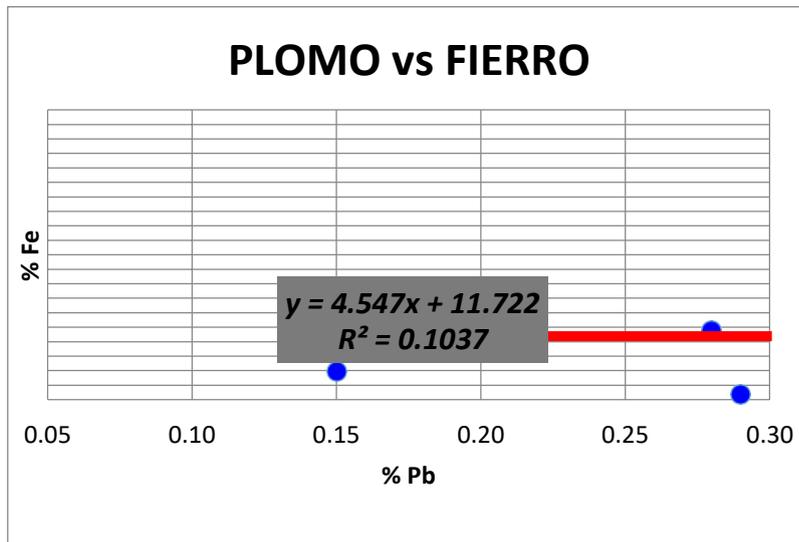
Figura N° 4.31: Regresión de la recuperación Plomo Vs. Zinc.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el plomo versus zinc, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,0561 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden estar juntos en el relave general.

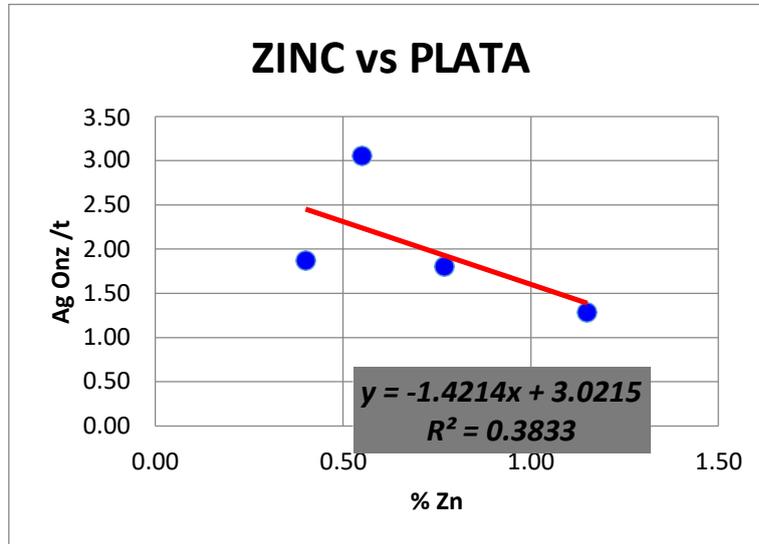
Figura N° 4.32: Regresión de la recuperación Plomo Vs. fierro.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el plomo versus fierro, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,1037 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden estar juntos en el relave general.

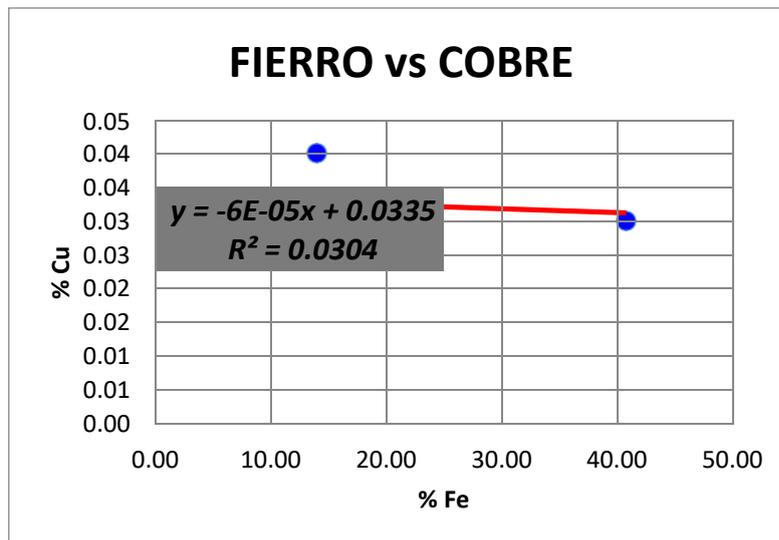
Figura N° 4.33: Regresión de la recuperación Zinc Vs. Plata.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el zinc versus plata, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,3833 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden estar juntos en el relave general.

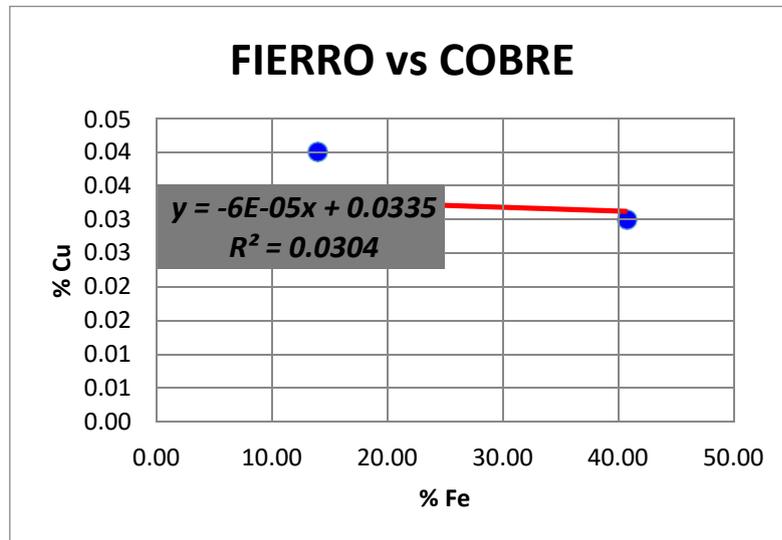
Figura N° 4.34: Regresión de la recuperación Fierro Vs. Cobre.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el fierro versus cobre, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,0304 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden estar juntos en el relave general.

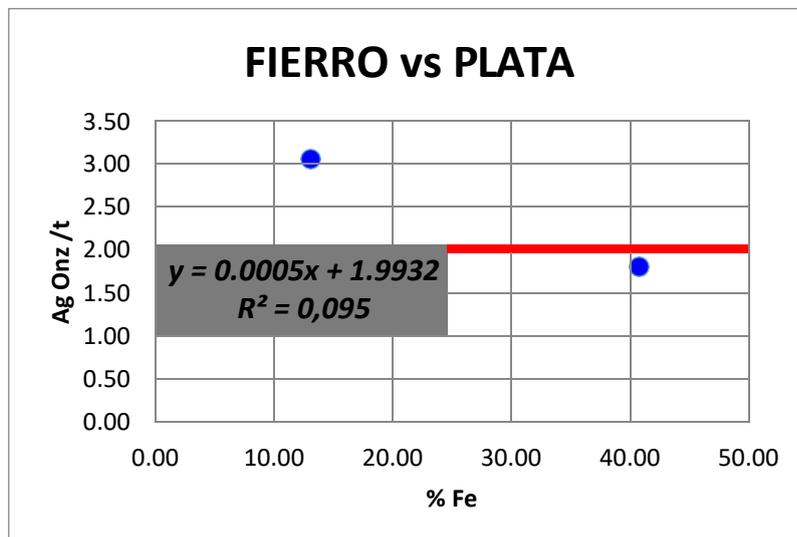
Figura N° 4.35: Regresión de la recuperación Fierro Vs. Cobre.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el fierro versus cobre, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,0304 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden estar juntos en el relave general.

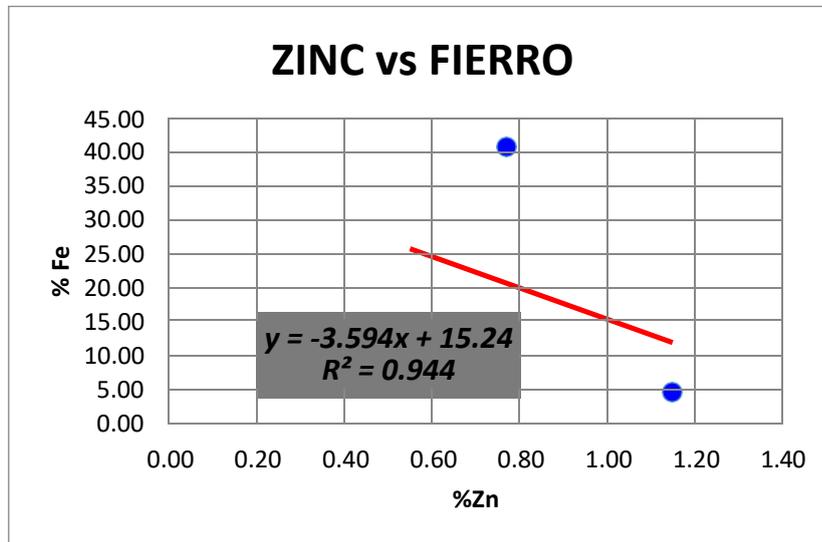
Figura N° 4.36: Regresión de la recuperación Fierro Vs. Plata.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el fierro versus plata, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,095 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden estar juntos en el relave general.

Figura N° 4.37: Regresión de la recuperación Zinc Vs. Fierro.



Fuente: Elaboración propia

La regresión presentada entre el zinc versus fierro, tiene un  $R^2$  equivalente a 0,944 lo que significa no aceptable es decir ambos minerales no pueden estar juntos en el relave general.

#### 4.4. PRUEBA DE HIPÓTESIS

José Manzaneda Cabala en su libro Procesamiento de Minerales en su página 311 manifiesta “Cada prueba según la plantilla tiene una respuesta. Estas respuestas en bloque serán las variables dependientes, toda la plantilla serán las variables independientes; estas son las dos condiciones suficientes para proceder a una regresión en cualquier hoja de cálculo. Cuando se usan variables codificadas los coeficientes estarán en unidades codificadas, sí se desea coeficientes para usar valores reales, estos coeficientes se deben descodificar con la relación ya conocida.

Para hacer la regresión, cuando se solicite variables independientes se ingresa la plantilla completa de las variables X, luego el valor de las variables dependientes será la respuesta elegida Y. el paso tres será elegir en el lugar de la hoja de cálculo se desea la respuesta y finalmente ordenar, ejecutar la regresión: X Coeficientes, Estimado del error del coeficiente, y t-student.

En la misma se deben de observar los siguientes aspectos:

1. el término R squared que es la correlación, en selección de variable podría ser aceptable mayor a 0,8; con lo que t-student resultará significativo.
2. La fila correspondiente al "T-Student" no sale automáticamente en regresión, debe ser calculada dividiendo el coeficiente entre su error estándar.
3. Cada t-student será la significancia de la variable para la respuesta en regresión y se debe de comparar contra un t de tabla en valor absoluto.

Teniendo en cuenta estas explicaciones del metalurgista José Manzaneda Cabala se ha realizado el análisis granulométrico, identificación de la ley de cabeza, tiempo de molienda, dosificación de reactivos para obtener resultados favorables que se presenta en balances metalúrgicos.

Análisis granulométrico se ha tomado muestra de la descarga del hidrociclón que va a las celdas de flotación, tomando en cuenta que la muestra sea más representativa del proceso de flotación.

**Tabla N° 4.15: Análisis granulométrico en la descarga del hidrociclón**

ABERTURA		DISTRIBUCION				P80
Malla	µm	Peso (g)	%Peso	%Ac (+)	%Ac (-)	
50	297	4,6	1,15	1,15	98,85	0,00
70	212	11,5	2,88	4,03	95,98	0,00
100	150	23,2	5,80	9,83	90,18	106,29
140	106	41,0	10,25	20,08	79,93	0,00
<b>200</b>	<b>75</b>	<b>71,7</b>	<b>17,93</b>	<b>38,00</b>	<b>62,00</b>	0,00
-200	45	248,0	62,00	100,00	0,00	0,00
<b>TOTAL</b>		<b>400.0</b>	100,00	$D_{80} =$	<b>106</b>	<b>Micrones</b>

**Fuente: Elaboración propia**

El tipo de mineral manifestado es de las siguientes características que esta predominando en la explotación minera, esta identificación es muy importante en la investigación ya que nos ayuda a la dosificación de reactivos, y es:

- 40% de mineral Zn-Cu
- 60% de mineral Zn-Pb

Las Leyes de Cabeza es un factor de mucha importancia ya que nos da una información del mineral que vamos a tratar, es decir con cuanto de ley está ingresando al proceso y de ello cuanto vamos a recuperar para que sea económicamente aceptable y de utilidades a la empresa ya que con ello se está pagando toda la explotación minera.

**Tabla N° 4.16. Leyes de cabeza dl mineral sulfurado**

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

**Fuente: elaboración propia**

Molienda, identificado su análisis granulométrico y las leyes de cabeza determinamos el tiempo de molienda mediante la moliendabilidad teniendo como resultado que a 11 minutos ya se puede tener partículas finas listas para flotar, para ello presentamos los datos de molienda y dosificación de reactivos que es lo siguientes:

- Tiempo de molienda: 11 minutos.
- 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. Flotación

- MIBC: 4 gotas
- Tiempo Flot = 2 min

#### 2. Flotación Ro Pb/Cu

- Z-11 = 30 g/t.
- pH= Natural (9)
- Tiempo Flot = 4 min

### 3. Flotación I Limp. Pb/Cu

- pH=Natural
- $\text{ZnSO}_4 = 10 \text{ g/t}$

### 4. Flotación II Limp. Pb/Cu

- $\text{ZnSO}_4 = 8 \text{ g/t}$
- $\text{NaCN} = 10 \text{ gr/t}$

### 5. Acondicionamiento para separación

- $\text{NaCN} = 400 \text{ g/t}$
- Tiempo = 3,5 min.

### 6. Separación Pb/Cu

- MIBC = 2 gotas

Habiéndose controlado las variables independientes de acuerdo a las variables intervinientes se ha procedido a flotar teniendo como flotación rougher que sus espumas han sido trasladadas a la primera limpieza, segunda limpieza para obtener un concentrado de cobre y plomo con contenidos de plata, así mismo las colas de las celdas scavenger han sido cabeza para la flotación de zinc teniendo que agregar activadores y colectores y depresores con gotas de espumante MIBC, para recolectar las espumas del rougher que van al cleaner para obtener el concentrado de zinc cuyo resultados presentamos en las tres tablas siguientes:

Tabla N° 4.17: Balance metalúrgico real

Descripción	TMS	% Peso	ENSAYES					CONTENIDO METALICO					RECUPERACIONES					RC
			%Zn	%Pb	%Cu	Oz/TMAg	%Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	%Zn	%Pb	%Cu	%Ag	%Fe	
Cabeza	75222,12	100	8,09	0,41	0,42	0,56	25,35	6086	311	315	42025	19067	100	100	100	100	100	
Conc. Zn	10973,65	14,59	51,63	0,39	0,59	1,13	11,10	5665	43	64	12424	1218	93,09	13,93	20,39	29,56	6,39	6,85
Conc. Pb	351,22	0,47	6,28	57,30	2,39	14,63	6,74	22	201	8	5137	24	036	64,78	2,67	12,22	0,12	214,17
Conc. Cu	875,63	1,16	8,06	1,02	23,16	11,28	26,81	71	9	203	9881	235	1016	2,88	64,40	23,51	1,23	85,91
Relave	63021,62	83,78	0,52	0,09	0,06	0,23	27,91	328	57	39	14583	17590	5,38	18,42	12,54	34,70	92,26	
Cab. Calc.	75222,13	100	8,09	0,41	0,42	0,56	25,35	6086	311	315	42025	19067	100	100	100	100	100	

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 4.17 podemos observar que las leyes de zinc, plomo y cobre son aceptables y que su recuperación alcanza un 93,09 % en zinc, un 64,78 % en plomo y del cobre se llega a un 64,40 %, entonces la regresión aplicada a las variables independientes ha dado buen resultado para obtener estos resultados que es bastante aceptable.

Tabla N° 4.18: Balance metalúrgico real

Descripción	TMS	% Peso	ENSAYES					CONTENIDO METALICO					RECUPERACIONES					RC
			%Zn	%Pb	%Cu	OzAg/TM	%Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	%Zn	%Pb	%Cu	%Ag	%Fe	
Cabeza	71679,707	100	6,97	0,41	0,46	0,57	24,82	4994	291	329	40895	17792	100	100	100	100	100	
Conc. Zn	8806,323	12,29	<b>50,97</b>	0,49	0,87	1,35	11,34	4488	43	77	11872	999	<b>89,87</b>	14,78	23,24	29,03	5,61	8,14
Conc. Pb	303,257	0,42	6,19	<b>58,86</b>	2,45	14,43	6,08	19	179	7	4375	18	0,38	<b>61,32</b>	2,25	10,70	0,10	236,37
Conc. Cu	915,503	1,28	10,41	1,38	<b>22,40</b>	11,93	25,27	95	13	205	10924	231	1,91	4,34	<b>62,26</b>	26,71	1,30	78,30
Relave	61654,625	86,01	0,64	0,09	0,07	0,22	26,83	392	57	40	13725	16544	7,84	19,56	12,24	33,56	2,98	
Cab. Calc.	71679,707	100	6,97	0,41	0,46	0,57	24,82	4994	291	329	40895	17792	100	100	100	100		

Fuente: Elaboración propia

En la tabla N° 4.18, se observa que las leyes va variando debido a la misma alimentación que se produce en la sección molienda es decir que no se tiene una alimentación constante a veces hay mucha dilución pero los resultados no pueden variar demasiado es así que se ha tenido una recuperación de 89,87 % en el concentrado de zinc, un 61,32 % en el concentrado de plomo y un 62,26 % en el cobre.

Tabla N° 4.19: Balance metalúrgico real

Descripción	TMS	% Peso	ENSAYES					CONTENIDO METALICO					RECUPERACIONES					RC
			%Zn	%Pb	%Cu	OzAg/TM	%Fe	Zn	Pb	Cu	Ag	Fe	%Zn	%Pb	%Cu	%Ag	%Fe	
Cabeza	48430,410	100	7,32	0,46	0,42	0,67	24,97	3546	225	202	32482	12094	100	100	100	100	100	
Conc. Zn	6319,979	13,05	51,19	0,47	0,60	1,41	11,39	3235	30	38	8892	720	91,25	13,16	18,76	27,37	5,95	7,66
Conc. Pb	227,502	0,47	8,03	53,44	2,27	15,85	5,81	18	122	5	3607	13	0,52	54,13	2,56	11,10	0,11	212,88
Conc. Cu	622,772	1,29	10,64	2,94	21,66	14,92	26,07	66	18	135	9294	162	1,87	8,15	66,81	28,61	1,34	77,77
Relave	41260,158	85,19	0,55	0,13	0,06	0,26	27,14	226	55	24	10690	11199	6,36	24,56	11,88	32,91	92,60	
Cab. Calc.	48430,410	100	7,32	0,46	0,42	0,67	24,97	3546	225	202	32482	12094	100	100	100	100		

Fuente: Elaboración propia

En la tabla N° 4.19 se aprecia que la ley ha ido bajando producto de la dilución del mineral producto de la explotación minera, pero no ha dificultado en los resultados finales presentándonos un 91,25 % de recuperación en el concentrado, un 54,13 % en el concentrado de plomo y un 66,81 % en el concentrado de cobre. Aquí se puede resaltar que el plomo ha caído varios puntos lo que se tiene que revisar en las celdas de flotación encontrándose que las espumas en la sección rougher había descendido es decir el aire alimentado al sistema había caído, inmediatamente se ha tenido que subsanar esta falla para poder recuperar a un 66,00 %.

## CONCLUSIONES

1. La investigación realizada se basa principalmente al análisis de la regresión planteada por el Mg. José Manzaneda Cabala donde interactúan las variables dependiente e independiente.
2. En la investigación se ha considerado después de la regresión:
  - Tamaño de partícula (liberada) = 62 % malla menos 200,
  - Tiempo de molienda = 11 minutos,
  - Tiempo de flotación = 3 minutos,
  - Dosificación de reactivos. Variado de acuerdo a las secciones.
  - Ley de cabeza:

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

3. Después del análisis de la regresión se ha tenido como resultado:

Descripción	Zn	Pb	Cu
Concentrado	51,63	67,30	23,16
Recuperación	93,09	64,78	64,40
Concentrado	50,97	58,86	22,40
Recuperación	89,87	61,32	62,26
Concentrado	51,19	53,44	21,66
Recuperación	91,25	54,13	66,81

Las recuperaciones en el mineral principal que es el zinc fue del 90 %, en el plomo sobre el 60 % y en el cobre sobre 62 %. Lo que hace rentable el proceso.

## RECOMENDACIONES

1. Se tiene que seguir analizando estas investigaciones tomando en cuenta el t-student, para otros tipos de cuerpos mineralizados.
2. La regresión es una herramienta estadística que te ayuda a identificar las variables para ir corrigiendo en el proceso, por lo que se sugiere aplicar cuando se haga investigaciones.
3. La mineralogía de un cuerpo mineralizado nos ayuda a identificar cada una de las especies por lo que es necesario aplicarlo en cada investigación.
4. Cada empresa minera es un problema se sugiere continuar las investigaciones mediante la regresión.

## **BIBLIOGRAFÍA**

1. BUENO BULLON, Héctor. (2003). Técnica Experimental e Ingeniería Básica en Plantas Concentradoras, 1° Edición
2. MANZANEDA CABALA, José. (2000). Ingeniería Metalúrgica, Lima – Perú.
3. QUIROZ NUÑEZ, Iván. (1986). Ingeniería Metalúrgica Operaciones Unitarias en Procesamiento de minerales. Perú.
4. SUTULOV Alexander, (2005). Flotación de Minerales, Instituto de investigaciones Tecnológicas, Concepción.
5. TECSUP. (2010). Actualización en Procesos de Tratamiento de Minerales, Arequipa.
6. WILLS, Barry y Tim NAPIER-MUNN. Tecnología de procesamiento de mineral. Séptima edición. Estados Unidos de América: Elsevier Science & Technology Books. Pp.378-389.

**ANEXOS**

### Cu-Zn

#### Resultado de la regresión

Constante 0.37153146  
Error típico de est Y 0.41171176

R  
cuadrado 0.97031733

Nº de observaciones 8  
Grados de libertad 6

Coefficientes X 44.9052312  
Error típico del coef 3.20638645

**t-student 14.0049342**

### Cu-Fe

#### Resultado de la regresión

Constante 0.29802881  
Error típico de est Y 0.84775939

R  
cuadrado 0.93221415

Nº de observaciones 8  
Grados de libertad 6

Coefficientes X 59.9734647  
Error típico del coef 6.60229924

**t-student 9.08372411**

### Cu-Ag

#### Resultado de la regresión

Constante 0.21123379  
Error típico de est Y 1.01670919

R  
cuadrado 0.49892429

Nº de observaciones 8  
Grados de libertad 6

Coefficientes X 19.353549  
Error típico del coef 7.91807013

**t-student 2.44422552**

### Zn-Fe

#### Resultado de la regresión

Constante 0.12251286  
Error típico de est Y 0.7532501

R  
cuadrado 0.9464854

Nº de observaciones 8  
Grados de libertad 6

Coefficientes X 1.32561745  
Error típico del coef 0.12868317

**t-student** 10.301405

### Zn-Ag

Resultado de la regresión

Constante 0.67278656  
Error típico de est Y 1.16880984

**R**  
**cuadrado** 0.33778719

Nº de observaciones 8  
Grados de libertad 6

Coefficientes X 0.34932112  
Error típico del coef 0.19967625

**t-student** 1.74943748

### Fe-Ag

Resultado de la regresión

Constante 0.8665011  
Error típico de est Y 1.18929552

**R**  
**cuadrado** 0.31437062

Nº de observaciones 8  
Grados de libertad 6

Coefficientes X 0.24732213  
Error típico del coef 0.14911148

**t-student** 1.65863908

	<b>correlacion</b>	<b>t-student</b>
<b>Pb-Cu</b>	0.233	1.349
<b>Pb-Zn</b>	0.114	0.879
<b>Pb-Fe</b>	0.095	0.795
<b>Pb-Ag</b>	0.919	8.265
<b>Cu-Zn</b>	0.970	14.005
<b>Cu-Fe</b>	0.932	9.084
<b>Cu-Ag</b>	0.499	2.444
<b>Zn-Fe</b>	0.946	10.301
<b>Zn-Ag</b>	0.338	1.749
<b>Fe-Ag</b>	0.314	1.659