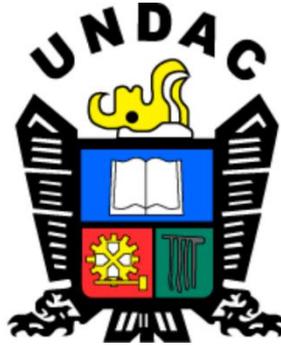


UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA

METALÚRGICA



T E S I S

**Tratamiento de mineral sulfurado para la recuperación de
concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora
Cerro S.A.C. – Pasco – 2020**

Para optar el Título Profesional de:

Ingeniero Metalurgista

Autores:

Bach. Lesly Aracely GONZALES RIVERA

Asesor:

Dr. Rubén Edgar PALOMINO ISIDRO

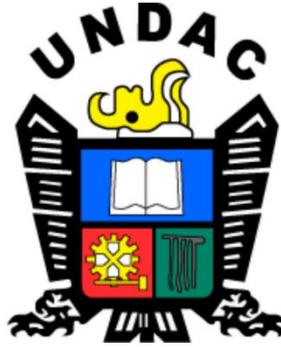
Cerro de Pasco – Perú – 2023

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA

METALÚRGICA



T E S I S

**Tratamiento de mineral sulfurado para la recuperación de
concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora
Cerro S.A.C. – Pasco – 2020**

Sustentada y aprobada ante los miembros de jurado:

Dr. Hildebrando Anival CONDOR GARCÍA
PRESIDENTE

Mg. Marco Antonio SURICHAQUI HIDALGO
MIEMBRO

Mg. Manuel Antonio HUAMÁN DE LA CRUZ
MIEMBRO

DEDICATORIA

A Dios, por ser la razón de nuestras vidas. A mis padres
por ser el amor de mi vida.

AGRADECIMIENTO

Mediante el presente trabajo de investigación hago extensivo mi agradecimiento de gratitud a las personas que han influido en mi formación personal y profesional como anónimos ya que nombrarlos sería una lista inagotable.

Al personal profesional, técnicos y obreros de la Empresa Administradora Cerro S.A.C. por darme la oportunidad de hacer realidad este trabajo de investigación, quienes sin escatimar esfuerzo alguno me brindaron todas las facilidades, dándole mis eternos agradecimientos.

A los docentes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, por su dedicación inagotable en mi formación profesional mis sinceros agradecimientos.

RESUMEN

El mineral en estudio es una mena aproximadamente con 1,35% de Zinc; 0,76% de plomo; con una cantidad considerable de cobre (0,26%), y especialmente alto contenido de plata (10,51 Oz/t) esta mena fue estudiada por el tamaño de partícula y por cinética de flotación, regresión lineal y por microscopía óptica cualitativa y cuantitativa. El estudio da como resultado que el mineral en estudio es una mena contenedora de especies como sulfuros factibles de flotar presentando al plomo como galena; al zinc como esfalerita; con respecto al cobre se presenta como cobres grises y finalmente la plata se presenta en mayor proporción como sulfosales de plomo-plata y en menor proporción de cobre - plata. Se realizó 7 pruebas completas de flotación abierta, desde rougher hasta separación, la flotación se trabajó a una densidad de 1 340 g/l., P80 de 120 μ m y se varió básicamente el consumo de reactivos. El resultado del estudio indica que el mineral en estudio tiene en su mayor proporción sulfuros flotables, logrando resultados, para el concentrado de cobre, cobre (21,07 %), plata (643,09 Oz/t), para el concentrado de plomo, plomo (58,00 g/t), plata (75,79 Oz/t) y para el concentrado de zinc, zinc (60,32%), con una recuperación de 70,35 % para el cobre, 77,93 % para el plomo, 72,85 % para el zinc y 93,38 % para la plata. En este resultado se alcanzó utilizando complejo de ZnSO₄: NaCN (4:1) como depresor de zinc adicional al sulfato de zinc, colectores Z-11 y AP-3418 para el bulk, como activador de zinc el sulfato de cobre y AP-3894 como colector secundario, en la separación se utilizó complejo constituido al 60% bicromato de sodio, 20% CMC y 20% de fosfato monosódico, flotando cobre y deprimiendo plomo en la separación.

Palabras clave: Tratamiento de mineral, recuperación de concentrados.

ABSTRACT

The mineral under study is an ore with approximately 1,35 % zinc; 0,76 % lead; with a considerable amount of copper (0,26 %), and especially high silver content (10,51 Oz/t), this ore was studied by particle size and by flotation kinetics, linear regression and by qualitative and quantitative light microscopy. The study results in the study mineral being a container containing species such as sulfides that can be floated, presenting lead as galena; zinc as sphalerite; with respect to copper, it is presented as gray coppers and finally, silver is presented in a higher proportion as lead-silver sulphosalts and in lower proportion of copper-silver. 7 complete open float tests were carried out, from rougher to separation, the float was worked at a density of 1 340 g/l., P80 of 120 µm and the reagent consumption was basically varied. The result of the study indicates that the mineral under study has the highest proportion of buoyant sulfides, achieving results for copper concentrate, copper (21,07 %), silver (643,09 Oz/t), for lead concentrate, lead (58,00 g/t), silver (75,79 Oz/t) and for the zinc concentrate, zinc (60,32 %), with a recovery of 70,35 % for copper, 77,93 % for lead 72,85 % for zinc and 93,38 % for silver. In this result, it was achieved using ZnSO₄:NaCN complex (4:1) as additional zinc depressant to zinc sulfate, Z-11 and AP-3418 collectors for bulk, copper sulfate and AP3894 as zinc activator. As a secondary collector, a complex consisting of 60 % sodium bichromate, 20 % CMC and 20 % mono-sodium phosphate was used in the separation, floating copper and depressing lead in the separation.

Keywords: ore treatment, concentrate recovery

INTRODUCCIÓN

El estudio mineragráfico de las espumas de la Rougher N°01 bulk, correspondiente con mineral blending (70 %) y sulfosales (30 %), demostrando una alta activación. El mineral estudiado fue obtenido al muestrear las espumas de la celda rougher - bulk durante cada prueba, en el laboratorio de investigaciones metalúrgicas. El estudio fue apoyado con microscopía cualitativa y cuantitativa para observar cómo se encuentran las especies contenedoras de zinc y en qué porcentaje se encuentran libres para evitar su activación indebida en estas espumas y así dar las condiciones necesarias de un alimento a la separación. El trabajo de investigación realizada se presenta en un formato donde se incluye lo siguiente:

Capítulo I. Problema de Investigación: Identificación y determinación del problema, Formulación del problema, Formulación de objetivos, Justificación de la investigación, limitaciones de la investigación.

Capítulo II. Marco Teórico: Antecedentes de estudio, Bases teóricas – científicas, Definición de términos básicos, formulación de hipótesis, Identificación de variables, Definición operacional de variables e indicadores.

Capítulo III. Metodología y técnicas de Investigación: Tipo de investigación, Métodos de investigación, Diseño de investigación, Población y muestra, Técnicas e instrumentos de recolección de datos, técnicas de procesamiento y análisis de datos, Tratamiento estadístico, Selección validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación, Orientación ética.

Capítulo IV. Resultados y Discusión: Descripción del trabajo de campo, Presentación, análisis e interpretación de resultados, Prueba de hipótesis, Discusión de resultados. Las conclusiones, recomendaciones, bibliografía y anexos.

INDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

INDICE

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 general	4
1.3.2. Problemas específicos	4
1.4. Formulación de objetivos	4
1.4.1. Objetivo general.....	4
1.4.2. Objetivos específicos	4
1.5. Justificación de la investigación.....	5
1.6. Limitaciones de la investigación	6

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio	7
2.2. Bases teóricas – científicas.....	7

2.3. Definición de términos básicos	21
2.4. Formulación de hipótesis.....	22
2.4.1. Hipótesis general.....	22
2.4.2. Hipótesis específica	22
2.5. Identificación de variables.....	22
2.6. Definición operacional de variables e indicadores.....	23

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1. Tipo de investigación	24
3.2. Nivel de investigación	24
3.3. Métodos de investigación.	24
3.4. Diseño de investigación.....	25
3.5. Población y muestra	25
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	28
3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación	29
3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos	30
3.9. Tratamiento estadístico	30
3.10. Orientación ética filosófica y epistémica.	35

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	36
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	38
4.3. Prueba de hipótesis.....	55
4.4. Discusión de resultados.....	67

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

ANEXOS

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

Peña-Vergara (1993), en el resumen de su informe técnico hace referencia que en el año de 1900 la Cerro de Pasco Corporation compra la mina. El ferrocarril llegó a Cerro de Pasco en 1905 y la fundición Tinyahuarco alcanzó el primer vaciado de cobre en 1906, durante 350 años se extrajeron mineral de plata proveniente de vetas y cuerpos y alteraciones en superficie. Al agotarse el mineral de plata explotan cobre hasta el año 1963, ese fue el año en que comenzó la producción de sulfuro de plomo, plata y zinc. El complejo minero pasó a ser estatal con el nombre de Empresa Minera del Centro del Perú (CENTROMIN PERÚ.S.A.) por D.L. 2049 del 1ro de enero de 1974. En 1981 se inaugura la Planta de Tratamiento de Aguas de Mina, en 1999 la Empresa Volcan Compañía Minera SAA adquiere el 100% de las acciones de la mina Cerro de Pasco propiedad del estado.

Para resumir la crisis minera de Pasco, la cantidad de minerales procesados en el primer trimestre de 2013 disminuyó en 23,5% en comparación con la cantidad procesada en el primer trimestre de 2012. Durante este período, el desempeño de procesamiento de la unidad operativa de Cerro de Pasco ha disminuido significativamente 7,3% interanual. Este descenso se explica principalmente por el fin del desarrollo del tajo Raúl Rojas en septiembre del mismo año. Por otro lado, en el año 2012, la contribución de minerales de la mina subterránea Paragsha disminuyó, pero se obtuvieron excelentes resultados cuando se completó la primera fase del procesamiento mineral de la reserva de pirita de plata en diciembre de 2012. Cabe destacar que, en la producción actual, la unidad Cerro de Pasco representa solo el 9% de las ventas totales de la empresa. Sin embargo, es importante señalar que el nuevo proyecto que se está desarrollando en el tajo Raúl Rojas continúa en evaluación y que se debe preparar un estudio de factibilidad metalúrgica del proyecto de Piritas de Plata antes de fin de año. Mientras tanto, la empresa viene trabajando arduamente para optimizar la estructura existente de la unidad Cerro de Pasco y hacerla del tamaño correcto. La reducción de dosis terapéutica de la unidad de Cerro de Pasco fue parcialmente compensada por incrementos de 2,5% y 1,1% en las unidades de Yauri y Chungar, respectivamente. (Volcan Compañía Minera S.A.A. (2019). Análisis y discusión de la gestión de y sus subsidiarias en el primer trimestre, p. 3).

El departamento de Geología viene desarrollando una serie de exploraciones en interior mina como en las paredes externas del tajo Raúl Rojas del cual llega al laboratorio químico metalúrgico para realizar las pruebas metalúrgicas y dar reportes para la viabilidad del proyecto de reactivación minera.

En la Empresa Administradora Cerro S.A.C. de Volcán Compañía Minera S.A.A., los 30,5 millones de toneladas, ubicadas en la pared del tajo abierto Raúl Rojas, se reclasificaron como recurso medido y designado de reservas de minerales de óxidos ya que el área total donde hay zonas urbanas no pertenece a la empresa. Esta reclasificación reduce las reservas unitarias, compensadas por un aumento proporcional uniforme en los recursos designados y medidos por los mineros (34 millones de toneladas). Dicho mineral oxidado es en forma literal ya que en la matriz cuarzosa existen minerales sulfurado y sulfosales de plata, posiblemente con contenidos muy bajos de leyes de cabeza. (Volcan Compañía Minera S.A.A. (2019), Memoria Anual p 34)

1.2. Delimitación de la investigación

1.2.1. Delimitación espacial

Este estudio se desarrolló en los laboratorios químico-metalúrgico de la Empresa Administradora Cerro S.A.C. de Volcan Compañía Minera, ubicada en el distrito de Simón Bolívar de la provincia y región Pasco.

1.2.2. Delimitación temporal

El desarrollo de esta propuesta investigativa se llevó a cabo en los meses de setiembre del 2019 hasta febrero del 2020.

1.2.3. Delimitación social

La investigación se realizó en el laboratorio químico metalúrgico de la Empresa Administradora Cerro S.A.C., debido a que los factores sociales que no permiten desarrollar minería, ya que estos yacimientos mineros están ubicados dentro del radio urbano del distrito de Chaupimarca de la provincia de Pasco, ciudad Cerro de Pasco capital de la región Pasco. En años anteriores la explotación se llevaba a cabo a minerales sulfurados que se han agotado en el interior la mina

y la no expansión del tajo abierto Raúl Rojas, de acuerdo al Plan L, la empresa minera se ve obligada a realizar investigaciones con otros minerales para continuar con la operación, desde el año 2013 la población de Cerro de Pasco se vio afectada por falta de recursos económicos ya que la mina se cerraba y los comercios no tienen ventas quincenales.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Cómo realizar el tratamiento de mineral sulfurado para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.?

1.3.2. Problemas específicos

- a) ¿Cuál será la granulometría adecuada de los minerales sulfurado para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.?
- b) ¿Cuál será la dosificación de los reactivos para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Demostrar el tratamiento de mineral sulfurado para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.

1.4.2. Objetivos específicos

- a) Determinar la granulometría adecuada de los minerales sulfurado para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.

- b) Determinar la dosificación de los reactivos para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.

1.5. Justificación de la investigación

Al cerrar las operaciones y tratamiento de minerales sulfurados de plomo, zinc, plata la Empresa Administradora Cerro S.A.C. de Volcan Compañía Minera S.A.A. se ve en la obligación de continuar con las investigaciones metalúrgicas en busca de otros elementos que puedan ser tratados en la planta. Las operaciones mineras de Volcan Compañía Minera S.A.A., a través de su Empresa Administradora Cerro S.A.C., que están ubicados en el corazón de la Sierra, Perú. El área es particularmente favorable para la minería debido a sus características geológicas, proximidad a Lima. y su abastecimiento de agua, energía y empleo. Volcan Compañía Minera S.A.A., tiene cinco unidades operativas cuenta con cinco unidades operativas: Yauli, Chungar, Alpamarca, Cerro de Pasco; con 9 minas subterráneas, 3 minas a cielo abierto, 7 plantas concentradoras con una capacidad de tratamiento de 21 900 TPD y una planta de lixiviación de 2 500 TPD. Al revisar la memoria anual de Volcan Compañía Minera S.A.A., encontramos que, en el 2019, Los sectores de minería e hidrocarburos registraron un crecimiento del 9,8%, levemente superior al registrado en 2018 (2,2%) debido a la mayor producción de los subsectores de hidrocarburos. Al mismo tiempo, los subsectores de la minería de metales registraron un aumento del 2,2%, al igual que el año anterior. El crecimiento de la industria de la minería de metales se explica por el aumento en la producción de cobre (5,9%) impulsado por la unidad Antapaccay de Glencore Xstrata luego de su lanzamiento a fines de 2017 y de zinc (5,5%) que contribuye a la expansión de la actividad de Antamina. Esto fue parcialmente compensado por

una caída en los rendimientos de oro (6,2%) de Yanacocha y Barrick Misquichilca. Sin embargo, pese al término de las operaciones de la mina Cerro de Pasco, Volcán se mantuvo como el principal productor de plata y plomo a nivel nacional, con tasas de participación del 18% y 25%, respectivamente, lo que lo convirtió en el mayor productor de plata y plomo a nivel nacional, segundo productor de zinc (21% de participaciones). (Memoria anual de Volcan Compañía Minera S.A.A., (2019). pág. 68).

1.6. Limitaciones de la investigación

La toma de muestras puede ser una limitación debido a que el área de geología entrega a laboratorio de química- metalurgia embolsada y con las descripciones del lugar, por sugerencia de los ingenieros se ha tenido que realizar un compósito de los minerales sulfurados provenientes del lado Este del tajo Raúl Rojas, se puede afirmar que en un tamaño de muestra mayor se va a generar resultados más precisos. Según Manzaneda (2 000) el tamaño de la muestra es relevante en estudios cuantitativos que en los cualitativos. Las revisiones de la literatura son una parte importante de cualquier investigación, ya que ayudan a definir el alcance del trabajo realizado hasta la fecha en el área de investigación. Sin embargo, se tiene poca o ninguna investigación previa sobre el tratamiento de los minerales oxidados con una matriz sulfurada, se enfocará en un tema contemporáneo como es el de los minerales sulfurados.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

Canaza-Minaya, (2019), en su tesis de pregrado para optar el título profesional realizado en el año 2 018 en la planta concentradora Sacracancha, sustentaron que en el tratamiento de blending de minerales sulfurados y oxidados para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental tiene el mejor resultado en la séptima prueba para un concentrado bulk y zinc. Para el concentrado bulk en la prueba 7 se tiene 51,5 onz Ag/Tc, 61,93% Pb, 0,08% Cu, 5,3% Zn y una recuperación de 87,18% Ag, 94,56% de Pb, 9,15% Cu y 4,54% Zn, y el concentrado de zinc 3,50 onz Ag/Tc, 3,31% Pb, 0,21% Cu, 52,30% Zn y una recuperación de 4,65% Ag, 3,97% de Pb, 59,29% Cu y 92,02% Zn. Por otra parte, en el circuito de zinc se tiene el mejor resultado en la prueba 6 teniendo el 3,24 onz Ag/Tc, 1,34% Pb, 2,56% Cu, 51,50% Zn y una recuperación de 21,53% Ag, 10,79% de Pb, 79,86% Cu y 97,10% Zn. Por consiguiente, cumple con los objetivos planteados en el presente estudio. (URI: <http://repositorio.unjfsc.edu.pe/handle/UNJFSC/3415>). Sandoval (2 020), en su

tesis de pregrado para optar el título profesional sobre el procesamiento de mineral polimetálico proveniente de la Región de Coquimbo cuyo objetivo fue proponer un procesamiento para el mineral obtenido a partir de un manto de Cu ubicado en el distrito Talcuna, con énfasis en los posibles minerales de Pb y Zn, además de Cu la metodología aplicada a la investigación fue experimental, teniendo como finalidad encontrar un procesamiento adecuado respecto a la mineralización obtenida a través de diferentes análisis, tanto químicos como mineralógicos, sobre muestras obtenidas desde un sector específico del distrito Talcuna. Como ya se conoce la presencia de sulfuros de cobre, específicamente la calcopirita, es necesario estudiar en mayor profundidad a la galena y la esfalerita, entregando así las bases para futuras pruebas de laboratorio que permitan disminuir la incertidumbre de invertir en un posible procesamiento de Cu-Pb-Zn. El estudio es teórico, es decir, toma los estudios e investigaciones de otros autores, en comparativa con la mineralización obtenida en los análisis para una posterior implementación. A su vez, la preparación mecánica de las muestras y los análisis mineralógicos ópticos (microscopio), fueron realizados por el autor en conjunto con ayudantes de geología, mientras que para los análisis químicos se enviaron muestras a la sede de Santiago de la Universidad Andrés Bello para que fueran realizados. Los resultados muestran que el procesamiento más adecuado para el mineral es la flotación bulk de Cu-Pb, descartando la esfalerita y posterior separación del Cu-Pb a través del método cianuro. Esta separación se da debido a que la concentración de sulfuros de cobre es mayor que la de plomo.

De los buenos resultados del concentrado de plomo dependerá la implementación de una lixiviación con HNO_3 en autoclaves, para reducir emisiones de gases nocivos. Con respecto a la esfalerita, no se pudo llegar a

resultados concluyentes que permitieran asegurar su inclusión en el procesamiento, a diferencia de la calcopirita y galena que dan cierto margen para la posible implementación del procesamiento, pero es necesario realizar un análisis por FRX o DRX semi cuantitativo para conocer sus concentraciones con mayor detalle.

2.2. Bases teóricas – Científicas

2.2.1. Flotación selectiva

Como sugiere el nombre, el proceso de flotación es selectivo debido a la acción selectiva de los reactivos, permitiendo que solo un mineral flote a la vez en cada etapa. El tamaño máximo de las partículas en suspensión depende de la naturaleza de las partículas y su densidad. Por lo tanto, en la práctica, el tamaño máximo de partícula para el sulfuro es de 0,15 a 0,25 mm, para el carbón de 1 a 2 mm y para el azufre nativo es de 0,5 a 1 mm (Pierre Blazy, 1990 p.85).

2.2.2. Circuitos básicos de flotación

La flotación es un proceso continuo. Las celdas situadas en el banco forman una cadena. La pulpa entra en la primera celda del banco y libera algunos de sus minerales preciosos en forma de burbujas. El agua que se desborda de esta celda se moverá a la segunda celda, donde se elimina la espuma mineral adicional, continuando hasta la última celda del banco. La altura de la columna de espuma es determinada ajustando la altura de la puerta trasera; la diferencia de altura entre esta parte y el borde de desbordamiento viene a ser la altura de la forma. El material entra a la primera celda del mostrador y la columna de espuma de la primera celda permanece alta debido a muchas partículas minerales hidrofóbicas que la sostienen. La última celda contiene una espuma mineral débil compuesta con partículas débilmente hidrofóbicas. Estos se denominan celdas scavenger y por lo general se componen de partículas mezcladas que se ponen de nuevo en circulación. Las

celdas scavenger tienen pocos minerales para crear espuma de alta y hacer crecer las colas de modo que la pulpa siempre sobresale por encima del borde de la celda. De esta manera, la materia en suspensión se recupera y se obtiene la máxima recuperación en la célula. Incluso si se diluye la fuente de alimentación y el lapso de tiempo es corto, la carga cíclica excesivo debe ser evitado. Este flujo solo puede funcionar correctamente si la caja (ganga) es relativamente flotante y se mueven los niveles de cabeza, se necesita especial de control y cuidado de mantener el nivel de concentración uniforme. Un método preferido es diluir los concentrados en las primeras celdas del banco, llamado flotación gruesa, y hacerlos flotar nuevamente en las celdas de lavado (cleaners). Allí mantiene los desagües bajos para mantener un alto nivel de espuma y producir buenos concentrados. En este sistema de limpieza grueso rougher, scavenger – cleaner, la celda de limpieza recibe una energía relativamente alta, pero la recupera en la sección scavenger puede manejar el exceso de aire para una recuperación máxima. La cola de la celda de lavado generalmente contiene partículas minerales aerófilas que a menudo se recirculan a celdas gruesas (rougher) antes de regresar al eliminador (scavenger) (Pierre Blazy, 1990 p 90)

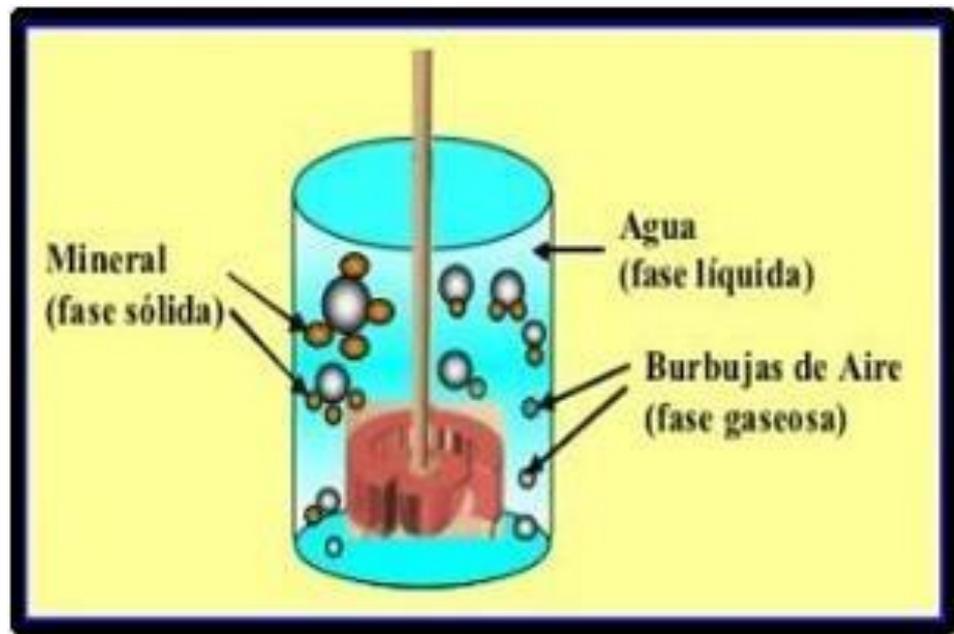
2.2.3. Mecanismos de la flotación de espumas

El proceso de flotación se basa en propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los sólidos a separar. Este es esencialmente el fenómeno de comportamiento de los sólidos con respecto al agua, es decir la mojabilidad de los sólidos. Los metales naturales, los sulfuros metálicos o aquellos como el grafito, el carbón bituminoso y el talco son menos absorbentes y se denominan minerales naturalmente hidrofóbicos minerales, como óxidos, sulfatos, silicatos y carbonatos, son hidrofílicos, o sea, mojables por el agua. (Pierre Blazy, 1990 p. 89).

2.2.4. Fases en la flotación de espumas

La flotación por espuma es un proceso no uniforme. En otras palabras, está compuesto por múltiples fases de sólido (mineral), líquido (agua) y gas (burbuja). Para comprender este proceso, es necesario estudiar las propiedades fisicoquímicas de las superficies minerales, sus relaciones de fases sólida, fase líquida y fase gaseosa, y sus interfaces. (Wills 1989 p. 105).

Figura 1: Componentes en la flotación por espumas



Nota: La figura representa los componentes presentes en la flotación por espumas. Tomado de (Ingeniería Metalúrgica) (p.55), por Wills, 1989, Editorial Barcelona.

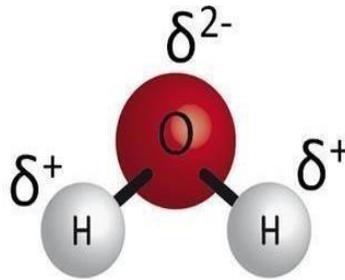
Fase gaseosa

Por lo general, consiste en aire (posiblemente otro gas), introducido y dispersado como pequeñas burbujas.

Fase líquida

Consiste en agua que contiene reactivos. El agua polariza y provoca la hidratación superficial de algunos minerales en solución acuosa. Suele contener iones (Cl^- , Na^+ , K^+ , Ca^{++} , SO_4^- , etc.), impurezas y contaminantes naturales.

Figura 2: Naturaleza polar del agua: formación de dipolos



Nota: La figura representa los componentes presentes en la flotación por espumas. Tomado de (Ingeniería Metalúrgica) (p.57), por Wills, 1989, Editorial Barcelona.

El oxígeno atrae muy bien los electrones en la molécula (alta electronegatividad), por lo que atrae los electrones del hidrógeno expone los protones (+). Esto crea un dipolo (un extremo de la molécula es el cátodo y el otro extremo es el ánodo).

Fase sólida

Consiste en partículas minerales finamente molidas. Las propiedades superficiales de los minerales dependen de su composición y estructura. Los siguientes factores juegan un papel importante en esta etapa:

- Propiedades de la superficie creadas durante la destrucción del sólido (tipo de superficie, fuerza de unión residual).
- Defectos naturales de la red cristalina (vacancias, reemplazos de iones, etc.)
- Contaminación por sólidos, líquidos y gases (oxidación de la superficie, etc.).

- Presencia de oligoelementos. Este se puede concentrar en la superficie de las partículas, teniendo un efecto mucho mayor que su concentración en el mineral. (Wills 1989 p.108).

2.2.5. Variables del proceso de flotación

a) Reactivos de flotación

Los reactivos de flotación es el componente y la variable más importante del proceso de flotación debido a que este proceso no puede efectuarse sin los reactivos, que cumplen determinadas funciones como la separación de minerales valiosos de la ganga.

Colectores

Los colectores son generalmente compuestos orgánicos heteropolares que forma una superficie de hidrocarburo sobre las partículas minerales presentes en la pulpa acuosa. Las propiedades de los hidrocarburos están reguladas ya que son los únicos que flotan. La interfaz sólido-líquido y la interfaz líquido-gas son cruciales para formar contactos estables, y es la función del colector la que influirá en ellos en la dirección deseada.

La adsorción de los colectores en la superficie del mineral (acumulación de solutos en el sólido), una vez completada, se ve facilitada por el bajo potencial electromotor, que reduce considerablemente la capa hidratada del mineral y ligada a las burbujas de aire. Los colectores se dividen en dos grandes grupos:

Colectores aniónicos

Colectores tipo thiol: En estos colectores, los grupos polares contiene azufre bivalente y se utilizan a menudo para aglutinar sulfuros. Los más importantes de estos tipos de colectores son:

Algunos se usan con menos frecuencia que los xantatos y ditiofosfatos, seguidos de tiocarbanilidas y mercaptobenzotiazoles, que pueden usarse en menor frecuencia los xantagenados y esterres xánticos.

Xantatos

La palabra Xantato proviene de la palabra griega “XANTOS” que significa amarillo, que se utiliza como reactivo de flotación. Es un colector muy potente compuesto por tres elementos: disulfuro de carbono, álcali (potasio o soda cáustica) y alcohol (metanol, etanol, etc.). Se producen comercialmente a partir de alcoholes de 2 a 6 átomos de carbono. En general, los xantatos con más de 6 átomos de carbono no son tan efectivos como los producidos a partir de alcoholes con cadenas de carbono más cortas. En las condiciones adecuadas, el xantato es un excelente acelerador de todos los minerales de azufre.

Collectores catiónicos

Estos colectores confieren hidrofobicidad debido a las cadenas de hidrocarburos a las que se unen los grupos polares cargados positivamente. Suelen estar compuestos por aminas primarias y cuaternarias. Generalmente se obtiene a partir de grasas naturales. Para mejorar la solubilidad de las aminas recogidas, se encuentran en forma de cloruros o acetatos. La peculiaridad del colector de cationes se debe a la presencia de nitrógeno pentavalente. Estos colectores se distinguen por su facilidad de adsorción y desorción, dependiendo de su concentración en la pulpa. Son menos selectivos que los recolectores de aniones. El uso de este reactivo se encuentra en la flotación de minerales no metálicos como cuarzo, silicatos, aluminosilicatos y varios óxidos. (Wills 1989 p 115).

Modificadores

Reguladores (modificadores de pH) y dispersores La función de este grupo de reactivos es controlar la alcalinidad o acidez frente a los efectos no deseados de las barras, coloides y sales disueltas. Por estas razones, un buen control del pH es muy importante. Los reactivos comúnmente utilizados para la regulación del pH son la cal y el carbonato de sodio, el ácido sulfúrico y el ácido clorhídrico, el dióxido de azufre, el hidróxido de carbono y el amonio. Se puede utilizar soda cáustica para aumentar el pH. El silicato de sodio se utiliza como dispersante de flujo laminar.

Activadores

Los reactivos activantes son usados para realizar la flotación de ciertos minerales que normalmente son difíciles o imposibles de flotar con el solo uso de promotores y espumantes. El ejemplo clásico de este tipo de reactivos es el sulfato de cobre que se usa para activar esfalerita, los sulfuros de hierro y en algunos casos la arsenopirita. Otros ejemplos incluyen ácido sulfhídrico y sulfuro de sodio para cubrir con una película sulfurosa los minerales constituidos por carbonato de plomo y cobre; al nitrato de plomo o acetato de plomo se usa como activador de la estibina y para mejorar la flotación de varios minerales no metálicos con promotores del tipo ácido graso.

Depresores

Los reactivos depresores ayudan a separar un mineral de otro cuando la flotabilidad de los dos minerales separados es similar en la combinación de promotor o promotores.

Espumantes

Los agentes espumantes son líquidos orgánicos poco solubles en agua y su función es asegurar la separación de las partículas hidrófobas e hidrófilas. La

espuma producida al inyectar o agitar aire u otros gases generalmente tiene una vida muy corta (la duración de la espuma en agua limpia es aproximadamente una centésima de segundo) y tiende a reorganizarse. Asegura la estabilidad de la espuma evita que las partículas atrapadas caigan en la pulpa y estar perdido. Los compuestos efervescentes se introducen durante el proceso de recuperación. Los más utilizados son el aceite de pino y el cresol (ácido cresol, alcoholes de cadena larga como algunos agentes espumantes. (Wills 1989p 125)

b) Granulometría de la mena

Hay tamaños de grano que indican una mayor resiliencia metalúrgica y generalmente hemos observado esta reducción con tamaño de mineral más gruesos y finos. El tamaño más pequeño no proporciona suficiente energía cinética para producir aglomerados de partículas / burbujas estables, lo que da como resultado una recuperación reducida debido a la dificultad de adhesión de las partículas/ burbujas. Por otro lado, el aumento de la velocidad de sedimentación favorece el drenaje del residuo, facilitando el arrastre de pequeñas partículas en la espuma. (Manzaneda 2000 p. 108).

c) Densidad de pulpa o porcentaje de sólidos

La densidad de la pulpa o el porcentaje de sólidos en la flotación de minerales se determinada mediante la etapa de molienda/clasificación. Este es un factor importante, porque la flotación del mineral ocurre de manera en forma eficiente si la pasta tiene un valor de porcentaje de sólidos apropiado. La densidad de la pulpa influye en el tiempo de retención de mineral durante la fase de flotación rougher y por tanto en la capacidad del tanque. Por lo general, la fase de flotación más gruesa de un concentrador de cobre opera a un nivel

de sólidos del 30% y 45% durante la fase de limpieza (cleaner y recleaner) operan con proporciones de sólidos más bajas.

d) Tiempo de residencia

El tiempo de flotabilidad depende de la combinación de las propiedades del material flotante y todos los demás factores que afectan el proceso. Para la optimizar el circuito de flotación, se determinó el tiempo óptimo para cada fase aplicando los criterios de Egas. Mediante pruebas de flotación cinética. (Egas 1985 p. 76).

e) pH de la pulpa

El pH es la variable de control más utilizada en flotación porque es esencial para la recuperación, selección y control de minerales.

El proceso de flotación es muy sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Los reactivos de flotación, principalmente colectores, funcionan mejor en un rango de pH específico. (Egas 1985 p.81)

f) Acondicionamiento de la pulpa

El acondicionamiento es un paso importante porque da tiempo para que el reactivo de flotación funcione de manera eficaz. Algunos colectores y modificadores deben alimentarse al molino de bolas debido a la tasa bastante lenta de adsorción de minerales, mientras que otros se alimentan directamente a la pulpa en el baño de acondicionamiento. (Egas 1985 p. 82).

g) Calidad del agua

Dada la gran cantidad de interacciones que se producen entre las variables del proceso, las cuales acondicionan el ambiente fisicoquímico de la flotación, un aspecto interesante de analizar es la calidad del agua que se utiliza en el proceso. Es común en las plantas concentradoras, que parte importante del

agua utilizada sea agua de proceso, recuperada desde las etapas de separación sólido/líquido (espesadores, filtros, etc.), la cual contiene reactivos químicos residuales. (Egas 1985 p. 83).

h) Flujo de aire

La prueba de flujo de aire se realizó en una gran celda de flotación industrial utilizando cuatro hélices diferentes con diferentes tasas de flujo de aire y velocidades de agitación. Se observó que el tamaño medio de las burbujas aumentaba al aumentar el flujo de aire. Otro descubrimiento importante es que los flujos de aire grandes tienen una distribución de tamaño mayor que los flujos de aire bajos. (Egas 1985 p. 84).

i) Velocidad de agitación

Egas señala que cuando la dispersión de aire en la celda es baja, se esperan burbujas grandes y con formas elipsoidales. Sus experimentos demuestran que el tamaño medio de burbuja decrece con el aumento de la velocidad de agitación. (Egas 1985 p. 85).

2.2.6. Química de superficies

Tensión superficial

Cada parte de una sustancia tiene una fuerza intermolecular que retiene las moléculas que la componen de una manera particular. Considerando las moléculas en el líquido, están rodeadas de moléculas de la misma naturaleza y la atracción entre las moléculas se compensa por el balance energético. Es decir, las moléculas de la superficie tienen mayor energía que las moléculas del líquido. El grado del desequilibrio energético resultante depende de la naturaleza de las interacciones moleculares. Este exceso de energía se denomina energía de superficie libre. Por lo tanto, aumentar el área de un volumen particular de líquido significa

proporcionar energía al sistema en una forma funcional. Por lo tanto, la tensión superficial es una medida del trabajo requerido para aumentar un área en una unidad de área a presión, temperatura y masa.

La magnitud de la tensión superficial está directamente relacionada con la magnitud de la fuerza intermolecular. Los enlaces moleculares y químicos más frecuentes están en orden ascendente de enlaces: fuerza de London, fuerza de Van Der Waals o fuerza de dispersión, interacción dipolar inducida, interacción dipolar, enlace hidrógeno enlace iónico, enlace covalente y enlace metálico. (Blazy, 1990 p. 159).

Adsorción

La formación de espuma es un proceso de estudio de las propiedades de una superficie. Una forma de caracterizar una superficie es medir la absorbancia. La adsorción se puede definir como la concentración de sustancias químicas (iones y moléculas) en la interfaz, mayor o menor que la concentración de las fases que componen la interfaz. (Blazy, 1990 p. 160).

Iones determinantes de potencial

En general, el conjunto de iones se puede identificar como un determinante potencial de la causa inicial de la carga superficial. Estos iones se denominan iones determinantes de potencial. Algunas concentraciones de estos iones tienen carga superficial cero. Tal como el caso del AgI, donde los iones determinantes de potencial son Ag^+ e I^- . se consideran iones potenciales definidos. Para los minerales de óxido, los iones definidos H^+ y OH^- , etc. (Blazy, 1990 p. 160).

Adsorción

La flotación de espuma es un proceso de estudio de las características de una interfaz. Una forma de caracterizar una interfaz es medir su absorbancia. La

adsorción se puede definir como la concentración de sustancias químicas (iones y moléculas) en una interfaz, que es mayor o menor que la concentración de las fases que componen la interfaz.

Iones determinantes de potencial

Por lo general, el conjunto de iones se puede definir como un potencial definido que contribuye principalmente a la carga superficial. Estos iones se denominan iones determinantes de potencial. (Blazy, 1990 p. 165).

2.2.7. Termodinámica de la flotación

Deben cumplirse las condiciones termodinámicas e hidrodinámicas para que se produzca la adhesión real entre burbujas y partículas minerales. Primero, debe haber un encuentro físico entre la partícula y la burbuja. Las leyes de la termodinámica que se aplican al sangrado de óxidos y sulfuros metálicos insolubles se pueden aplicar para determinar el sistema de levitación de carbonatos, sulfatos y silicatos, pero esta simplicidad es su simplicidad. Se ve afectado por la estructura cristalina, origen secundario, complejidad, y finura. Estos minerales pueden ser difíciles de analizar y también se ven afectados por la solubilidad, lo que empeora la flotabilidad. (Blazy, 1990 p. 167).

2.2.8. Cinética de la flotación

La dinámica de la flotación de la espuma se puede definir como la cantidad de minerales transportados por la espuma en forma concentrada extraídos de la computadora por hora. Por tanto, este concepto nos proporciona un modelo. Hipótesis basada en la teoría de eventos establecida mediante el estudio de los mecanismos de flotación o mediante la observación empírica. (Blazy, 1990 p.168).

2.3. Definición de términos básicos

Absorción. Proceso por el cual una sustancia se asimila a otra para formar una solución o un nuevo compuesto, o para saturarse con esa sustancia.

Concentrado. Producto final de la separación o concentración de minerales valiosos de los nódulos contenidos en los minerales. Los minerales están listos para la segunda etapa de procesamiento.

Mena. Un mineral que puede extraer elementos o metales de forma económica. La calcopirita es mineral de cobre, la magnetita es mineral de hierro, mineral de plomo, etc. Mineral. Sustancia inorgánica u orgánica con propiedades físicas y químicas definidas. Esto les permite ser distinguidos y reconocidos. Propiedades ópticas: Brillo, color, comportamiento de la luz (reflexión, refracción, absorción, etc.). Minerales secundarios. Las configuraciones originales que se han ajustado o cambiado suelen ser óxidos y sales (sulfatos, nitratos, etc.)

pH. Anotación utilizada por Sorensen para designar la acidez o basicidad de los suelos y materiales en general.

Concentración. Una sola operación que intenta eliminar materiales económicamente poco interesantes para reducir la cantidad de minerales que se procesan. Para esta separación se pueden utilizar las propiedades físicas del mineral (diferencia de densidad, atracción de campos magnéticos y eléctricos) o fisicoquímicas.

Recuperación. La relación entre el peso de los componentes útiles en el concentrado mineral y el peso de los mismos componentes en la carga impulsada por la misma unidad. Generalmente expresado como porcentaje.

Reactivo. Forma líquida de interacción. Esto permite detectar la presencia de otro líquido separando, disolviendo o precipitando el otro líquido.

Flotación bulk. Liberación de todas las especies preciosas (oro, plomo, plata, zinc, cobre, etc.) en un solo producto.

Ley. Contenido de metales preciosos en el mineral. Generalmente se expresa como porcentaje o gramos de metal por tonelada de mineral.

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

a) Si demostramos el tratamiento del mineral sulfurado entonces podemos recuperar los concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.

2.4.2. Hipótesis específica

a) Si determinamos la granulometría adecuada de los minerales sulfurado entonces podemos recuperar los concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.

b) Si determinamos la dosificación de los reactivos entonces podemos recuperar los concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.

2.5. Identificación de variables

2.5.1. Variable independiente

Recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc.

2.5.2. Variable dependiente

Tratamiento de mineral sulfurado.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores.

Variable	Marco Conceptual	Marco Operacional	Dimensión	Indicador
Recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc	Incremento del mineral en estudio	Balace metalúrgico	TPD	Porcentaje
Tratamiento de mineral sulfurado	Determinación de tamaño óptimo para minerales sulfurados a flotar. Dosificación de reactivos.	Análisis granulométrico. Identificación de los reactivos	TPD TPD	Tamaño de partícula Gramos por tonelada

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación a realizarse en el trabajo de investigación es la **aplicada**, ya que la variable independiente indica la experimentación en laboratorio químicometalúrgico la determinación del tamaño de partícula y la dosificación de reactivos en el tratamiento de minerales. En la variable dependiente se va estudiar la recuperación del Cobre, Plomo y Zinc (Bardales 1995 p. 65).

3.2. Nivel de investigación

Se recurre al nivel descriptivo y explicativo, debido al grado y conocimiento del observador sobre el tema que se ha recurrido a procesar y llegar a una buena concentración de minerales teniendo los resultados deseados.

3.3. Métodos de investigación.

El método de investigación es la experimental, ya que se trata de llevar a cabo investigaciones relacionadas a la tecnología y no de enriquecer bibliografía, decimos que está relacionada a la tecnología porque el tamaño de partícula se va a determinar con una serie de pruebas hasta conseguir el tamaño adecuado para la

flotación y en la dosificación de reactivos primero se hará pruebas experimentales para conseguir la cantidad necesaria de reactivo y los puntos de dosificación para tener una buena recuperación de los concentrados de cobre, plomo y zinc (Bardales 1995 p. 65).

3.4. Diseño de investigación

Según Carlos Torres Bardales (1995). El diseño de investigación que se plantea es la cuasiexperimental que tiene relación entre las variables independiente y dependiente es decir causa – efecto, en el tratamiento de los minerales como variable independiente para conseguir el tamaño adecuado de partícula libre, la dosificación de los reactivos que es la cantidad expresada en gramos por tonelada. identificado como:

$$X_{tp} = Y_r$$

$$X_{dr} = Y_r$$

Donde: X_{tp} :

Variable del tratamiento de minerales

Y_r : Mejor recuperación del mineral sulfurado

X_{dr} : Variable de dosificación de reactivos

Y_r : Mejor recuperación del mineral sulfurado

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

La población está identificada en las reservas probadas y probables que la empresa minera tiene en su yacimiento minero. Las reservas minerales incluyen aquellas que han sido clasificadas como probadas y probables. Los recursos minerales se agregan a las reservas minerales.

Tabla 1: Reservas minerales totales estimadas Volcan Compañía Minera y subsidiarias

Reservas	Miles de TM	%Zn	%Pb	%Cu	Oz Ag/TM
Probadas	17275	5,85	1,35	0,16	4,08
Probables	52142	3,29	0,85	0,10	3,94
Total	68417	3,93	0,97	0,12	3,98

Nota: Tomado de la memoria anual de Volcan Compañía Minera. Empresa Administradora Cerro SAC ha movido 30,5 millones de toneladas del muro este de la mina a cielo abierto Raúl Rojas de una reserva a una categoría de recurso medido, ya que no toda el área es de Volcan Compañía Minera en esta zona. Esta reclasificación fue responsable de la disminución de las reservas de la unidad, que fue compensada por un aumento en los recursos de medición y visualización de esa unidad minera (3 millones de toneladas).

3.5.2. Muestra

Al revisar la teoría de Pierre Gy sobre el muestreo de minerales se aplicó e insistió en el principio de perfección. Esto se basa en "mantener las características del lote original durante todo el período de muestreo". En otras palabras, este principio se refiere a todo el proceso y a los errores preparatorios.

Entonces se ha recepcionado por parte del departamento de geología 72 muestras de mineral sulfurado de diferentes pesos, de los cuales se ha tenido que hacer doce compósitos de seis muestras cada uno en un muestreo por conveniencia debido a que las muestras llegadas al laboratorio no han sido diarias sino de acuerdo a que se va explorando y de acuerdo como encontraban se recogía las muestras y reportaban.

Muestras	Peso	Muestras	Peso	Muestras	Peso
Compósito 1	19,20	Compósito 5	26,13	Compósito 9	18,99
Compósito 2	20,56	Compósito 6	23,64	Compósito 10	18,00
Compósito 3	21,83	Compósito 7	23,04	Compósito 11	24,40
Compósito 4	21,12	Compósito 8	17,64	Compósito 12	22,65

El total de muestra llegada a laboratorio es de 257,2 kilogramos de mineral sulfurado, para las pruebas metalúrgicas en el laboratorio se ha tenido que aplicar la teoría de Pierre Gy:

Cantidad de muestra (Teoría de Pierre Gy)

Ecuación básica:

$$M = (C \cdot d^3) / S^2$$

M = Peso mínimo de muestra requerido (g)

C = Constante de muestreo (g/cm³)

d = Tamaño de partícula más grande dentro de la muestra (cm)

s = Medida del error estadístico y normalmente es 0,01 Constante de Muestreo (C)

$$C = f \cdot g \cdot l \cdot m$$

f = Factor de forma el cual es tomado como 0,5, excepto para minerales de oro que es 0,2

g = Factor de distribución de tamaño de partícula,

g = 0,25 l = Factor de liberación

m = Factor mineralógico (g/cm³) Factor de liberación

$$L = \sqrt{(L/d)} \quad L = \sqrt{\frac{L}{d}}$$

L = Tamaño de liberación del mineral de interés (cm)

d = Tamaño de partícula más grande dentro de la muestra (cm).

Factor Mineralógico (m)

$$m = (1-a) / a [(1-a). r + at]$$

a = Es la fracción del mineral de interés

r = Densidad del mineral de interés

t = Densidad de la ganga. Aplicando la expresión matemática de Pierre Gy de constante de muestreo tenemos: (Anexo 6)

$$c = 22,32 \text{ g/cc de muestra de PbS.}$$

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Según Tamayo 2016 p.45, el método utilizado es la observación empírica. De hecho, procesamos datos en condiciones relativamente controladas por los investigadores, especialmente porque podemos manipular variables. Este es un poderoso método de investigación científica. Puede utilizar páginas y etiquetas de registro de datos como herramientas.

Para recabar la información se utilizó los equipos y reactivos que están instalados en el laboratorio químico-metalúrgico de la Empresa Administradora Cerro S.A.C. que es como sigue:

Máquinas, Equipos y Materiales

- a. Chancadora de quijada.
- b. Chancadora de rodillos.
- b) Molino de bolas.
 - a. Hidrociclón
 - b. Celdas de flotación.
- c. Rot-up.
- d. Juego de tamices
- e. Balanzas electrónicas.

- f. Potenciómetro digital.
- g. Reactivos: colectores, reguladores, modificadores, depresores, espumantes.
- h. En la microscopía óptica se usó el microscopio de luz reflejada.

En la investigación del tratamiento de minerales sulfurados-sulfosales el Departamento de Geología reportó los siguientes datos del muestreo por mallas que ellos han realizado en la pared de los diferentes niveles de explotación Tabla 2 Muestras codificadas de mineral sulfurado de diversos niveles de explotación.

Compósito	Código	Peso kg	Compósito	Código	Peso kg	Compósito	Código	Peso kg
01	MS401	2,55	05	MS425	3,86	09	MS449	2,95
	MS402	3,68		MS426	4,24		MS450	3,15
	MS403	4,03		MS427	4,11		MS451	3,52
	MS404	3,83		MS428	4,57		MS452	3,53
	MS405	2,32		MS429	5,18		MS453	3,03
	MS406	2,79		MS430	4,17		MS454	2,81
02	MS407	2,99	06	MS431	4,48	10	MS455	2,92
	MS408	2,28		MS432	3,44		MS456	2,18
	MS409	3,46		MS433	3,85		MS457	3,34
	MS410	5,24		MS434	4,56		MS458	3,21
	MS411	3,28		MS435	3,53		MS459	3,44
	MS412	3,31		MS436	3,78		MS460	2,91
03	MS413	3,23	07	MS437	3,87	11	MS461	4,73
	MS414	3,95		MS438	4,22		MS462	4,21
	MS415	3,71		MS439	3,82		MS463	3,58
	MS416	4,32		MS440	3,65		MS464	3,28
	MS417	3,63		MS441	4,68		MS465	4,53
	MS418	3,49		MS442	2,80		MS466	4,07
04	MS419	3,49	08	MS443	3,36	12	MS467	4,42
	MS420	4,04		MS444	2,96		MS468	4,02
	MS421	1,99		MS445	3,28		MS469	3,82
	MS422	3,62		MS446	2,65		MS470	2,99
	MS423	3,94		MS447	2,59		MS471	3,33
	MS424	4,04		MS448	2,80		MS472	4,07

Nota: Departamento de Geología

3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

Los instrumentos para la investigación que hemos utilizado son equipos (Chancadoras, molinos, Ro-Tap, secador de muestras, balanza, etc), materiales (Probetas, espátulas, fiola, etc) y reactivos que se utilizó para la investigación todos ellos claramente operativos, el cual en su experimentación se ha tenido que recoger los datos para ser analizados e interpretados, cambiando de circuito, cambiando de

dosificación de reactivos se han obtenido nuevos resultados que fueron analizados e interpretados dando a conocer en cada paso en el presente informe. El trabajo de investigación realizada es validado por la Gerencia de Operaciones y es muy confiable porque se ha trabajado en las instalaciones de la Compañía. Se debe aclarar que los equipos y maquinarias que se tiene en el laboratorio químico metalúrgico que están instaladas no cuenta con la certificación de una empresa certificadora todos ellos son empleados para realizar los ensayos rutinarios que se hace en laboratorio.

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Las muestras recepcionadas han sido preparadas y separadas por una tara de un kilo para el análisis granulométrico y para la flotación previa molienda reportando cadauno de ellos en tablas y gráficas para mayor comprensión. Estas tablas se analizaron en prueba de hipótesis.

3.9. Tratamiento estadístico

En el trabajo de investigación se hizo uso de la estadística descriptiva para determinar T-Student, ecuación de la recta en el análisis granulométrico, y para la dosificación de reactivos se utilizó el promedio, estos datos son reflejados en prueba de hipótesis.

Tabla 3: Análisis de malla de los concentrados Bulk y Zinc a malla 400

Muestra	Tiempo	N ^o Mallas	Peso W(g)	%peso	%Ac(+)	%Ac(-)	%Pb	%Zn	%Cu	Ensayes	
										Ag Oz/t	%Fe
BULK	1 min.	+ m400	14,47	3,77	3,77	96,23	22,65	3,30	4,90	149,10	14,60
		-m400	37,26	9,70	13,46	86,54	15,50	4,95	4,65	165,92	8,25
	3 min.	+ m400	7,38	1,92	15,38	84,62	5,00	3,90	2,50	89,68	15,80
		-m400	26,51	6,90	22,28	77,72	3,40	4,50	1,10	46,17	7,15
	6 min.	+ m400	6,27	1,63	23,92	76,08	4,65	2,90	1,20	41,35	10,10
		-m400	24,84	6,47	30,38	69,62	0,75	2,85	0,42	20,45	3,80
ZINC	1 min.	+ m400	24,56	6,39	36,77	63,23	1,81	27,60	2,78	127,33	2,57
		-m400	31,26	8,14	44,91	55,09	0,42	14,60	0,37	15,88	2,64
	3 min.	+ m400	33,23	8,65	53,56	46,44	0,34	1,40	0,17	7,94	1,36
		-m400	60,53	15,75	69,31	30,69	0,10	0,50	0,05	1,19	1,21
	6 min.	+ m400	50,60	13,17	82,48	17,52	0,13	27,30	0,04	1,83	0,57
		-m400	67,30	17,52	100,00	0,00	0,05	13,20	0,03	0,45	0,73
Total			384,2	100,00							

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Se ha realizado un análisis de mallas para realizar un ensayo químico y determinar la presencia del cobre, plomo y zinc al concentrado bulk y concentrado zinc, si las partículas del mineral sulfurado tienen presencia en la malla 400 superior e inferior, en un tiempo de un minuto, tres minutos y seis minutos de flotación, estos resultados deben ser valorados para planear el proceso de flotación.

La prueba de t-Student empleara los intervalos de confianza. Para aplicar dicha teoría se tuvo en cuenta lo siguiente:

- Las muestras se obtuvieron de una población normal.
- La selección de la muestra se realizó en forma aleatoria.
- Las repeticiones son independientes entre sí.

Si no se cumplen estas condiciones, las conclusiones que se obtengan no serán válidas.

$$t = \frac{(\bar{x} - \mu)}{\frac{DS}{\sqrt{n}}}$$

Dónde:

t : Prueba t- Student.

n : Número de Datos.

μ : Valor referencial de media.

\bar{x} : Valor del Promedio.

DS : Desviación Estándar

Prueba de t-Student de dos muestras

La prueba de t-Student de dos muestras se utilizó cuando se desea comparar dos muestras, para encontrar si hay una diferencia significativa entre dichas muestras, debido a algún factor analizado. Para aplicar este modelo de t-Student las dos muestras deben tener una distribución normal, ser aleatorias e independientes. Las pruebas ya fueron realizadas y considerando igualdad de varianzas será el siguiente:

$$t = \frac{(\bar{x}_1 - \bar{x}_2)}{\sqrt{S^2 \left(\frac{1}{n_1} + \frac{1}{n_2} \right)}}$$

$$S_c^2 = \frac{(n_1 - 1)S_1^2 + (n_2 - 1)S_2^2}{n_1 + n_2 - 2}$$

Dónde:

t : Prueba t-Student.

n1, n2 : Número de Datos.

S1, S2 : Desviación Estándar.

\bar{x}_1, \bar{x}_2 : Valores del Promedio.

El valor teórico de t que se obtuvo se da a conocer en tablas, el cual se obtiene apartir de la distribución de t-Student para (n_1+n_2-2) grados de libertad.

Tabla 4: Resultado de la regresión Pb-Cu

Pb-Cu	
Resultado de la regresión	
Constante	0,61363672
Error típico de est Y	0,67984865
R cuadrado	0,89924968
Nº de observaciones	6
Grados de libertad	4
Coeficientes X	0,21343945
Error típico del coef	0,03572134
<u>t-student</u>	<u>5,97512409</u>

Nota: La tabla elaborada por el tesista, representa el resultado de regresión de Pb-Cu.

Los resultados reportan con diferencias no significativas. Por lo tanto, los resultados obtenidos son veraces al 95% de confianza.

Tabla 5: Resultado de la regresión Pb-Ag.

Pb-Ag			
		Resultado de la regresión	
Constante			29,9175644
Error típico de est Y			28,9780702
R cuadrado			0,81601425
Nº de observaciones			6
Grados de libertad			4
Coeficientes X		6,41315541	
Error típico del coef		1,52259709	
t-student		4,21198454	

Nota: Tabla elaborada por el tesista representa el resultado de regresión de Pb-Ag.

Tabla 6: Resultado de la regresión Pb-Zn

Pb-Zn			
		Resultado de la regresión	
Constante			3,54339841
Error típico de est Y			0,9465765
R cuadrado			0,04637828
Nº de observaciones			6
Grados de libertad			4
Coeficientes X		0,02193666	
Error típico del coef		0,04973605	
t-student		0,44106162	

Nota: Tabla elaborada por el tesista representa el resultado de regresión de Pb-Zn.

Tabla 7: Resultado de la regresión Pb-Fe

Pb-Fe	
Resultado de la regresión	
Constante	7,6842267 7
Error típico de est Y	4,4613715 4
R cuadrado	0,2375469 8
N° de observaciones	6
Grados de libertad	4
Coefficientes X	0,26168699
Error típico del coef	0,23441421
t-student	1,11634444

Nota: Tabla elaborada por el tesista representa el resultado de regresión de Pb-Fe.

Se ha realizado varias regresiones combinando los productos de concentrado para determinar el grado de confianza de los resultados.

3.10. Orientación ética filosófica y epistémica.

Los datos que se obtuvieron en el estudio han sido respetando escrupulosamente los valores éticos del investigador en la que se da fe de los ensayos obtenidos. Además, las referencias del marco teórico, se editaron respetando la autoría de los autores y/o investigadores.

CAPÍTULO IV

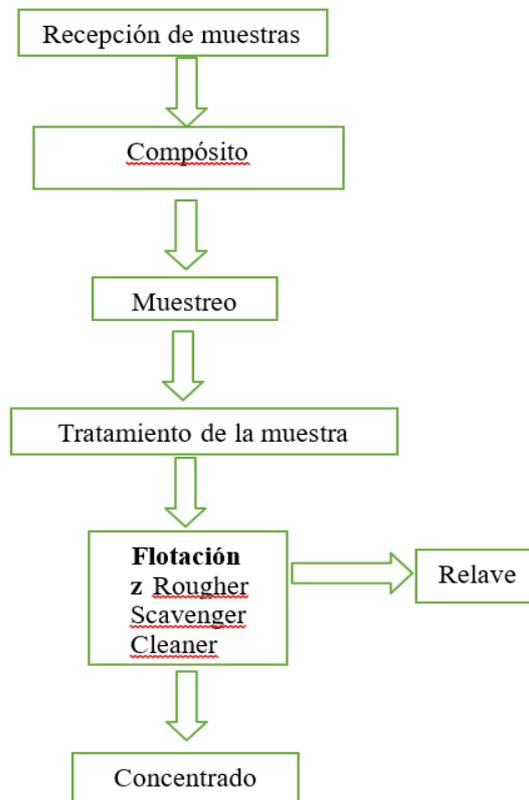
RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

La descripción del trabajo de campo se basa principalmente en describir el trabajo realizado para demostrar que el objetivo general que es realizar el tratamiento de mineral sulfurado para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C., para ello hemos recepcionado muestras del departamento de geología 72 muestras de mineral sulfurado de los cuales se ha tenido que hacer doce compósitos de 6 muestras cada uno, en un muestreo por conveniencia debido a que las muestras llegadas al laboratorio no han sido diarias sino de acuerdo a que se va explorando, dichas muestras han sido tratadas de acuerdo a un diagrama de flujos para garantizar una secuencia de cada compósito con un kilo de mineral y medio litro de agua para una molienda que nos dio con una densidad de 2 200 kg/l, con un 33 % de sólidos los cuales han sido descargados en una celda de flotación de 1 500 mililitros de capacidad agregando agua y reactivos controlando el pH a 6,8 casi neutro para la flotación de plomo y cobre que dichas espumas del rougher han sido recolectadas

en bandejas para llevar a una celda de medio litro de capacidad para hacer la flotación cleaner obteniendo el concentrado de plomo-cobre, con las colas del rougher de plomo se hizo una flotación de scavenger de plomo, donde las espumas son recolectadas en bandejas para ser alimentada a la segunda flotación de plomo-cobre, la cola del scavenger de plomo es cabeza de flotación zinc, donde las espumas del rougher pasan al cleaner para la obtención del concentrado de zinc, las colas del scavenger es el relave general. Las espumas del scavenger vuelven al sistema en la flotación de zinc. Se toma muestras en cada punto para ser analizado en el laboratorio químico para tener la ley de cabeza, contenido metálico y recuperación, con estos resultados elaboramos las tablas del balance metalúrgico que van a ser analizados en cuanto a la recuperación del mineral de interés para saber si se ha incrementado o no la recuperación del concentrado.

Figura 3: Diagrama de bloques del tratamiento del mineral sulfurado



Nota: Diagrama de bloque elaborado por el tesista

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

En la evaluación de la activación alta del zinc (1,374%) en la celda de flotación bulk y ver si se puede impedir esta activación hasta obtener un 5,5%, para enviar directamente a la separación y así las celdas consecutivas del circuito bulk (Rougher en segunda flotación y Scavenger más el circuito limpieza bulk) tendrán mayor capacidad para impedir el desplazamiento de plomo, cobre y plata al circuito zinc. Para llevar a cabo el proceso de evaluación al tratamiento de minerales sulfurados se ha tomado en cuenta el procedimiento de realizar las pruebas metalúrgicas:

- a) El mineral estudiado fue el mineral Blending o compuesto a razón de proporción de 70:30.
- b) Se realizó el muestreo respectivo de las espumas de la celda en la flotación Bulk, se hizo el cuarteo de la pulpa.
- c) A continuación, se deslama con la malla N° 400, donde el retenido de la malla es secado a una temperatura de 110 °C.
- d) Obteniendo la muestra seca a malla +400 se confeccionó la probeta llamada sección pulida, para ello se utilizó 10 gramos de muestra.
- e) Con el microscopio de luz reflejada (análisis de probetas opacos) se hace la observación para determinar las partículas libres, mixtas en forma cualitativa y se da el informe en forma cuantitativa.

Identificación de la muestra

La espuma de la celda Rougher Bulk en estudio, ensaya lo siguiente:

Tabla 8: Ensayo químico de la espuma del Rougher Bulk

Ensayo químico de espuma rougher bulk				
% Pb	% Zn	% Cu	Ag (Oz/t)	% Fe
39,18	13,74	5,27	202,32	11,72

Nota: Tabla elaborada por el tesista

La espuma de la celda Rougher Bulk ensayó 39,18% de plomo, 13,74% de zinc, 5,27% de cobre y 202,32 onzas de plata. Para nuestros propósitos la activación de zinc debe ser como mínimo 5,5%, tenemos 8 puntos arriba lo que significa que se va tener una buena recuperación.

4.2.1. Caracterización mineralógica de las espumas

Rougher bulk

Estudio de la Microscopia Cualitativa. El microscopio de luz reflejada nos permite determinar la presencia de las especies mineralógicas que están presentes en la probeta.

Tabla 9: Análisis de microscopía cualitativa de espuma rougher

Detalle	Abreviatura	Formula	Peso específico del mineral
Especies mayores			
Galena	<u>Gn</u>	<u>PbS</u>	7,4
Esfalerita	<u>Ef</u>	<u>ZnS</u>	4,1
Pirita	<u>Py Cp</u>	<u>FeS₂</u>	5,0
Calcopirita	<u>ef2</u>	<u>CuFeS₂</u>	4,2
Esfalerita del tipo 2		<u>ZnS,</u> <u>CuFeS₂</u>	4,1
Especies menores			
Gangas	<u>GGs</u>	variado	2,7
Esfalerita del tipo 5	<u>ef5</u>		
Sulfosal de plata	<u>SFAg</u>	<u>ZnS, SFAg</u>	4,1
		variado	4,2

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Se describe en forma resumida la espuma del rougher Bulk del análisis cualitativo y es como sigue:

- Los minerales de mayor presencia en esta muestra son galena, esfalerita, calcopirita, pirita y esfalerita de tipo 2.
- El zinc como esfalerita se encuentra en su mayoría libres y los mixtos presentes son en su mayoría con galena, calcopirita y sulfosal de plata.
- La esfalerita tipo 2 se presenta en forma de inclusiones de la calcopirita y se encuentran en su mayoría libres y como mixtos se encuentran con galena y calcopirita.
- El cobre que está presente como calcopirita (cobre primario) se encuentra en mayoría libres y en estado mixto se encuentra con galena, esfalerita y sulfosal de plata.
- El plomo que está presente como galena, el cual se encuentra en estado libre en mayor cantidad y en estado mixto se encuentra con la blenda, calcopirita, pirita y ganga.
- El hierro está presente como pirita, en su mayoría en estado libre, y los mixtos presentes son con galena, esfalerita, calcopirita, sulfosal de plata y ganga.

Figura 4: Microscopía a malla + 400 (37 μ) de las espumas Rougher bulk



Nota: Figura tomada por el tesista

En los círculos rojos se aprecian partículas libres de esfalerita, estas partículas evidencian la necesidad de incrementar depresor de esfalerita para evitar el desplazamiento hacia la etapa de separación. Completan a la vista partículas de calcopirita, galena, pirita y ganga.

Figura 5: Microscopía a malla + 400 (37 μ m) de las espumas Rougher bulk



Nota: Figura tomada por el tesista

En los círculos rojos se observan partículas libres de esfalerita, esfalerita tipo 2; estas partículas muestran a necesidad de incrementar depresor de esfalerita para evitar el desplazamiento de éstas hacia la etapa de separación y en el círculo verde se observa un mixto entre la esfalerita, galena y sulfosal de plata. Completan a la vista partículas de calcopirita, galena, pirita y gangas.

Figura 6: Microscopía a malla + 400 (37 μ) de las espumas Rougher bulk



Nota: Figura tomada por el tesista

En los círculos rojos se aprecia partículas libres de esfalerita; estas partículas afirman la necesidad de elevar la dosificación de depresor de esfalerita para evitar el desplazamiento hacia la etapa de separación. Completan a la vista partículas de calcopirita, galena y pirita.

Figura 7: Microscopía a malla + 400 (37 μ) de las espumas Rougher bulk



Nota: Figura tomada por el tesista

En los círculos rojos se aprecian partículas mixtas entre galena y esfalerita, esfalerita del tipo 2; estas partículas muestran la necesidad de obtener una molienda más fina para liberar la esfalerita luego ser deprimida, así evitar el desplazamiento hacia la etapa de separación. Completan a la vista partículas de calcopirita, galena y pirita.

Figura 8: Microscopía a malla + 400 (37 μ) de las espumas Rougher bulk



Nota: Figura tomada por el tesista

En los círculos rojos se aprecian partículas libres de esfalerita y mixtos entre esfalerita del tipo 2 con calcopirita; estas partículas justifican la necesidad de elevar la dosificación de depresor de esfalerita y una molienda más fina para liberar la esfalerita y ser deprimida, así evitar el desplazamiento hacia la etapa de separación, completan a la vista partículas de calcopirita, galena, pirita y ganga.

Análisis de la Microscopia Cuantitativa

El estudio de la microscopia cuantitativa nos permite caracterizar en forma morfológica a cada partícula mixta, este estudio nos ayuda a determinar en forma simultánea los porcentajes de área y periferia ocupado por cada una de la especie mineral que está presente; con los datos obtenidos se calcula el grado de liberación parcial promedio, que corresponde a cada mineral que está en el tipo de partícula mixta, de esta manera, resulta que el grado de liberación parcial es un indicador de reacción de cada especie mineral que se presenta en forma asociada. El grado de liberación parcial de la partícula mixta y de las que están libres se considera como 100 en forma ponderada del porcentaje que abunda nos permite hacer el cálculo del grado de liberación total (G. L.) para cada especie mineral, este cálculo que se realiza malla por malla es en ese sentido que el Grado de liberación resulta una expresión cuantificada sobre la variación de la liberación de una especie mineral de una malla a otra, en función al tamaño de grano.

En el conteo estadístico de la partícula mineral en el microscopio, son todas aquellas que ópticamente se presentan en forma transparente que han sido agrupada en la denominación de ganga.

Según el Dr. César Cánepa, el estudio de la microscopia cuantitativa se presenta en un sistema de grado de Liberación.

Tabla 10: Microscopía del sistema de grado de liberación en la espuma

rougher bulk

Particulares libres

	No. Part	%Vol	gn	cp	ef	ef2	ef5	SFAg	py	GGs
Gn	265	29.74	29.74							
			100		%Vol G.L					
Cp	128	14.37		14.37						
				100						
Ef	92	10.33			10.33					
					100					
ef2	41	4.60				4.60				
						100				
ef5	9	1.01					1.01			
							100			
SFAg	10	1.12						1.12		
								100		
Py	148	16.61							16.61	
									100	
GGs	14	1.57								1.57
										100
PARCIAL	707	79.35	29.74	14.37	10.33	4.60	1.01	1.12	16.61	1.57
PARTICULAS MIXTAS			gn	cp	ef	ef2	ef5	SFAg	py	GGs
gn/ef	47.00	5.27	1.90		3.38					
			15.54		43.31					
gn/ef2	28.00	3.14	1.04			2.10				
			14.75			47.25				
gn/py	14.00	1.57	0.75						0.82	
			26.61						31.61	
gn/cp	5.00	0.56	0.21	0.35						
			17.60	36.60						
cp/ef	13.00	1.46		0.63	0.83					
				19.69	34.31					
cp/SFAg	9.00	1.01		0.53				0.48		
				32.11				22.11		
cp/py	11.00	1.23		0.64					0.59	

				35.64					14.27	
ef/SFAG	1.00	0.11			0.03			0.08		
					9.00			49.00		
ef/py	6.00	0.67			0.31				0.36	
					19.25				31.75	
SFAG/py	15.00	1.68						0.66	1.02	
								18.70	45.03	
SFAG/GGs	4.00	0.45						0.36		0.09
								69.50		4.50
gn/cp/ef	2.00	0.22	0.09	0.03	0.10					
			18.00	3.00	15.75					
gn/py/GGs	9.00	1.01	0.21						0.17	0.63
			10.44						3.67	39.11
gn/ef/GGs	6.00	0.67	0.13		0.09					0.45
			9.50		2.33					18.67
cp/ef/SFAG	7.00	0.79		0.29	0.36			0.13		
				10.18	21.14			3.21		
SFAG/py/GGs	7.00	0.79						0.16	0.12	0.51
								3.71	3.29	43.71
% Volumen	891	100.00	34.08	16.84	15.43	6.70	1.01	3.00	19.70	3.24
Peso Especifico			7.4	4.2	4.2	4.2	4.2	4.2	5	2.7
% Peso			46.71	13.10	12.00	5.21	0.79	2.33	18.24	1.62
Grado de Liberacion			89.43	89.37	78.86	83.48	100.00	55.10	89.03	65.54
			gn	cp	ef	ef2	ef5	SFAG	py	GGs

Nota: Tabla elaborada por el tesista

4.2.2. Caracterización granulométrica

a) Grado de Liberación

El resumen del grado de liberación de las especies mineralógicas se presenta en la siguiente tabla.

Tabla 11: Resumen del grado de liberación en las espumas rougher bulk

Especies	Grado de liberación
gn	89,43
cp	89,37
ef	78,86
ef2	83,40
ef5	100,00
SFAg	55,10
py	89,03
GGs	65,54

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Respecto a la tabla anterior se puede comentar lo siguiente:

- La esfalerita y esfalerita tipo 2 se presenta en los valores de zinc que se encuentran con un grado de liberación G.L.= 78,86 y G.L.= 83,48 respectivamente lo cual evidencia una falta de depresión y un descuido operativo a corregir y mejorar, así evitar la activación de esfalerita en las espumas del rougher Bulk.
- El sulfuro de hierro (pirita), e insolubles presentes en las espumas son partículas suficientemente libres.
- Con grado de liberación mayor a 70 para todas las especies mineralógicas la selectividad de la flotación en la etapa Bulk permite mejorar, deprimiendo las esfaleritas y piritas.

b) Porcentaje en Volumen a % en Peso

El conteo de partículas bajo el microscopio expresa porcentaje en volumen para cada especie mineralógica, para establecer presencia comparativa de las mismas es necesario convertir este porcentaje en volumen a porcentaje en peso:

- Este cálculo se realiza utilizando el peso específico de las especies mineralógicas, encontrando un factor para cada una de ellas los mismos que son sumados y divididos entre 100 que proporciona el peso específico de la muestra total.
- Dividiendo cada factor entre la suma total y multiplicando por 100 obtenemos el porcentaje en peso de cada especie como se observa en la siguiente tabla de la última columna:

Tabla 12: Conversión de volumen a porcentaje en peso

Conversión de volumen a peso				
Especies	% Vol	P.e.	Factor	% Peso
gn	34,08	7,4	252,19	46,71
cp	16,84	4,2	70,71	13,10
ef	15,43	4,2	64,81	12,00
Ef2	6,70	4,2	27,14	5,21
Ef5	1,01	4,2	4,24	0,79
SFAg	3,00	4,2	12,59	2,33
Py	19,70	5,00	98,51	18,24
GGs	3,24	2,70	8,76	1,62
Total	100,00		539,95	100,00

Nota: Tabla elaborada por el tesista

El contenido en peso de cada especie mineralógica de la muestra se hace el siguiente comentario:

- Los valores de zinc indebidamente presentes en la espuma del rougher
- Bulk son esfalerita, esfalerita tipo 2 y esfalerita tipo 5 ambos suman $12,00 + 5,21 + 0,79 = 18\%$ en peso, por lo que los valores de zinc presentes en las

muestras son: $12,00 * 100 / 18 = 66,7$ % son esfaleritas, el 28,94 % es esfalerita tipo 2 y el 4,39 % es esfalerita tipo 5 (con finas inclusiones de sulfosal de plata).

- Los valores de cobre son calcopirita y representan en la espuma del rougher Bulk el 13,10 % en peso.
- Los valores de plata presentes en la espuma del rougher Bulk son sulfosales de plata que representan el 2,33 % en peso.
- Los valores de plomo son galena y representan en la espuma del rougher Bulk el 46,71% en peso de galena.
- El sulfuro de hierro presente en la espuma del rougher Bulk es pirita el cual representa el 18,24% en peso.
- La ganga representa en peso el 1,62 %.

c) Libres y Mixtos

El siguiente cuadro expresa las especies mineralógicas presentes en la espuma del rougher Bulk en forma de libres y mixtos.

Tabla 13: Especies mineralógicas libre y mixtos

Especies	% Vol libre	% Vol Total	Diferencia	% Libre	% Mixtos
<u>gn</u>	29,74	34,08	4,34	87,27	12,73
<u>cp</u>	14,37	16,84	2,47	85,33	14,67
<u>ef</u>	10,33	15,43	5,11	66,91	33,09
<u>ef2</u>	4,60	6,70	2,10	68,68	31,32
<u>ef5</u>	1,01	1,01	0,00	100,00	0,00
<u>SFAg</u>	1,12	3,00	1,87	37,45	62,55
<u>py</u>	16,61	19,70	3,09	84,31	15,69
<u>GGs</u>	1,57	3,24	1,67	48,44	51,56
	79,35				

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Las especies están mayormente libres, el 79,35 % de las especies observadas están libres y 20,65 % son mixtos; del total de esfaleritas presentes el

66,91 % son libres y 33,09 % son mixtas, de las esfaleritas tipo 2 presentes el 68,68 % son libres y 31,32 % son mixtos y la esfalerita tipo 5 son libres al 100 %.

Asociaciones más importantes

En la selección de los mixtos que se expresa en porcentaje de volumen representan $11,34 * 100 / 20,65 = 54,91$ % de los mixtos totales, representado en la siguiente tabla:

Tabla 14: Grado de liberación de los mixtos

Mixtos	% Vol	% Relativo	Grado de liberación de					
			gn	ef	ef2	cp	SFAg	GGs
gn/ef	5,27	46,53	15,54	43,31				
gn/ef2	3,14	27,72	14,75		47,25			
cp/ef	1,46	12,87		34,31		19,69		
cp/ef/SFAg	0,79	6,93		21,14		10,18	3,21	
gn/ef/GGs	0,67	5,94	9,50	2,33				
Total	11,34	100,00						18,67

Nota: Tabla elaborada por el tesista

De la tabla anterior que está referido a los mixtos se puede hacer el siguiente comentario:

- Con frecuencia se observa el mixto gn/ef (relativamente 46,53 %) pero el grado de liberación de ambas especies es mayor a 10, es importante señalar que no se trata de amarres muy íntimos, por el contrario, la liberación se mejora con un ajuste en la molienda.
- El segundo mixto importante presente es gn/ef2 (relativamente 27,72 %), entonces el grado de liberación de ambas especies es mayor que 10, es importante señalar que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se mejora con un ajuste en la molienda.

- El tercer mixto es entre cp/ef (relativamente 12,87 %), de igual manera el grado de liberación de ambas especies es mayor que 10, esto requiere una molienda más fina para ser liberados.
- El cuarto mixto es entre cp/ef/SFAG (relativamente 6,93 %), tenemos un grado de liberación de plata < 10 lo cual evidencia que está íntimamente ligados y se hace difícil su liberación total siendo posible el seguir asociada a la esfalerita o calcopirita.
- El quinto mixto es entre gn/ef /GGs (relativamente 5,94 %), siendo su grado de liberación de esfalerita y galena < 10 lo cual confirma que están íntimamente enlazados y se hace complicado su liberación total siendo posible el seguir agrupada a la ganga.

Tabla 15: Balance metalúrgico de los concentrados bulk y zinc

Datos	Ensaye Químico							Contenido Metálico					Distribución				
	Tiempo (min)	PESO	% Pb	% Zn	% Cu	Ag Oz/I	% Fe	Zn	Cu	Plata	Fe	% Pb	% Zn	% Cu	Ag Oz/I	% Fe	
PRODUCIO																	
Cabeza	0,0	2013,50	0,71	2,10	0,26	9,81	1,22	1433,88	4234,74	529,22	2458,83	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
Concentrado 01	1,0	58,72	17,65	4,40	4,70	161,13	10,0	1036,45	258,37	275,98	9461,28	72,28	6,10	52,15	47,89	24,00	
Relave 01	1,0	1954,78	0,20	2,03	0,13	5,27	0,96	397,47	3976,37	253,23	1868,69	27,72	93,90	47,85	52,11	76,00	
Concentrado 02	3,0	42,60	3,70	4,35	1,40	55,79	8,85	157,62	185,31	59,64	2376,56	10,99	4,38	11,27	12,03	15,33	
Relave 02	3,0	1912,18	0,13	1,98	0,10	4,14	0,78	239,85	3791,06	193,59	1491,68	16,73	89,52	36,58	40,08	60,67	
Concentrado 03	6,0	42,52	1,02	2,80	0,61	26,69	4,90	43,37	119,06	25,94	1134,78	3,02	2,81	4,90	5,74	8,47	
Relave 03	6,0	1869,66	0,11	1,96	0,09	3,63	0,69	196,48	3672,00	167,65	1283,33	13,70	86,71	31,68	34,33	52,19	
Concentrado 01	1,0	80,52	1,04	21,20	1,48	66,88	2,52	83,74	1707,02	119,17	202,91	5,84	40,31	22,52	27,26	8,25	
Relave 01	1,0	1789,14	0,06	1,10	0,03	0,78	0,60	112,74	1964,98	48,48	1080,42	7,86	46,40	9,16	7,07	43,94	
Concentrado 02	3,0	117,19	0,08	15,00	0,03	1,06	0,66	9,38	1757,85	3,52	77,35	0,65	41,51	0,66	0,63	3,15	
Relave 02	3,0	1671,95	0,06	0,12	0,03	0,76	0,60	103,36	207,13	44,97	1272,47	7,28	4,89	8,50	6,44	40,79	
Concentrado 03	6,0	164,71	0,17	0,80	0,09	3,31	1,24	28,00	131,77	14,82	545,50	1,95	3,11	2,80	2,76	8,31	
Relave final	6,0	1507,24	0,05	0,05	0,02	0,48	0,53	75,36	75,36	30,14	726,96	5,26	1,78	5,70	3,68	32,49	

Nota: Tabla elaborada por el tesista

En el balance metalúrgico de los concentrados bulk y zinc, se observa una recuperación del 72,28 % de plomo con 52,15 % de cobre, 47,89 % de plata en el concentrado 1, también se observa que en el concentrado 2 y 3 baja significativamente la recuperación de plomo. Así mismo se observa que el zinc en el relave 3 se tiene 86,71 % lo que indica que se encuentra deprimido y que en el concentrado 1 y 2 se tiene una recuperación de 40,31 %, 41,51 % de zinc, en el relave 1 se nota un 46,40 % de zinc, el cual será recuperado en el concentrado 1 en las celdas rougher zinc.

Tabla 16: Balance metalúrgico por etapas de los concentrados

Producto	Tiempo	Recuperación por etapas				
		Pb	Zn	Cu	Ag	Fe
Cabeza	0	0	0	0	0	0
Concentrado 1	1	72,28	6,10	52,15	47,89	24,00
	3	10,99	4,38	11,27	12,03	15,33
Concentrado 2	10	3,02	2,81	4,90	5,74	8,47
Concentrado 3						

Nota: Tabla elaborada por el tesista

En la tabla, se ha realizado la flotación por etapas para la obtención de concentrado teniendo como variable el tiempo, se puede observar que el Plomo presenta 72,28 % en el concentrado 1 y en los concentrados 2 y 3 baja el porcentaje de recuperación. La presencia del cobre y la plata en los concentrados 1 se nota una buena recuperación que es del 52,15 %, 47,89 % respectivamente y en los concentrados 2 y 3 baja su recuperación.

Tabla 17: Balance metalúrgico por etapas de los concentrados

Producto	Tiempo	Recuperación acumulada				
		Pb	Zn	Cu	Ag	Fe
Cabeza	0	0	0	0	0	0
Concentrado 1	1	72,28	6,10	52,15	47,89	24,00
	3	83,27	10,48	63,42	59,92	39,33
Concentrado 2	10	86,30	13,29	68,32	65,67	47,81
Concentrado 3						

Nota: Tabla elaborada por el tesista

En la tabla 17, se observa la recuperación la recuperación acumulada en los tres procesos de flotación tomando en cuenta el tiempo de flotación encontrándose un 86,30 % de plomo, 68,32 % de cobre y 65,67 % de plata.

4.2.3. Factor metalúrgico

Cuando se hace la investigación por flotación a nivel laboratorio, se analiza en función a respuesta, es hacer la evaluación de las recuperaciones del concentrado, esto no es correcto ya que se logra altas recuperaciones con un grado de concentrado bajo, este resultado no es el mejor evento de lo que se quiere lograr; en la metalurgia del proceso se desea lograr mejores recuperaciones, con el mejor grado de concentrado, que es conocido como óptimo.

El factor metalúrgico (FM) obtenemos con la **multiplicación de Grado por la Recuperación y dividido entre la ley de Cabeza**; a mayor FM, mejor flotación es lo que ocurre; este nuevo concepto resulta en dividir entre la ley de cabeza, el FM se incrementa porque hay una recompensa en las operaciones de baja ley en la cabeza, que demandan un mayor esfuerzo en las plantas de beneficio de minerales.

Tabla 18: Factor metalúrgico de los concentrados

FACTOR METALÚRGICO											
Producto	Tiempo	Plomo		Zinc		Cobre		Plata		Fierro	
		FMET	Acum	FMET	Acum	FMET	Acum	FMET	Acum	FMET	Acum
Concentrado 1	1	1791	1791	13	13	933	933	787	787	198	198
Concentrado 2	3	57	1849	9	22	60	993	68	855	111	309
Concentrado 3	10	4	1853	4	26	11	1004	16	871	34	343

Nota: Tabla elaborada por el tesista

En la tabla 18, se ha determinado el factor metalúrgico, de cada elemento en estudio encontrándose que todos tienen un mayor factor metalúrgico en el concentrado 1 lo que significa que se tiene una buena flotación.

4.2.4. Cinética de flotación

Está caracteriza por la dependencia de la extracción del mineral de interés en el concentrado R en el tiempo t.

$$R = f * (t)$$

Tabla 19: Cinética de flotación bulk del mineral sulfurado

CINÉTICA DE FLOTACIÓN BULK											
Muestra	Peso	Leyes					Distribución				
		%Pb	%Zn	% Cu	Ag Oz/t	% Fe	% Pb	% Zn	% Cu	% Ag	% Fe
Cabeza	2013,50	0,71	2,10	0,26	9,81	1,22	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Cc Bulk 1	58,72	17,65	4,40	4,70	161,13	10,05	72,28	6,10	52,15	47,89	24,00
Rve Bulk 1	1954,78	0,20	2,03	0,13	5,27	0,96					
Cc Bulk 2	42,60	3,70	4,35	1,40	55,79	8,85	10,99	4,38	11,27	12,03	15,33
Rve Bulk 2	1912,18	0,13	1,98	0,10	4,14	0,78					
Cc Bulk 3	42,52	1,02	2,80	0,61	26,69	4,90	3,02	2,81	4,90	5,74	8,47
Rve Bulk	1869,66	0,11	1,96	0,09	3,63	0,69	13,70	86,71	31,68	34,33	52,19
Recuperación total de sulfuros en el bulk							86,30	13,29	68,32	65,67	47,81

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Tabla 20: Cinética de flotación Zinc del mineral sulfurado

CINÉTICA DE FLOTACIÓN ZINC											
Muestra	Peso	Leyes					Distribución				
		%Pb	%Zn	% Cu	Ag Oz/t	% Fe	% Pb	% Zn	% Cu	% Ag	% Fe
Cabeza							100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Cc Zinc 1	80,52	1,04	21,20	1,48	66,88	2,52	5,84	40,31	22,52	27,26	8,25
Rve Zinc 1	1789,14	0,06	1,10	0,03	0,78	0,60					
Cc Zinc 2	117,19	0,08	15,00	0,03	1,06	0,66	0,65	41,51	0,66	0,63	3,15
Rve Zinc 2	1671,95	0,06	0,12	0,03	0,76	0,60					
Cc Zinc 3	164,71	0,17	0,80	0,09	3,31	1,24	1,95	3,11	2,80	2,76	8,31
Rve Zinc	1507,24	0,05	0,05	0,02	0,48	0,53	5,26	1,78	5,70	3,68	32,49
Recuperación total de sulfuros en el Zinc							8,45	84,93	25,98	30,65	19,70

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Al realizar la cinética de flotación encontramos que, si se puede obtener buena recuperación de plomo en bulk y zinc, para luego realizar a la separación por elementos en bulk, la recuperación total en bulk es del 86,30 % en plomo, 68,32 % en cobre y 65,67 % en plata, mientras que en el zinc tenemos una recuperación total equivalente a 84,93 %.

4.3. Prueba de hipótesis

4.3.1. Análisis granulométrico (moliendabilidad)

Que, de acuerdo con la primera formulación específica del problema, objetivo e hipótesis, se ha determinado el tiempo de molienda, del mineral sulfuro – sulfosales donde se realizaron cuatro moliendas a diferentes tiempos (5, 10, 15 y 20 minutos), los productos obtenidos fueron analizados granulométricamente para la elaboración de la curva de moliendabilidad. Las pruebas de molienda se realizaron en un molino de bolas estándar de laboratorio de 6,5” x 9”, a un porcentaje de sólidos de 66,5 %. Siendo las condiciones de operación las siguientes:

- 1 kg de mineral sulfuro - sulfosales
- 500 mililitros de agua
- Tiempo de molienda: 5, 10, 15 y 20 minutos.
- 11 kg de bolas (68% de 1” Ø y 32% de 1.5” Ø)

Los resultados de los porcentajes de mallas y el P80 para cada prueba se presentan a continuación:

Tabla 21: Análisis granulométrico del tiempo de molienda del mineral sulfurado – sulfosales

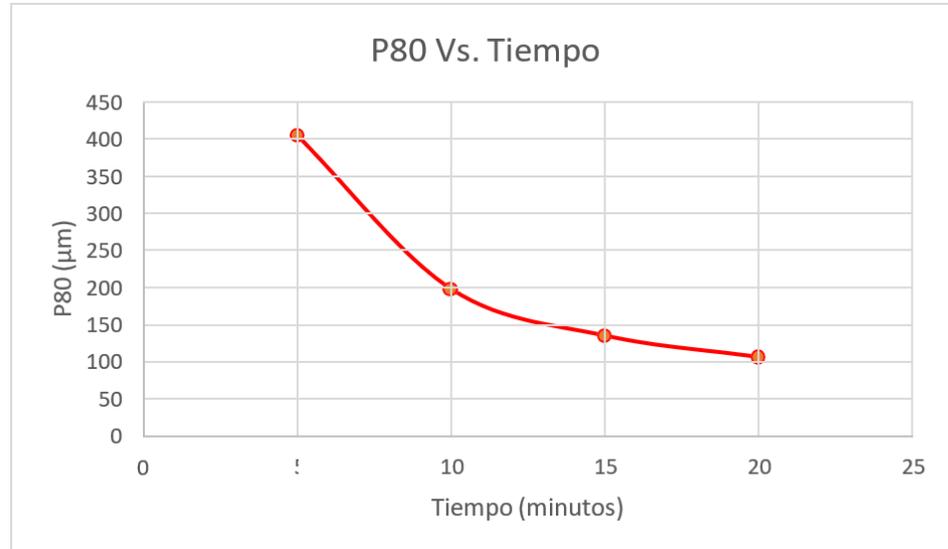
Tiempo minutos	% -m 100 (150 µm)	% -m 200 (74 µm)	% -m 400 (38 µm)	P80 (µm)
5	47,5	31,4	20,9	405
10	68,7	44,5	28,8	198
15	85,8	56,4	36,1	135
20	92,3	66,1	40,9	106

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Con los valores de la tabla anterior se elabora una curva de molienda, con la cual se determina el tiempo de molienda necesario a las condiciones

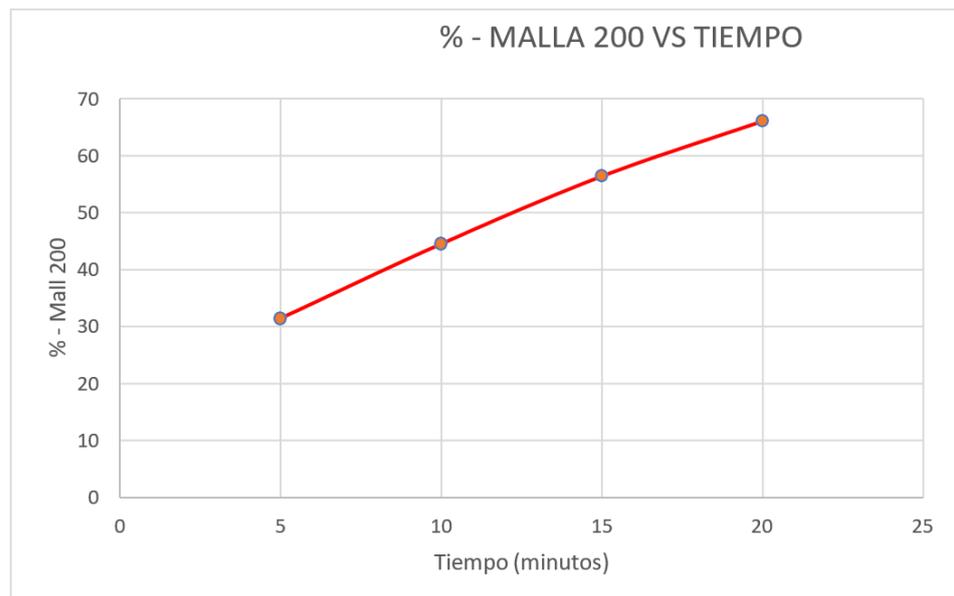
especificadas para la prueba, luego se obtiene un producto P80 correspondiente a los valores de malla 200.

Figura 9: Curva de moliendabilidad, P80 vs Tiempo (μm)



Nota: Figura elaborada por el tesista

Figura 10: Curva de moliendabilidad %-m200 Vs Tiempo (minutos)



Nota: Figura elaborada por el tesista

En las figuras 9 y 10 se aprecia el tamaño de partícula en función al tiempo.

Tabla 22: Tiempo calculado en 10 minutos para la malla menos 200 se tiene 120 micrones en P80.

Porcentaje menos malla 200, Tiempo, P80		
- Malla200 %	Tiempo (minutos)	P80 (µm)
50	5	160
60	10	120
65	15	107
70	20	95

Nota: Tabla elaborada por el autor

INTERPRETACIÓN:

En las tablas 23 se muestra que el tamaño de partícula a los 10 minutos de molienda se tiene un 44,5 % de malla – 200, y un P80 de 198 micrones, reajustando la molienda se presenta la tabla 23 donde a los 10 minutos se tiene un 60 % de malla menos 200 y un P80 de 120 micrones.

4.3.2. Cinética de flotación batch

Se llevó a cabo la flotación en Bach a nivel de laboratorio con la dosificación de reactivos a condiciones de prueba de la cinética de flotación.

Tabla 23: La prueba cinética de flotación batch - esquema estándar

Etapas	Tiempo	pH	Dosificación de reactivos (g/t)						
			ZnSO₄	Complejo	CuSO₄	Z-11	AP3418	AP3894	MIBC
Molienda	17,28								
Acondicionamiento <u>bulk</u>	2	8,7	350	80		40	36,8		30
<u>Rougher 1</u>	1								
<u>Rougher 2</u>	3								
<u>Rougher 3</u>	6								
Acondicionamiento Zinc	2	12,4			350	30		27	30
<u>Rougher 1</u>	1								
<u>Rougher 2</u>	3								
<u>Rougher 3</u>	6								

Nota: Tabla elaborada por el tesista

El sulfato de zinc, el sulfato de cobre fue preparados al 1 %; el xantato isopropílico de sodio (Z-11) al 1% y los colectores secundarios como AP3418 y AP-3894 se dosificaron puros, así como también el espumante Metil isobutil carbinol (MIBC), el pH fue ajustado con CaO en sólido, y el complejo fue preparado con sulfato de zinc más cianuro de sodio a razón de 4:1 respectivamente.

Análisis químico de cabeza y cinética de flotación del mineral sulfurado - sulfosal presenta la siguiente cinética bulk.

Tabla 24: Cinética de flotación bulk

CINÉTICA DE FLOTACIÓN BULK											
Muestra	Peso	Leyes					Distribución				
		%Pb	%Zn	% Cu	Ag Oz/t	% Fe	% Pb	% Zn	% Cu	% Ag	% Fe
Cabeza	2013,50	0,71	2,10	0,26	9,81	1,22	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
<u>Cc Bulk 1</u>	58,72	17,65	4,40	4,70	161,13	10,05	72,28	6,10	52,15	47,89	24,00
<u>Rve Bulk 1</u>	1954,78	0,20	2,03	0,13	5,27	0,96					
<u>Cc Bulk 2</u>	42,60	3,70	4,35	1,40	55,79	8,85	10,99	4,38	11,27	12,03	15,33
<u>Rve Bulk 2</u>	1912,18	0,13	1,98	0,10	4,14	0,78					
<u>Cc Bulk 3</u>	42,52	1,02	2,80	0,61	26,69	4,90	3,02	2,81	4,90	5,74	8,47
<u>Rve Bulk</u>	1869,66	0,11	1,96	0,09	3,63	0,69	13,70	86,71	31,68	34,33	52,19
Recuperación total de sulfuros en el bulk							86,30	13,29	68,32	65,67	47,81

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Tabla 25: Cinética de flotación Zinc

CINÉTICA DE FLOTACIÓN ZINC											
Muestra	Peso	Leyes					Distribución				
		%Pb	%Zn	% Cu	Ag Oz/t	% Fe	% Pb	% Zn	% Cu	% Ag	% Fe
Cabeza							100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
<u>Cc Zinc 1</u>	80,52	1,04	21,20	1,48	66,88	2,52	5,84	40,31	22,52	27,26	8,25
<u>Rve Zinc 1</u>	1789,14	0,06	1,10	0,03	0,78	0,60					
<u>Cc Zinc 2</u>	117,19	0,08	15,00	0,03	1,06	0,66	0,65	41,51	0,66	0,63	3,15
<u>Rve Zinc 2</u>	1671,95	0,06	0,12	0,03	0,76	0,60					
<u>Cc Zinc 3</u>	164,71	0,17	0,80	0,09	3,31	1,24	1,95	3,11	2,80	2,76	8,31
<u>Rve Zinc</u>	1507,24	0,05	0,05	0,02	0,48	0,53	5,26	1,78	5,70	3,68	32,49
Recuperación total de sulfuros en el Zinc							8,45	84,93	25,98	30,65	19,70

Nota: Tabla elaborada por el tesista

La cinética de flotación total del mineral sulfurado-sulfosal muestra una metalurgia muy favorable, de los datos anteriores observamos que en gran

porcentaje son sulfuros la cual permiten su flotabilidad y así obtener una buena metalurgia.

Con respecto a la plata, se obtuvo una recuperación de 96,32% sumando la recuperación en el bulk (65,67%) más la recuperación en el zinc (30,65%).

Todos los metales mencionados tienen una buena cinética de flotación, esto ayuda a evitar el desplazamiento de las especies valiosas al relave, si hay un buen control.

4.3.3. Regresión lineal entre elementos

En la múltiple regresión lineal, la ecuación por mínimos cuadrados está dada por: $Y = XB + \epsilon$.

Donde: $B = (X^T X)^{-1} X^T Y$ (Dunn, 2018).

En el caso que se tenga una sola variable respuesta, $M = 1$, ejemplo, y considerando una base de datos grande y compleja, por lo general, las columnas X presentan algún tipo de correlación (colinealidad entre variables), pudiendo aparecer problemas a la hora de calcular $(X^T X)^{-1}$, para obtener los coeficientes de regresión.

Tabla 26: Leyes para la regresión entre los elementos flotación bulk

Concentrados		% Pb	% Zn	% Cu	Ag Oz/t	% Fe
1 min	+400 m	22,65	3,30	4,90	149,10	14,60
	-400 m	15,50	4,95	4,65	165,92	8,25
3 min	+400 m	5,00	3,90	2,50	89,68	15,80
	-400 m	3,40	4,50	1,10	46,17	7,15
7 min	+400 m	4,65	2,90	1,20	41,35	10,10
	-400 m	0,75	2,85	0,42	20,45	3,80

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Tabla 27: Leyes para la regresión entre los elementos flotación zinc

Concentrados		% Pb	% Zn	% Cu	Ag Oz/t	% Fe
1 min	+400 m	1,81	27,60	2,78	127,33	2,57
	-400 m	0,42	34,60	0,37	15,88	2,64
3 min	+400 m	0,34	1,40	0,17	7,94	1,36
	-400 m	0,10	0,50	0,05	1,19	1,21
7 min	+400 m	0,13	27,30	0,04	1,83	0,57
	-400 m	0,05	13,20	0,03	0,45	0,73

Nota: Tabla elaborada por el tesista

En la tabla anterior se observa los ensayos químicos de cada fracción retenida y pasante, los mismos son agrupados en un solo set de datos y serán analizados por regresión lineal entre pares de elementos.

Tabla 28: Regresión entre los elementos químicos

Regresión para el bulk			Regresión para el zinc		
Elementos	Correlación	t-student	Elementos	Correlación	t-student
Plomo-Cobre	0,899	5,975	Plomo-Cobre	0,987	17,340
Plomo-Zinc	0,046	0,441	Plomo-Zinc	0,270	1,215
Plomo-Hierro	0,238	1,116	Plomo-Hierro	0,510	2,042
Plomo-Plata	0,816	4,212	Plomo-Plata	0,988	18,010
Cobre-Zinc	0,170	0,905	Cobre-Zinc	0,300	1,309
Cobre-Hierro	0,301	1,313	Cobre-Hierro	0,446	1,793
Cobre-Plata	0,981	14,377	Cobre-Plata	1,000	181,051
Zinc-Hierro	0,000	0,005	Zinc-Hierro	0,030	0,350
Zinc-Plata	0,266	1,204	Zinc-Plata	0,302	1,316
Hierro-Plata	0,248	1,147	Hierro-Plata	0,440	1,775

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Los comentarios con respecto a las regresiones son:

Las especies en mayor proporción se encuentran libres.

En el bulk se observa entrelazamientos de plomo con cobre lo que indica que durante el procesamiento habrá un porcentaje que tenga una dificultad para su separación.

En el Zinc. Los porcentajes bajos de plomo, cobre y plata que fueron desplazados del circuito bulk hacia el zinc indican que un porcentaje de plata

pueden ser desplazado al relave general ya que se encuentran con plomo formando partículas de tamaño no flotable.

4.3.4. Caracterización mineralógica del mineral sulfurado-sulfosal

Microscopia Cualitativa

Tabla 29: Análisis bajo el microscopio de luz reflejada especies mineralógicas

Nombre	Abreviaturas	Fórmula química	Peso específico
Especies mayores			
Galena	<u>gn</u>	<u>PbS</u>	7,4,
Esfalerita	<u>ef</u>	<u>ZnS</u>	4,2
Sulfosal de Plata	<u>SFAg</u>	<u>Sb₃S₃</u>	4,2
Especies menores			
Calcopirita	<u>cp py</u>	<u>CuFeS₂</u>	4,2
Pirita		<u>FeS₂</u>	5,0
Especies escasas			
Gangas	<u>GGs</u>	variado	2,7

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Una descripción detallada del mineral sulfurado-sulfosal es como sigue:

Las especies de mayor presencia son esfalerita, sulfosales de plata y galena.

El plomo se encuentra como galena, en mayor proporción se encuentra libre.

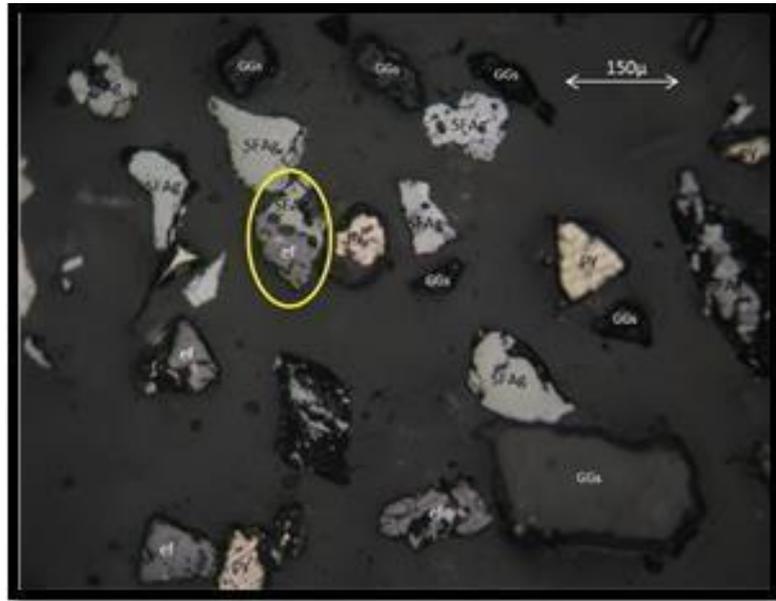
El zinc se encuentra como esfalerita, se observa libre en mayor proporción y mixtos poca cantidad.

El cobre se encuentra como cobre gris formando la especie de sulfosal de plata –cobre. Poca cantidad se encuentra como calcopirita.

La plata se encuentra como sulfosales.

El hierro se encuentra como pirita.

Figura 11: Microscopía de concentrado bulk a un minuto de flotación en malla +400



Nota: Figura elaborada por el tesista

En el círculo amarillo se observa un mixto de sulfosal de plata con la esfalerita, se mira partículas de sulfosales de pirita casi en su totalidad libres, partículas de pirita totalmente libres.

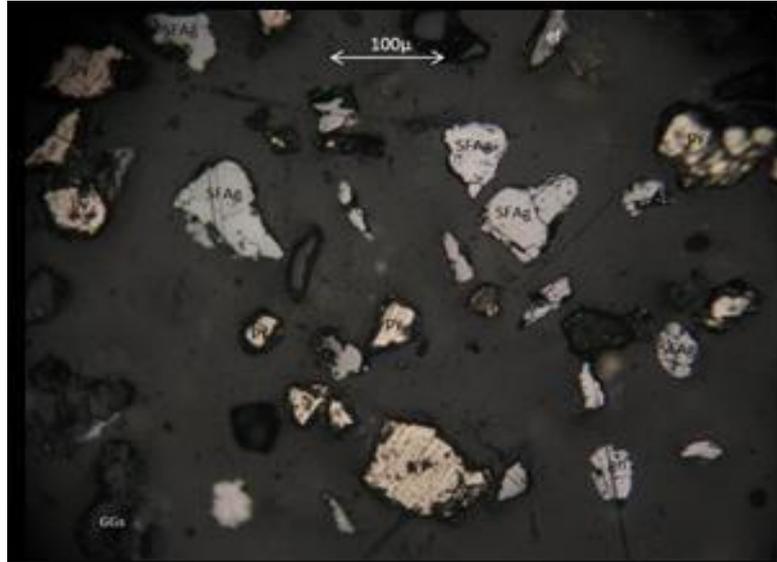
Figura 12: Microscopía de concentrado bulk a un minuto de flotación en malla +400



Nota: Figura elaborada por el tesista

En la figura anterior observamos en el círculo amarillo un mixto de sulfosal de plata, esfalerita y ganga, cabe mencionar que la vista contiene partículas libres casi en su totalidad.

Figura 13: Microscopía de concentrado bulk a un minuto de flotación en malla +400



Nota: Tabla elaborada por el tesista

En esta figura observamos partículas de sulfosales de plata completamente libres y partículas de pirita más partículas de ganga.

Figura 14: Microscopía de concentrado zinc a un minuto de flotación en malla +400



Nota: Tabla elaborada por el tesista

En la figura observamos partículas de esfaleritas, sulfosales de plata, gangas todas completamente libres.

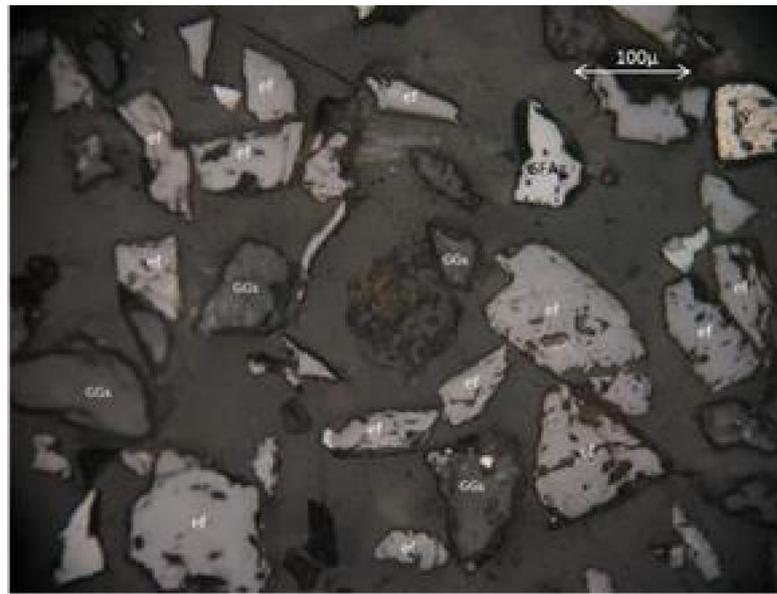
Figura 15: Microscopía de concentrado zinc a un minuto de flotación en malla +400



Nota: Figura elaborada por el tesista

En la figura observamos partículas de esfalerita, sulfosales de plata, piritas y de gangas pero todas completamente libres, esta vista es reincidente.

Figura 16: Microscopía de concentrado zinc a un minuto de flotación en malla +400



Nota: Figura elaborada por el tesista

En la figura presenta la misma tendencia de partículas de esfalerita, piritas, sulfosales y gangas completamente libres.

Análisis de la Microscopia Cuantitativa

En el análisis cuantitativa de la especie mineral se realizó con el sistema de grado de liberación que está considerado el área y el perímetro de la partícula de mineral presente, se confecciona una tabla típica que viene ser un resumen de partículas libres y mixtas.

La tabla determina la presencia del porcentaje en peso de cada una de la especie mineral y el grado de liberación.

Tabla 30: Análisis microscópico cuantitativo del concentrado bulk en el primer minuto.

	<u>gn</u>	<u>cp</u>	<u>ef</u>	<u>SFAg</u>	<u>py</u>	<u>GGs</u>
% Volumen	12,50	1,10	7,00	45,59	11,15	22,66
Peso específico	7,40	4,20	4,20	4,20	5,00	2,70
% Peso	21,27	1,06	6,76	44,08	12,82	14,07
Grado de Liberación	97,07	72,42	89,69	97,04	100,00	100,00

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Tabla 31: Análisis microscópico cuantitativo del concentrado zinc en el primer minuto.

	<u>gn</u>	<u>cp</u>	<u>ef</u>	<u>SFAg</u>	<u>py</u>	<u>GGs</u>
% Volumen	2,55	1,47	32,84	22,95	4,01	35,19
Peso específico	7,40	4,20	4,20	4,20	5,00	2,70
% Peso	4,98	2,74	36,43	25,46	5,30	25,09
Grado de Liberación	87,07	100,00	97,31	94,82	100,00	100,00

Nota: Tabla elaborada por el tesista

Los comentarios del análisis microscópico cuantitativo del mineral sulfurado - sulfosal referido a cada especie mineralógica son:

El peso específico del mineral sulfurado-sulfosales en el concentrado bulk primer minuto es 4,35 y en el concentrado de zinc del primer minuto es 3,79 determinado por microscopía cuantitativa.

Sobre el grado de liberación de la especie del mineral sulfurado-sulfosal podemos mencionar:

Para el concentrado bulk: El grado de liberación del sulfosal de plata es 97,04%, de la galena (97,07%), de la esfalerita (89,69%), de la calcopirita (72,42%) esto indica, que se encuentran suficientemente libres para su flotación (las especies son flotables cuando tienen un grado de Liberación mayor a 70).

Para el concentrado de zinc: El grado de liberación del sulfosal de plata es 94,82%, de la galena (87,07%), de la esfalerita (97,31%), de la calcopirita (100 %) esto indica, de igual manera que se encuentran suficientemente libres para su metalurgia.

El porcentaje en peso es como sigue:

Para el concentrado bulk. del peso total de la muestra el 21,27 % representa la galena. El 6,76 % representa la esfalerita, el 44,03 % representan el sulfosal de plata, Estas especies importantes totalizan 72,06 0% de la muestra.

Para el concentrado zinc. del peso total de la muestra el 4,98 % representa la galena. El 36,47 % representa la esfalerita, el 25,46 % representan el sulfosal de plata, Estas especies importantes totalizan 66,91% de la muestra.

Las especies menores observadas representan:

Para el concentrado bulk. Representa el 27,94 %. Entre las especies que destacan están: calcopirita con 1,06 %; pirita 12,82 % y gangas con 14,07 %. Para el concentrado de zinc. Representa el 33,09 %. Entre las especies que destacan están: calcopirita con 2,74 %; pirita 5,30 % y gangas con 25,09 %.

Especies mixtas:

Para el concentrado bulk. Del total de las especies, el 96,04 % se encuentran libres y el 3,96 % se encuentran como mixtos.

Para el concentrado de zinc. Del total de las especies, el 96,60 % se encuentran libres y el 3,40 % se encuentran como mixtos.

4.4. Discusión de resultados

Para la demostración de las hipótesis específicas se realizó pruebas de moliendabilidad tomando en cuenta el tamaño de partículas a malla menos 200 versus el tiempo, para ser valoradas de acuerdo con el porcentaje y el tamaño promedio a un P80. Dándose a conocer que a 10 minutos se tiene un 60 % y un P80 de 120 micrones, que está representado en la tabla 23, asimismo se ha realizado un análisis minerográfico cualitativo y cuantitativo a malla menos 400 para observar la liberación de las partículas mineralizadas de plomo, zinc y sulfosales, que se representan en las tablas y gráficos en la prueba de hipótesis.

La hipótesis planteada para el tratamiento del mineral sulfurado se han realizado las pruebas metalúrgicas para obtener las mejores calidades y recuperaciones de las especies como son galena, esfalerita, sulfosales de plata-cobre y sulfosales de plata - plomo contenidas en el mineral Sulfurado-sulfosal mediante la prueba completa de flotación abierta.

El mineral sulfurado-sulfosal es una mena con alta ley de plata, anteriormente se realizó su caracterización y dio como resultado buenas recuperaciones, en el laboratorio de investigaciones metalúrgicas de la Empresa Administradora Cerro S.A.C.

El mineral sulfurado-sulfosal fue preparado mecánicamente hasta obtener todo el mineral al 100 % -m10, con este mineral se hizo las pruebas de flotación

obteniendo productos como: medios, relaves de limpieza, Scavenger, relave general y tres concentrados de cobre y plomo y zinc. Y para ello se ha diseñado siete pruebas que a continuación se detalla:

- **La primera prueba**, la flotación se realizó a un pH de 7,43 utilizando como colectores xantato Z-11, AP-3894, Ap-3418, como depresores cianuro de sodio en complejo con sulfato de zinc a una proporción 1:4 respectivamente y Meta bisulfito de sodio, metil isobutil carbinol MIBC como espumante en el rougher, en la separación se flotó cobre y se deprimió plomo, donde se utilizó complejo constituido por 60% de bicromato, 20% de CMC, 20% de fosfato monosódico.
- **La segunda prueba**, la flotación se realizó a un pH de 7,43 utilizando como colectores xantato Z-11, AP-3894, Ap-3418, como depresores cianuro de sodio en complejo con sulfato de zinc a una proporción 1:4 respectivamente y Meta bisulfito de sodio, metil isobutil carbinol MIBC como espumante en el rougher, en la separación se flotó cobre y se deprimió plomo, donde se utilizó complejo constituido por 60% de bicromato, 20% de CMC, 20% de fosfato monosódico.
- **La tercera prueba**, la flotación se realizó utilizando como colectores xantato Z-11, AP-3894, Ap-3418, como depresores cianuro de sodio en complejo con sulfato de zinc a una proporción 1:4 respectivamente y Meta bisulfito de sodio, metil isobutil carbinol MIBC como espumante en el rougher, en la separación se flotó cobre y se deprimió plomo, donde se utilizó complejo constituido por 60% de bicromato, 20% de CMC, 20% de fosfato monosódico. A diferencia de las pruebas N° 2 se utilizó mayor cantidad de sulfato de zinc en el rougher Bulk.

- **La cuarta prueba,** la flotación se realizó utilizando como colectores xantato Z11, AP-3894, Ap-3418, como depresores cianuro de sodio en complejo con sulfato de zinc a una proporción 1:4 respectivamente y Metabisulfito de sodio, metil isobutil carbinol MIBC como espumante en el rougher, en la separación se flotó cobre y se deprimió plomo, donde se utilizó complejo constituido por 60% de bicromato, 20% de CMC, 20% de fosfato monosódico.
- **La quinta prueba,** la flotación se realizó utilizando como colectores xantato Z11, AP-3894, Ap-3418, como depresores cianuro de sodio en complejo con sulfato de zinc a una proporción 1:4 respectivamente y Meta bisulfito de sodio, metil isobutil carbinol MIBC como espumante en el rougher, en la separación se flotó cobre y ser deprimió plomo, donde se utilizó complejo constituido por 60% de bicromato, 20% de CMC, 20% de fosfato monosódico.
- **La Sexta prueba,** la flotación se realizó a un pH de 11,50 en el circuito Bulk, utilizando como colectores xantato Z-11, AP-3894, AP-3418, como depresores cianuro de sodio en complejo con sulfato de zinc a una proporción 1:4 respectivamente y Meta bisulfito de sodio, metil isobutil carbinol MIBC como espumante en el rougher, en la separación se flotó cobre y se deprimió plomo, donde se utilizó complejo constituido por 60% de bicromato, 20% de CMC, 20% de fosfato monosódico.
- **La Séptima prueba,** la flotación se realizó utilizando como colectores xantato Z-11, AP-3894, Ap-3418, como depresores cianuro de sodio en complejo con sulfato de zinc a una proporción 1:4 respectivamente y Meta bisulfito de sodio, metil isobutil carbinol MIBC como espumante en el rougher, en la separación se flotó plomo y se deprimió cobre, donde se utilizó cianuro de sodio en exceso como depresor de cobre.

4.4.1. Resultados de balance metalúrgico por prueba

En este balance presentamos las pruebas corridas de acuerdo a condiciones planteadas para hacer la discusión de resultados en cada prueba experimental se ha notado la variación de la calidad y la recuperación de los metales valiosos, al realizar la regresión lineal se había manifestado que el mayor resultado presenta buena flotación pero no depende de la buena flotación en la recuperación del metal valioso se debe tener en cuenta la calidad y la recuperación, es lo que queremos demostrar con la corrida de estas siete pruebas metalúrgicas, que detallamos:

Tabla 32: Balance metalúrgico de la primera prueba

Producto	Prueba 1		Leyes							Distribución					Puntajes			
	Peso	%Peso	%Pb	%Zn	%Cu	Ag Oz/t	Ag g/t	%Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe
Conc Cu	6,08	0,30	14,80	5,48	24,32	1046,95	32560	1,56	7,51	1,42	30,68	33,31	0,37	16,19	13,54	64,00	60,24	42,07
Med 2 sep	2,19	0,11	15,50	5,50	24,20	313,85	32320	3,20	2,86	0,51	10,98	11,91	0,28					
Med 1 sep	4,96	0,25	28,70	5,80	8,60	18,97	9920	3,45	11,81	1,22	8,78	8,23	0,67					
Cc Sev sep	1,45	0,07	40,75	5,25	2,60	128,62	4000	2,45	4,93	0,32	0,78	0,98	0,14					
Conc Pb	13,28	0,66	35,30	5,20	6,30	218,66	6500	3,70	38,90	2,94	17,33	15,20	1,93					
Med 2 bulk	14,39	0,72	8,05	7,60	2,55	110,61	3440	15,00	9,67	4,65	7,60	8,33	8,47	73,63	15,06	25,67	33,15	12,35
Med 1 bulk	28,75	1,44	3,40	6,30	1,00	41,67	1296	14,06	8,16	7,70	5,96	6,27	15,86					
Scv bulk	55,77	2,79	1,29	4,15	0,66	31,38	976	12,20	6,00	9,84	7,62	9,16	26,71					
Ro+Scv	126,84	6,35	8,48	5,30	3,41	0,14	438	10,93	89,82	28,59	89,67	93,39	54,42					
Conc Zinc	22,37	1,12	0,51	59,20	0,27	9,49	295	1,56	0,95	56,30	1,25	1,11	1,37	2,35	64,12	2,37	2,13	6,33
Med 2 Zinc	4,36	0,22	1,02	24,00	0,40	12,96	403	5,31	0,37	4,45	0,36	0,30	0,91					
Med 1 Zinc	21,29	1,07	0,40	3,91	0,14	4,60	145	3,01	0,71	3,57	0,62	0,51	2,52					
Scv Zinc	29,44	1,47	0,27	1,40	0,11	3,05	95	2,40	0,66	1,75	0,67	0,47	2,77					
Ro+Scv	77,46	3,88	0,42	20,06	0,18	0,01	0,18	2,49	2,70	66,07	2,90	2,39	7,57					
Rel Gral	1793,54	89,77	0,05	0,07	0,02	0,45	14,00	0,54	7,48	5,34	7,43	4,23	38,02	7,83	7,29	7,76	4,48	39,26
Cabeza calc	1997,84	100,00	0,60	1,18	0,24	0,56	297,46	1,28	100	100	100	100	100	100,00	100,00	100,0	100	100
Cabeza anali			0,74	1,40	0,25	10,74	334,00	1,25				Plata	total	95,52				

Nota: Tabla elaborada por el tesista

En la tabla 32 como producto tenemos el concentrado de cobre que presenta una ley de 24,32 % y una recuperación equivalente a 64,00 %, un concentrado de plomo con una ley del 35,30 % y una recuperación del 73,63 %, un concentrado de zinc con una ley del 59,20 % y una recuperación equivalente a 64,12 %, en los tres metales valiosos recuperados mediante la flotación es aceptable y que tiene una buena calidad y una buena recuperación. Así mismo se tiene una distribución equivalente al cobre, plomo y zinc en 30,68 %, 38,90 % y 56,30 % respectivamente lo que significa buena distribución.

Tabla 33: Balance metalúrgico de la segunda prueba

Prueba 2		Leyes							Distribución					Puntajes				
Producto	Peso	%Peso	%Pb	%Zn	%Cu	Ag Oz/t	Ag g/t	%Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe
Conc Cu	5,56	0,28	13,64	5,54	26,01	1039,23	32320	1,48	6,31	1,37	30,08	31,86	0,35	14,64	15,29	72,19	64,40	40,97
Med 2 sep	1,00	0,05	13,64	5,54	26,01	1039,23	32320	1,48	1,13	0,25	5,41	5,73	0,06					
Med 1 sep	6,16	0,31	22,96	5,30	13,38	447,99	13920	6,36	11,76	1,45	17,15	15,20	1,89					
Cc Sev sep	2,73	0,14	28,88	5,25	9,78	293,25	9120	4,24	6,56	0,64	5,55	4,41	0,50					
Conc Pb	13,11	0,65	38,49	4,29	2,50	94,15	2928	6,73	41,96	2,50	6,82	6,80	3,81					
Med 2 bulk	13,25	0,66	7,60	7,30	2,40	99,45	3093	18,75	8,37	4,30	6,62	7,26	10,72	75,29	16,42	17,34	28,50	13,96
Med 1 bulk	28,69	1,43	3,15	7,35	0,93	37,23	1158	14,15	7,52	9,38	5,55	5,89	17,51					
Scv bulk	47,50	2,37	1,60	5,60	1,25	60,13	1870	9,90	6,32	11,83	12,35	15,75	20,28					
Ro+Scv	118,00	5,89	9,16	6,04	3,65	0,14	444	10,79	89,93	31,71	89,53	92,90	54,93					
Conc Zinc	23,18	1,16	0,46	56,25	0,26	9,10	283	1,80	0,89	57,97	1,25	1,16	1,80	2,25	62,39	2,64	2,34	7,86
Med 2 Zinc	6,37	0,32	0,96	10,10	0,38	12,15	378	6,39	0,51	2,86	0,50	0,43	1,76					
Med 1 Zinc	19,46	0,97	0,24	0,86	0,10	2,86	89	2,77	0,39	0,74	0,40	0,31	2,33					
Scv Zinc	36,01	1,80	0,27	1,20	0,11	3,70	115	2,25	0,81	1,92	0,82	0,73	3,50					
Ro+Scv	86,02	4,28	0,37	16,80	0,17	0,01	0,17	0,03	2,59	63,49	2,99	2,63	9,38					
Rel Gral	1799	89,86	0,05	0,06	0,02	0,45	14,00	0,46	7,48	4,80	7,48	4,46	35,70	7,82	5,90	7,83	4,76	37,21
Cabeza calc	2002,02	100,00	0,60	1,12	0,24	9,06	281,77	1,16	100,0	100,0	100,0	100,0	100	100,00	100,00	100,00	100	100
Cabeza anali			0,74	1,40	0,25	10,74	334,00	1,25				Plata	total	95,24				

Nota: Tabla elaborada por el tesista

En la tabla 33, como producto tenemos el concentrado de cobre que presenta una ley de 26,01 % y una recuperación equivalente a 72,19 %, un concentrado de plomo con una ley del 38,49 % y una recuperación del 75,29 %, un concentrado de zinc con una ley del 56,25 % y una recuperación equivalente a 62,39 %, en los tres metales valiosos recuperados mediante la flotación es aceptable y que tiene una buena calidad y una buena recuperación. Así mismo se tiene una distribución equivalente al cobre, plomo y zinc en 30,88 %, 41,96 % y 57,97 % respectivamente lo que significa buena distribución.

Tabla 34: Balance metalúrgico de la segunda prueba

Prueba 3		Leyes							Distribución					Puntajes				
Producto	Peso	%Peso	%Pb	%Zn	%Cu	Ag Oz/t	Ag g/t	%Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe
Conc Cu	5,69	0,28	11,65	5,80	28,07	910,61	28320	1,00	5,25	1,37	32,15	27,29	0,24	13,83	14,54	73,53	61,18	41,70
Med 2 sep	3,65	0,18	21,25	5,60	20,37	612,22	32320	1,70	6,14	0,85	14,97	19,98	0,26					
Med 1 sep	4,69	0,23	27,30	5,65	12,26	365,27	11360	3,30	10,13	1,10	11,57	9,02	0,64					
Cc Sev sep	1,56	0,08	32,40	5,15	6,60	156,91	4880	2,50	4,00	0,33	2,07	1,29	0,16					
Conc Pb	14,10	0,89	39,40	4,85	2,50	75,31	2342	3,90	43,96	2,84	7,10	5,99	2,28					
Med 2 bulk	12,89	0,68	7,40	6,95	2,25	87,23	2713	16,35	7,55	3,72	5,84	5,92	8,72	78,29	16,02	17,44	28,18	12,64
Med 1 bulk	29,17	1,42	3,70	6,05	0,92	35,53	1106	13,40	8,54	7,34	5,40	5,46	16,18					
Scv bulk	88,06	4,28	0,94	3,55	0,67	31,93	993	7,10	6,55	13,00	11,88	14,81	25,87					
Ro+Scv	159,81	7,77	7,28	4,60	2,83	0,11	330	8,22	32,12	30,56	90,97	89,36	54,34					
Conc Zinc	24,33	1,18	0,37	58,08	0,72	34,41	1070	1,77	0,71	58,75	3,53	4,41	1,78	1,89	63,71	5,03	5,98	53,2
Med 2 Zinc	5,41	0,26	0,83	14,42	0,53	23,15	720	3,38	0,36	3,24	0,58	0,66	0,76					
Med 1 Zinc	18,40	0,89	0,27	1,65	0,13	4,92	156	1,90	0,39	1,26	0,48	0,48	1,45					
Scv Zinc	51,05	2,48	0,18	0,80	0,08	3,09	96	1,06	0,73	1,70	0,82	0,83	2,22					
Ro+Scv	99,19	4,82	0,28	15,75	0,27	0,01	0,38	0,02	2,19	64,95	5,41	6,37	6,20					
Rel Gral	1799	87,41	0,04	0,06	0,01	0,45	14,00	0,53	5,69	4,49	3,62	4,27	39,46	5,99	5,73	4,00	4,66	40,34
Cabeza calc	2058,00	100,00	0,61	1,17	0,24	9,23	286,93	1,17	100,0	100,0	100,0	100,0	100	100,00	100,00	100,00	100	100
Cabeza anali			0,74	1,40	0,25	10,74	334,00	1,25				Plata	total	95,34				

Nota: Tabla elaborada por el tesista

En la tabla 34, como producto tenemos el concentrado de cobre que presenta una ley de 28,07 % y una recuperación equivalente a 73,53 %, un

concentrado de plomo con una ley del 39,40 % y una recuperación del 78,29 %, un concentrado de zinc con una ley del 58,08 % y una recuperación equivalente a 63,71 %, en los tres metales valiosos recuperados mediante la flotación es aceptable y que tiene una buena calidad y una buena recuperación. Así mismo se tiene una distribución equivalente al cobre, plomo y zinc en 32,15 %,43,96 % y 58,75 % respectivamente lo que significa buena distribución.

Tabla 35: Balance metalúrgico de la cuarta prueba

Prueba 4	Leyes										Distribución					Puntajes				
	Producto	Peso	%Peso	%Pb	%Zn	%Cu	Ag Oz	Ag gr	%Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe	
Conc Cu	1,27	0,06	25,90	4,45	20,11	664,80	20358	1,70	2,55	0,24	5,43	6,68	0,09	9,17	6,15	33,75	32,62	12,37		
Med 1 sep	0,86	0,04	32,95	4,75	12,89	386,91	12083	2,55	2,20	0,17	2,36	2,65	0,09							
Cc Scv sep	0,47	0,02	36,70	3,95	8,90	247,99	7700	1,65	1,34	0,08	0,89	0,93	0,08							
Conc Pb	14,04	0,70	44,04	3,40	5,15	174,92	5440	1,90	47,96	2,04	15,37	19,58	1,09							
Med 2 bulk	6,42	0,32	13,75	7,70	3,55	14,41	448	5,50	6,85	2,11	4,85	0,74	1,44	74,45	7,95	22,45	36,91	4,16		
Med 1 bulk	14,11	0,71	3,21	4,60	0,65	27,27	848	4,75	3,51	2,78	1,95	3,07	2,74							
Scv bulk	45,89	2,29	5,40	3,40	2,60	98,26	3055	5,90	19,22	5,57	25,36	35,94	11,06							
Ro+Scv	83,06	4,15	12,98	3,97	3,18	0,11	3,27	4,87	83,62	14,10	56,21	89,53	16,53							
Conc Zinc	32,50	1,63	2,02	49,10	4,46	57,11	1776	1,48	5,09	68,23	30,81	14,79	1,96	8,48	78,0	35,02	21,37	8,41		
Med 2 Zinc	7,22	0,36	2,33	22,98	1,28	56,59	1760	3,92	1,30	7,09	1,96	3,26	1,16							
Med 1 Zinc	23,79	1,19	0,93	3,37	0,42	17,11	532	2,40	1,72	3,43	2,12	3,24	2,33							
Scv Zinc	36,55	1,83	0,43	1,10	0,15	5,92	184	3,06	1,22	1,72	1,17	1,72	4,57							
Ro+Scv	100,06	5,00	1,20	18,81	1,70	0,03	0,90	0,02	9,33	80,47	23,02	23,02	10,02							
Rel Gral	1816,81	90,84	0,05	0,07	0,02	0,51	16,00	0,99	7,05	5,44	7,45	7,45	73,45	7,89	7,89	8,78	9,10	75,06		
Cabeza calc	1999,98	100,00	0,64	1,17	0,24	6,27	19509	1,22	100,0	100,0	100,0	100,0	100	100,00	100,00	100,00	100	100		
Cabeza anali			0,74	1,40	0,25	10,74	334,00	1,25						Plata total	90,90					

Nota: Tabla elaborada por el tesista

En la tabla 35, como producto tenemos el concentrado de cobre que presenta una ley de 20,11 % y una recuperación equivalente a 33,75 %, un concentrado de plomo con una ley del 44,04 % y una recuperación del 74,45 %, un concentrado de zinc con una ley del 49,10 % y una recuperación equivalente a 78,02 %, en los tres metales valiosos recuperados mediante la flotación es aceptable y que tiene una buena calidad y una buena recuperación. Así mismo se tiene una distribución equivalente al cobre, plomo y zinc en 5,43 %,47,96 % y 68,23 % respectivamente lo que significa buena distribución.

Tabla 36: Balance metalúrgico de la quinta prueba

Prueba 5			Leyes						Distribución					Puntajes				
Producto	Peso	%Peso	%Pb	%Zn	%Cu	Ag Oz/t	Ag g/t	%Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe
Conc Cu	2.74	0,14	14,70	5,20	25,55	966,62	30062	0,92	3,22	0,61	15,20	15,12	0,10	12,67	12,88	69,65	54,11	41,21
Med 2 sep	0,94	0,05	18,10	5,50	22,70	763,41	23742	1,50	1,36	0,22	4,68	4,10	0,06					
Med 1 sep	6,52	0,33	23,75	5,55	15,41	486,05	15116	3,65	12,38	1,55	21,80	18,09	0,96					
Cc Scv sep	5,69	0,28	26,25	5,30	14,10	491,54	15287	2,25	11,94	1,34	17,42	15,97	0,52					
Conc Pb	12,40	0,62	43,60	4,60	2,15	95,43	2968	3,90	43,22	2,45	5,79	6,76	1,95					
Med 2 bulk	14,88	0,34	8,93	7,60	2,90	118,81	3695	15,95	10,62	4,86	9,27	10,09	9,59	81,01	14,72	19,40	32,75	12,23
Med 1 bulk	34,00	1,30	2,55	5,65	0,84	33,31	1036	13,05	6,93	8,25	6,20	6,47	17,98					
Scv bulk	55,29	2,36	0,91	3,50	0,72	32,54	1012	10,00	4,02	8,31	8,64	10,27	22,34					
Ro+Scv	132,46	6,62	8,85	4,85	3,10	0,11	3,57	9,99	93,68	27,59	89,06	86,86	53,45					
Conc Zinc	20,56	1,03	0,21	59,11	0,97	45,95	1460	1,63	0,35	52,18	4,33	5,51	1,35	1,67	64,04	6,50	7,66	5,55
Med 2 Zinc	7,55	0,38	0,81	32,89	0,64	25,98	808	5,35	0,49	10,66	1,06	1,12	1,63					
Med 1 Zinc	18,60	0,93	0,40	3,52	0,23	8,59	267	2,67	0,59	2,81	0,96	0,91	2,01					
Scv Zinc	22,49	1,12	0,32	1,39	0,15	5,02	156	1,77	0,58	1,34	0,75	0,64	2,61					
Ro+Scv	69,20	3,46	0,04	2,25	0,05	0,02	0,64	2,36	2,00	67,00	7,04	8,19	6,60					
Rel Gral	1798,01	89,92	0,03	0,07	0,01	0,48	15,00	0,55	4,31	5,40	3,90	4,95	39,95	4,64	8,37	4,45	5,49	41,00
Cabeza calc	1999,67	100,00	0,63	1,16	0,23	8,76	272,42	1,24	100,0	100,0	100,0	100,0	100	100,00	100,00	100,00	100	100
Cabeza anali			0,74	1,40	0,25	10,74	334,00	1,25				Plata	total	94,51				

Nota: Tabla elaborada por el tesista

En la tabla 36, como producto tenemos el concentrado de cobre que presenta una ley de 25,55 % y una recuperación equivalente a 69,65 %, un concentrado de plomo con una ley del 43,60 % y una recuperación del 81,01 %, un concentrado de zinc con una ley del 59,11 % y una recuperación equivalente a 64,04 %, en los tres metales valiosos recuperados mediante la flotación es aceptable y que tiene una buena calidad y una buena recuperación. Así mismo se tiene una distribución equivalente al cobre, plomo y zinc en 15,20 %, 43,22 % y 52,18 % respectivamente lo que significa buena distribución.

Tabla 37: Balance metalúrgico de la sexta prueba

Prueba 6			Leyes						Distribución					Puntajes				
Producto	Peso	%Peso	%Pb	%Zn	%Cu	Ag Oz/t	Ag g/t	%Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe
Conc Cu	1,34	0,07	23,50	4,85	21,07	643,09	20000	1,35	2,44	0,33	6,44	6,06	0,13	14,28	7,95	70,35	49,23	9,83
Med 2 sep	0,79	0,04	37,25	3,60	11,29	285,53	8880	1,15	2,28	0,14	2,03	1,99	0,07					
Med 1 sep	0,10	0,01	37,25	3,60	11,29	285,53	8880	1,15	0,29	0,02	0,26	2,20	0,01					
Cc Scv sep	1,09	0,06	26,45	6,10	11,96	324,12	10060	3,65	2,23	0,33	2,97	2,48	0,29					
Conc Pb	6,81	0,35	58,00	2,05	3,10	75,79	2357	1,10	30,56	0,70	4,82	3,63	0,55					
Med 2 bulk	7,58	0,39	4,85	4,80	11,50	52,32	1627	3,25	2,84	1,82	19,88	2,79	1,81	77,93	8,32	20,79	32,41	2,97
Med 1 bulk	20,59	1,02	21,25	6,45	6,55	253,47	7889	2,65	33,85	6,64	30,76	36,69	4,01					
Scv bulk	37,55	1,92	6,10	3,35	2,80	106,85	3323	2,15	17,72	6,29	23,98	28,21	5,93					
Ro+Scv	75,85	3,88	15,71	4,29	5,27	0,15	4,76	2,30	92,21	16,27	91,15	81,64	12,80					
Conc Zinc	19,32	0,99	0,25	60,32	0,47	56,25	1749	1,55	0,37	58,28	2,07	7,64	2,20	1,83	72,85	4,20	11,64	10,66
Med 2 Zinc	5,51	0,28	0,91	36,03	0,50	48,00	1498	5,28	0,39	9,93	0,63	1,86	2,14					
Med 1 Zinc	17,33	0,89	0,58	7,28	0,31	18,00	560	3,87	0,18	6,31	1,23	2,19	4,93					
Scv Zinc	29,29	1,50	0,29	1,35	0,12	4,60	143	1,63	0,66	1,98	0,80	0,96	3,51					
Ro+Scv	71,45	3,65	0,40	21,41	0,29	0,08	0,78	2,43	2,20	76,50	4,73	12,64	12,77					
Rel Gral	1808,59	92,47	0,04	0,08	0,01	0,45	14,00	0,56	5,60	7,24	4,13	5,72	74,42	5,96	10,88	4,66	6,72	76,54
Cabeza calc	1955,89	100,00	0,66	1,02	0,22	7,27	226,19	0,70	100,0	100,0	100,0	100,0	100	100,00	100,00	100,00	100	100
Cabeza anali			0,74	1,40	0,25	10,74	334,00	1,25				Plata	total	93,28				

Nota: Tabla elaborada por el tesista

En la tabla 37, como producto tenemos el concentrado de cobre que presenta una ley de 21,07 % y una recuperación equivalente a 70,35 %, un

concentrado de plomo con una ley del 58,00 % y una recuperación del 77,93 %, un concentrado de zinc con una ley del 60,32 % y una recuperación equivalente a 72,85 %, en los tres metales valiosos recuperados mediante la flotación es aceptable y que tiene una buena calidad y una buena recuperación. Así mismo se tiene una distribución equivalente al cobre, plomo y zinc en 6,44 %, 30,56 % y 58,28 % respectivamente lo que significa buena distribución.

Tabla 38: Balance metalúrgico de la séptima prueba

Producto	Leyes							Distribución					Puntajes					
	Peso	%Peso	%Pb	%Zn	%Cu	Ag Oz/t	Ag g/t	%Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe	Pb	Zn	Cu	Ag	Fe
Conc Cu	4,71	0,24	30,31	3,90	13,73	445,21	13846	0,52	11,80	0,80	14,33	11,25	0,10	24,28	14,24	70,42	54,29	39,53
Med 2 sep	2,94	0,15	31,89	4,00	12,57	418,71	13022	0,53	7,70	0,51	8,19	6,80	0,07					
Med 1 sep	2,44	0,12	30,05	4,65	12,09	508,81	15824	0,90	6,06	0,49	6,54	6,66	0,09					
Cc Scv sep	8,85	0,44	28,15	5,65	13,84	545,69	18215	1,00	20,59	2,17	27,15	27,80	0,37					
Conc Pb	5,10	0,26	41,43	2,85	6,15	294,18	9149	3,75	17,47	0,69	6,95	8,05	0,80	67,39	14,08	20,97	36,70	10,66
Med 2 bulk	10,06	0,50	13,75	7,95	4,65	206,72	6429	11,55	11,43	3,47	10,37	11,15	4,88					
Med 1 bulk	31,48	1,58	3,90	6,50	1,20	49,39	1536	17,25	10,15	8,88	8,37	8,34	22,80					
Scv bulk		2,65	1,48	4,95	0,81	39,10	1216	9,50	6,47	11,36	9,49	11,08	21,08					
Ro+Scv	52,86 118,44	5,93	9,36	5,51	3,48	0,14	14,45	10,09	91,67	28,32	91,40	90,92	50,19					
Conc Zinc	19,32	0,97	0,25	59,11	0,47	21,22	660	1,55	0,40	49,58	2,01	2,20	1,26	1,96	62,2	4,08	4,21	6,09
Med 2 Zinc	5,51	0,28	0,91	36,08	0,50	20,06	624	5,28	0,41	8,62	0,61	0,59	1,22					
Med 1 Zinc	17,33	0,87	0,58	7,28	0,31	12,86	400	3,87	0,83	5,48	1,19	1,20	2,82					
Scv Zinc	29,29	1,47	0,29	1,35	0,12	4,60	143	1,63	0,70	1,72	0,78	0,72	2,00					
Ro+Scv	71,45	3,58	0,04	2,11	0,03	0,01	0,38	0,02	2,35	65,40	4,59	4,71	7,30					
Rel Gral	1808,59	90,50	0,04	0,08	0,01	0,45	14,00	0,56	5,98	6,28	4,01	4,37	42,52	6,37	9,44	4,52	4,87	48,72
Cabeza calc	1998,48	100,00	0,61	1,15	0,23	9,33	290,18	1,19	100,0	100,0	100,0	100,0	100	100,00	100,00	100,00	100	100
Cabeza anali			0,74	1,40	0,25	10,74	334,00	1,25						Plata total	95,13			

Nota: Tabla elaborada por el tesista

En la tabla 38 como producto tenemos el concentrado de cobre que presenta una ley de 13,73 % y una recuperación equivalente a 70,42 %, un concentrado de plomo con una ley del 41,43 % y una recuperación del 67,39 %, un concentrado de zinc con una ley del 59,11 % y una recuperación equivalente a 62,23 %, en los tres metales valiosos recuperados mediante la flotación es aceptable y que tiene una buena calidad y una buena recuperación. Así mismo se tiene una distribución equivalente al cobre, plomo y zinc en 14,13 %, 17,47 % y 49,58 % respectivamente lo que significa buena distribución.

CONCLUSIONES

El resultado del estudio nos permite concluir lo siguiente:

1. El tratamiento de minerales sulfurado - sulfosales ha sido factible con el control del tamaño de partículas y la dosificación de reactivos.
2. El mineral sulfurado-sulfosal es una mena contenedora de especies como sulfuros factibles de flotar presentando al plomo como galena; al zinc como esfalerita; con respecto al cobre se presenta como cobres grises y finalmente la plata se presenta en mayor proporción como sulfosales de plomo-plata y en menor proporción de cobre-plata.
3. El mineral de sulfurado-sulfosal se presenta como especies libres en un 96% a una granulometría de 60 % -m200, P80 equivalente a 120µm a un tiempo de molienda de 10 minutos.
4. El resultado del estudio indica que el mineral sulfurado-sulfosal tiene en su mayor proporción sulfuros flotables, logrando resultados:

Producto	Leyes				Recuperaciones			
	% Cu	% Pb	% Zn	Ag (Oz/t)	Cu %	Pb %	Zn %	Ag %
<u>Conc Cu</u>	21,07			643,09	70,35			
<u>Conc Pb</u>		58,00		75,79		77,93		93,85
<u>Conc Zn</u>			60,32				72,85	

5. Este resultado se alcanzó utilizando complejo de ZnSO₄: NaCN (4:1) como depresor de zinc adicional al sulfato de zinc, colectores Z-11 y AP-3418 para el bulk, como activador de zinc el sulfato de cobre y AP-3894 como colector secundario, en la separación se utilizó complejo constituido al 60 % bicromato de sodio, 20 % CMC y 20 % de fosfato mono sódico, flotando cobre y deprimiendo plomo en la separación.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda metalúrgicamente procesar el mineral sulfurado-sulfosal, debido a que es un mineral flotable con leyes considerables de zinc, cobre, plomo y alta ley de plata, solo se debe tener en cuenta la dureza, es un mineral muy dócil que consigue muy buena liberación de todas las especies valiosas cumpliendo el mejor parámetro para obtener buenos resultados metalúrgicos.
2. Se recomienda tener una buena performance en el tamaño de partícula, ya que la calcopirita es un mineral duro y con la galena que es frágil se tiene partículas finas y mixtas.
3. Geología debe de reportar las reservas probadas y probables de este tipo de mineral sulfurado-sulfosal para tomar las decisiones de explotación y ser tratadas en la planta paralizada de 6000 TMD.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. American Cyanamid Company, (1986) “manual de productos químicos” para minería impreso en México. traducido por Ma. Elena Saucedo Loya, A. Giraldez y J.A. Gutiérrez.
2. stucuri T. Venancio, (1999) "Introducción a la Flotación de Minerales" – Lima - Perú.
3. Azañero Ortiz Ángel, (2010) “Curso de Concentración y Flotación de Minerales”, Eap Ing. Metalúrgica, UNMSM, Lima, Perú.
4. Canaza Minaya, Diego José (2019), Estudio experimental en la planta concentradora Sacracancha, tratamiento de blending de minerales sulfurados y oxidados para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental.
5. Dunn, (2018) Estadística aplicada, Editorial UNCO
6. Egas Sáenz Ángel, (1985), "Evaluación de Plantas Concentradoras" 1º Edición, Lima – Perú.
7. Manzaneda Cabala, José. (2000). Ingeniería Metalúrgica y Diseño Experimental. 1º Edición. Lima – Perú.
8. Peña Vergara. M. L. (1 993). Resumen de informe técnico en el año de 1 900 de Cerro de Pasco Corporation.
9. Pierre Gy (2015) Métodos de muestreos
10. Pierre Blazy, (1990). Ingeniería Metalúrgica. 1ra. Edición. Editorial UNCO.
11. SandovalJ. (2020), Investigaciones sobre el procesamiento de mineral polimetálico proveniente de la Región de Coquimbo.
12. Tamayo Carlos (2016) Metodología de la investigación. Editorial San Marcos. Lima – Perú.

13. Torres Bardales Carlos (1995). Metodología de la Investigación. Editorial San Marcos. Lima – Perú.
14. Química AMTEX S.A. (2006), “Presentación Grupo AMTEX” Symposium: Avances en Flotación de Minerales Polimetálicos, Lima – Perú.
15. Quiñones Lavado, Lourdes Janet, (2010), “Mineralurgia Mineral Polimetálico Sulfurado de Pb, Cu, Y Zn” Informe Técnico.
16. Sutulov Alexander, (1963), "Flotación de Minerales". Universidad de Concepción - Instituto de Investigación, Chile.
17. Volcan Compañía Minera S.A.A. (2 019), memoria anual Sectores de minería e hidrocarburos.
18. Wills (1989) Ingeniería Metalúrgica. 2da Edición, Editorial Barcelona – España.
19. Zegarra y C. Pérez, (1998), "Selección de Procedimientos de Separación de Cu-Pb Flotación y Optimización Económica" Centromin - La Oroya – Perú.
20. WEB: <http://repositorio.unjfsc.edu.pe/handle/UNJFSC/3415>
http://repositorio.unab.cl/xmlui/bitstream/handle/ria/14443/a130466_Sandoval_P Propuesta_tecnica_para_el_procesamiento_2020_tesis.pdf?sequence=1&isAllo w ed=y

ANEXOS

ANEXO 01: Matriz de Consistencia

MATRIZ DE CONSISTENCIA			
TITULO			
Tratamiento de mineral sulfurado para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C. – Pasco - 2020			
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES
PRINCIPAL	GENERAL	GENERAL	DEPENDIENTE
METODOLOGÍA			MÉTODO
¿Cómo realizar la viabilidad del tratamiento de mineral sulfurado para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.?	Demostrar la viabilidad del tratamiento de mineral sulfurado para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.	Si demostramos la viabilidad del tratamiento de mineral sulfurado para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.	Recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc.
ESPECÍFICOS	ESPECÍFICOS	ESPECÍFICOS	INDEPENDIENTE
1. ¿Cuál será la granulometría adecuada de los minerales sulfurado para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.?	1. Determinar la granulometría adecuada de los minerales sulfurado para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.	1. Si determinamos la granulometría adecuada de los minerales sulfurado para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.	Tratamiento de mineral sulfurado
2. ¿Cuál será la dosificación de los reactivos para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.?	2. Determinar la dosificación de los reactivos para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.	2. Si determinamos la dosificación de los reactivos para la recuperación de concentrados de cobre, plomo, zinc en la Empresa Administradora Cerro S.A.C.	TIPO Descriptivo

ANEXO 02: Cuadro de Microscopia Cuantitativa del Mineral sulfurado-sulfosal: concentrado bulk primer minuto.

	%Vol	gn	cp	ef	ef2	ef5	SFAg	CuGRs	py	GGs
Gn	11.87	11.87 100		%Vol G.L						
cp	0.72		0.72 100							
ef	6.12			6.12 100						
ef2	0.00				0.00 0					
ef5	0.00					0.00 0				
SFAg	43.53						43.53 100			
CuGRs	0.00							0.00 0		
py	11.15								11.15 100	
GGs	22.66									22.66 100
PARCIAL	96.04	11.87	0.72	6.12	0.00	0.00	43.53	0.00	11.15	22.66
PARTICULAS MIXTAS		gn	cp	ef	ef2	ef5	SFAg	CuGRs	py	GGs
gn / ef	0.36	0.29 72.00		0.07 2.00						
SFAg/gn	1.08	0.34 16.33					0.74 38.00			
SFAg/cp	0.72		0.38 19.88				0.34 19.88			
SFAg/ef	1.80			0.81 19.55			0.99 37.55			
% Volumen	100.00	12.50	1.10	7.00	0.00	0.00	45.59	0.00	11.15	22.66
Peso Especifico		7.4	4.2	4.2	4.2	4.2	4.2	4.2	5	2.7
% Peso		21.27	1.06	6.76	0.00	0.00	44.03	0.00	12.82	14.07
Grado de Liberacion		97.07	72.42	89.69	0.00	0.00	97.04	0.00	100.00	100.00
		gn	cp	ef	ef2	ef5	SFAg	CuGRs	py	GGs

	<u>%Vol</u>	<u>gn</u>	<u>cr</u>	<u>ef</u>	<u>ef2</u>	<u>ef5</u>	<u>SFAg</u>	<u>CuGRs</u>	<u>pv</u>	<u>GGs</u>
<u>gn</u>	2.16	2.16		<u>%Vol</u> 100						
<u>cr</u>	2.47		2.47	<u>G.L</u> 100						
<u>ef</u>	31.79			31.79						
<u>ef2</u>	0.00				0.00					
<u>ef5</u>	0.00				0					
<u>SFAg</u>	20.99						20.99			
<u>CuGRs</u>	0.00							0.00		
<u>pv</u>	4.01								4.01	
<u>GGs</u>	35.19									35.19
PARCIAL	96.60	2.16	2.47	31.79	0.00	0.00	20.99	0.00	4.01	35.19
PARTICULAS MIXTAS		<u>gn</u>	<u>cr</u>	<u>ef</u>	<u>ef2</u>	<u>ef5</u>	<u>SFAg</u>	<u>CuGRs</u>	<u>pv</u>	<u>GGs</u>
<u>gn / ef</u>	0.62	0.25		0.37						
		14.50		19.50						
<u>SFAg/gn</u>	0.62	0.14					0.48			
		15.00					32.50			
<u>SFAg/ef</u>	2.16			0.68			1.48			
				13.75			41.61			
% Volumen	100.00	2.55	2.47	32.84	0.00	0.00	22.95	0.00	4.01	35.19
Peso Especifico		7.4	4.2	4.2	4.2	4.2	4.2	4.2	5	2.7
% Peso		4.98	2.74	36.43	0.00	0.00	25.46	0.00	5.30	25.09
Grado de Liberacion		87.07	100.00	97.31	0.00	0.00	94.82	0.00	100.00	100.00
		<u>gn</u>	<u>cr</u>	<u>ef</u>	<u>ef2</u>	<u>ef5</u>	<u>SFAg</u>	<u>CuGRs</u>	<u>pv</u>	<u>GGs</u>

ANEXO 03: Cuadro de datos para la determinación del work index.

Malla	<u>Chungar</u> (% peso)		<u>Rio Pallanga</u> (% peso)	
	Alimento	Producto	Alimento	Producto
20	22.69	0.87	42.58	6.86
35	18.69	1.05	14.10	8.08
45	7.82	1.62	6.64	8.89
70	9.52	9.09	7.59	15.92
100	5.53	12.65	4.73	9.98
140	5.05	14.65	4.69	10.00
200	4.01	11.79	3.94	8.13
- m 200	26.69	48.29	15.71	32.14
Función	GS	RR	GS	RR
Correlación	0.99	0.99	0.99	0.99
K80(μ)	1004	187	1573	423
%-m200	26.69	48.29	15.71	32.14
<u>Wi(kw-h/t)</u>	12.40		22.02	

ANEXO 04: Cuadro de datos para la determinación del k80.

Nº Mallas	Abertura <u>um</u>	Peso g	%peso f(x)	%Ac(+) G(x)	%Ac(-) F(x)
+ m 70	212	77.5	7.75	7.75	92.25
+ m 100	150	129.5	12.95	20.70	79.30
+ m 140	106	126.3	12.63	33.33	66.67
+ m 200	75	112.1	11.21	44.54	55.46
- m 200		554.6	55.46	100.00	0.00
Total		1000.0	100.00	k80=153μ	

ANEXO 05: Reporte de ensayo químico de muestra mineral sulfurado-sulfosal

<i>ITEM</i>	<i>Descripción</i>	<i>%Pb</i>	<i>%Zn</i>	<i>%Cu</i>	<i>Ag(Oz/T)</i>	<i>%Fe</i>
3	Ro I Bulk 1	17.65	4.40	4.70	161.13	10.05
6	Ro II Bulk 2	3.70	4.35	1.40	55.79	8.85
9	Ro III Bulk 3	1.02	2.80	0.61	26.69	4.90
12	Ro I Zinc 4	1.04	21.20	1.48	66.88	2.52
15	Ro II Zinc 5	0.17	0.80	0.09	3.31	1.24
18	Ro III Zinc 6	0.08	15.00	0.03	1.06	0.66
21	Relave Final 7	0.05	0.05	0.02	0.48	0.53
22	Ro I Bulk 8	22.65	3.30	4.90	149.10	14.60
23	Ro II Bulk 9	5.00	3.90	2.50	89.68	15.80
	Ro III Bulk 10	4.65	2.90	1.20	41.35	10.10
	Ro I Zinc 11	1.81	27.60	2.78	127.33	2.57
	Ro II Zinc 12	0.34	1.40	0.17	7.94	1.36
	Ro III Zinc 13	0.13	27.30	0.04	1.83	0.57
	Relave Final 14	0.05	0.05	0.02	0.58	0.58
	Ro I Bulk 15	15.50	4.95	4.65	165.92	8.25
	Ro II Bulk 16	3.40	4.50	1.10	46.17	7.15
	Ro III Bulk 17	0.75	2.85	0.42	20.45	3.80
	Ro I Zinc 18	0.42	14.60	0.37	15.88	2.64
	Ro II Zinc 19	0.10	0.50	0.05	1.19	1.21
	Ro III Zinc 20	0.05	13.20	0.03	0.45	0.73
	Relave Final 21	0.05	0.05	0.03	0.26	0.55
	Cabeza 22	0.74	1.40	0.25	10.74	1.25
	Cabeza 23	0.76	1.35	0.26	10.51	1.20

ANEXO 06

Cálculo de muestra de acuerdo a Pierre Gy: DATOS:

$$s = 0,01$$

$$f = 0,5$$

$$g = 0,25$$

Cabeza: 1.35 % Pb

Ganga Cuarzo= Tamaño 150 μm

$$D_d = 1000 \mu\text{m}$$

Densidad de la galena = $r = 7,5$

Densidad del cuarzo = $t = 2,65$

Cálculo de l :

$$l = \sqrt{\frac{L}{d}} = \sqrt{\frac{150}{1000}} = 0,387$$

Calculando el % Pb en % PbS $1,35 \% \text{ Pb} = \% \text{ PbS}$

Datos:

Peso molecular del Pb = 207,19 r/mol

Peso molecular del S = 32,065 g/mol

Peso molecular del PbS = 207,19 + 32,065

$$\% \text{ Pb}_{\text{PbS}} = \frac{207,19}{207,19 + 32,065} * 100$$

$$\% \text{ Pb}_{\text{PbS}} = 86,60 \quad 100 \% \text{ PbS} \quad 86,6 \% \text{ Pb} \quad \alpha \quad 1,35 \% \text{ Pb}$$

$$\alpha = 1,56 \% \text{ PbS} \quad \alpha = 0,0156 \text{ sería la fracción}$$

Calculando m :

$$m = \frac{1 - 0,0156}{0,0156} [(1 - 0,0156)(7,5) + 0,0156(2,65)]$$

$$0,0156$$

$$m = \frac{0,9844}{0,0156} (7,424)$$

$$m = 63,10 (7,424)$$

$$m = 468,45$$

$$c = 0,5 * 0,25 * 0,387 * 468,45$$

$$c = 22,66 \text{ g/cm}$$