

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



TESIS

Aplicación de la microscopía óptica a los minerales sulfurados para la recuperación de plomo y zinc en la E. A. Cerro S.A.C. de Volcán Compañía Minera – Pasco – 2019

Para optar el título profesional de:

Ingeniero Metalurgista

Autor: Bach. Henry Manuel CARLOS CARHUAS

Asesor: Dr. Hildebrando Anival CONDOR GARCÍA

Cerro de Pasco – Perú – 2021

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



TESIS

**Aplicación de la microscopía óptica a los minerales
sulfurados para la recuperación de plomo y zinc en la E. A.
Cerro S.A.C. de Volcán Compañía Minera – Pasco – 2019**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. José Eli CASTILLO MONTALVAN
PRESIDENTE

Mg. Eusebio ROQUE HUAMAN
MIEMBRO

Mg. Marco Antonio SURICHAQUI HIDALGO
MIEMBRO

DEDICATORIA

El presente trabajo investigativo lo dedico principalmente a Dios, por ser el inspirador y darme fuerza para continuar en este proceso de obtener uno de los anhelos más deseados.

A mis padres, por su amor, trabajo y sacrificio en todos estos años, gracias a ustedes he logrado llegar hasta aquí y convertirme en lo que soy. Ha sido el orgullo y el privilegio de ser su hijo, son los mejores padres.

RECONOCIMIENTO

Expreso mis agradecimientos a Dios por bendecirnos la vida, por guiarnos a lo largo de nuestra existencia, ser el apoyo y fortaleza en aquellos momentos de dificultad y de debilidad.

Expreso mi reconocimiento de inmensa gratitud a mis padres, por ser los principales promotores de nuestros sueños, por confiar y creer en nuestras expectativas, por los consejos, valores y principios que nos han inculcado.

Asimismo, expreso mis reconocimientos de gratitud a los docentes de la Escuela de formación profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, por haber compartido sus conocimientos a lo largo de la preparación de nuestra profesión, de manera especial, al asesor del presente proyecto de investigación quien ha guiado con su paciencia, y su rectitud como docente.

Del mismo modo expreso mi reconocimiento de gratitud al personal Staff, Empleado y obreros de la Empresa Administradora Cerro S.A.C., de Volcán Compañía Minera por apoyar en forma desinteresada en la elaboración del proyecto de investigación desde el inicio hasta el final.

RESUMEN

El presente informe se refiere a pruebas metalúrgicas de flotación realizadas en laboratorio al mineral sulfurado, teniendo como finalidad el de caracterizar y determinar su comportamiento metalúrgico por flotación, según el estándar de flotación de sulfuros en la planta concentradora. El contenido del mineral en estudio contiene contenidos altos de Plata, Plomo y Zinc; en el caso del Cobre se encuentra en forma regular.

El Work Index comparativo con respecto al cuarzo obtenido para la muestra del mineral sulfurado es de 10,24 Kw-hr/Tn, conteniendo un valor bajo de lo normal.

El desplazamiento de valores valiosos al relave final es bajo, pero la recuperación del Plomo se ve afectada por la relación de la ley de cabeza Pb/Cu (1,77/0,66) mas no por relaves altos, entonces se puede mencionar para el concentrado de plomo no tiene un buen comportamiento metalúrgico con relación al estándar de flotación de sulfuros. En el caso de las pruebas de flotación de Zinc se puede observar un comportamiento metalúrgico aceptable para el mineral sulfurado. El caso de la metalurgia del Cobre se tiene un comportamiento metalúrgico bueno con calidad, el cual está dentro de lo normal.

En la microscopía óptica realizada se puede observar que el principal mineral de Plomo es la galena, de Zinc la esfalerita normal, mineral de Cobre se observa calcopirita (cobres grises), mineral de Plata se observa sulfosales y de hierro se observa principalmente presencia de pirita.

Palabras Claves: Caracterización mineralógica, Incrementar producción.

ABSTRACT

This report refers to metallurgical flotation tests carried out in the laboratory on sulphide ore, with the purpose of characterizing and determining its metallurgical behavior by flotation, according to the sulphide flotation standard in the concentrator plant. The content of the mineral under study contains high contents of Silver, Lead and Zinc; In the case of Copper it is found on a regular basis.

The comparative Work Index with respect to the quarts obtained for the sulphide ore sample is 10,24 kw-hr/Tn, containing a lower than normal value.

The displacement of valuable values to the final tailings is low, but the recovery of lead is affected by the ratio of the Pb/Cu head law (1,77/0,66) but not by high tailings. So it can be mentioned for the lead concentrate does not have a good metallurgical behavior in relation to the sulphide flotation standard. In the case of Zn flotation tests, an acceptable metallurgical behavior can be observed for the sulphide ore. The case of Cu metallurgy has a good metallurgical behavior with quality, which is within normal range.

In the optical microscopy performed, it can be observed that the main Lead ore is galena, Zinc is normal sphalerite, Copper ore is observed chalcopyrite (gray copper), Silver ore is observed sulfosalt and iron is mainly observed presence of pyrite.

Keywords: Mineralogical characterization, Increase production.

INTRODUCCIÓN

Mediante el presente reporte se refiere al estudio mineralógico realizado al concentrado de Zinc correspondiente al compósito del mes de agosto del 2019.

En el estudio se observó que el principal mineral de Zinc es la esfalerita normal sin inclusiones, seguido de la esfalerita del tipo 5 (con inclusiones de sulfosales de Plata en esfalerita normal) y finalmente la esfalerita del tipo 2 (con inclusiones de calcopirita en Esfalerita normal); los valores de Zinc representan 65,25 % en peso y de este % de peso se distribuyen:

1. como Esfalerita normal es el 86,29 %,
2. como Esfalerita del tipo 2 es el 8,78 % y
3. como Esfalerita del tipo 5 es el 4,93 %.

Los valores de plata indebidamente presentes en el concentrado de Zinc son Cobre gris (**CuGRs**) y sulfosales (**SFAg**) que en total suman $1,77 + 3,06 + 0,99 + 2,82 = 8,64$ % en peso.

El mixto más frecuente observado es **ef/py** (relativamente 45,61 %) el grado de liberación en ambos casos es mayor que 10, lo que nos indica que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar haciendo estudios con una remolienda adicional.

En general la muestra del concentrado de zinc presenta un gran porcentaje de partículas valiosas libres y menor cantidad son mixtos y asociados, lo que nos indica que hay una

importante oportunidad para mejorar las recuperaciones de los elementos valiosos; adicionalmente resaltar la presencia de gangas finas de sulfosales de Ag y Esfalerita; en menor proporción, siendo especies complicados de liberar por remolienda y probablemente es un indicador indirecto para mejorar la liberación.

Para poder desarrollar el trabajo de tesis, el presente consta de los siguientes capítulos:

CAPÍTULO I: Problema de investigación integrada por Identificación y determinación del problema, delimitación de la investigación, formulación del problema con el planteamiento del problema principal y específicos, la formulación de objetivos (general y específicos), la justificación y las limitaciones de la investigación.

CAPÍTULO II: da a conocer el marco teórico con los antecedentes de estudio, las bases teóricas – científicas, la definición de términos básicos, la formulación de las hipótesis (general y específicas) la identificación de las variables y la definición operacional de las variables e indicadores.

CAPÍTULO III: trata del tipo, método y diseño de la investigación, la 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; la orientación ética.

CAPÍTULO IV: se da a conocer los resultados y discusión conteniendo la descripción del trabajo de campo; presentación, análisis e interpretación de resultados; la prueba de hipótesis y discusión de resultados.

ÍNDICE

DEDICATORIA

RECONOCIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

INDICE DE TABLAS

INDICE DE GRAFICOS

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA	1
1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	4
1.3.1. PROBLEMA PRINCIPAL	4
1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS	4
1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS	5
1.4.1. OBJETIVO GENERAL	5
1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	5
1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	6

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO	7
2.1.1. UNIDADES DE PRODUCCIÓN	8
2.2. BASES TEÓRICAS - CIENTÍFICAS	9
2.2.1. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO	10
2.2.2. ANÁLISIS QUÍMICO	13
2.2.3. SERVICIOS DE LABORATORIO QUÍMICO METALÚRGICO	13
2.2.4. MINERALOGIA	14
2.2.5. PREPARACIÓN DE MUESTRAS	15

2.2.6. MOLIENDA	15
2.2.7. MINERALES DE PLOMO-ZINC.....	16
2.2.8. PRUEBAS DE FLOTACIÓN.....	19
2.2.9. PRUEBAS METALÚRGICAS	20
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.	22
2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS:	22
2.4.1. HIPÓTESIS GENERAL	22
2.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS	23
2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES	23
2.5.1. VARIABLE DEPENDIENTE	23
2.5.2. VARIABLE INDEPENDIENTE.....	23
2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES.....	23

CAPITULO III

METODOLOGIA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	24
3.2. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN.....	25
3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	25
3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA	25
3.4.1. POBLACIÓN.....	25
3.4.2. MUESTRA	28
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	28
3.5.1. MATERIALES E INSUMOS.....	28
3.5.2. LOS INSUMOS A EMPLEAR	28
3.5.3. LOS MATERIALES A UTILIZAR.	29
3.5.4. MÉTODOS	29
3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....	29
3.6.1. ENSAYES QUÍMICOS DE LAS MUESTRAS.....	29
3.6.1. PRUEBAS DE MOLIENDABILIDAD	30
3.6.3. PRUEBA DE DETERMINACIÓN DE WORK INDEX COMPARATIVO	31
3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO	32
3.8. SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN	34
3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA	34

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÒN

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO.....	35
4.1.1. UBICACIÓN DE CERRO S.A.C.....	35
4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	37
4.2.1. FLOTACIÓN DE SULFUROS	37
4.2.2. RESULTADOS METALÚRGICOS	40
4.2.3. REGRESIONES ENTRE ELEMENTOS QUÍMICOS.	42
4.2.4. MICROSCOPIA CUALITATIVA CINÉTICA SELECTIVA.....	44
4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS	50
4.3.1. MALLAS EQUIVALENTES	50
4.3.2. GRADO DE LIBERACIÓN TOTAL.....	50
4.3.3. DISTRIBUCIÓN EN PESO POR ESPECIES	52
4.3.4. ASOCIACIONES MÁS IMPORTANTES.....	59
4.3.5. FOTOGRAFÍAS DEL CONCENTRADO DE ZINC	64
4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS	66
4.4.1. PROCEDIMIENTO	66
4.4.2. ESTUDIO	67
4.4.3. CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA	68
4.4.4. GALERÍA DE FOTOGRAFÍAS DEL CONCENTRADO DE ZINC	70
4.4.5. ANÁLISIS MICROSCÓPICO CUANTITATIVO	73

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS:

INDICE DE TABLAS

Tabla N° 2.1: Unidades de Producción Minera de Volcan Compalía Minera	9
Tabla N° 3.1: Reservas de minerales probadas y probables por unidad minera	27
Tabla N° 4.1: Ensayes Químicos al Mineral Sulfurado	29
Tabla N° 4.2: Moliendabilidad del Mineral Sulfurado.....	30
Tabla N° 3.2: Ensayo químico del concentrado de plomo	32
Tabla N° 3.3: Ensayo químico del concentrado de plomo	32
Tabla N° 3.4: Resultado de la regresión.....	33
Tabla N° 4.3: Estándar de Reactivos utilizados en el acondicionamiento de las muestras sulfurada	37
Tabla N° 4.4: Cinética de Flotación del Mineral Sulfurado.....	40
Tabla N° 4.6: Balance Metalúrgico Proyectado	49
Tabla N° 4.7: Redistribución por mallas	50
Tabla N° 4.8: Grado de Liberación por especies	51
Tabla N° 4.9: % en volumen de esfalerita en concentrado de zinc	52
Tabla N° 4.10: Conversión a % en peso de especies del concentrado de zinc malla # 70.	53
Tabla N° 4.11: Conversión a % en peso de especies del concentrado de zinc malla # 100.	54
Tabla N° 4.12: Conversión a % en peso de especies del concentrado de zinc malla # 140.	56
Tabla N° 4.13: Conversión a % en peso de especies del concentrado de zinc malla # 200.	57
Tabla N° 4.14: Grado de liberación de los mixtos del concentrado de zinc Malla #70 .	59
Tabla N° 4.15: Grado de liberación de los mixtos del concentrado de zinc Malla #100	60
Tabla N° 4.16: Grado de liberación de los mixtos del concentrado de zinc Malla #140	61
Tabla N° 4.17: Grado de liberación de los mixtos del concentrado de zinc Malla #200	63
Tabla N° 4.18: Análisis químico de la muestra compósito	67
Tabla N° 4.19: Especies mineralógicas	68
Tabla N° 4.20: Grado de liberación.....	75
Tabla N° 4.21: Resumen del grado de liberación.....	76
Tabla N° 4.22: Porcentaje en volumen a % en peso	77
Tabla N° 4.23: Grado de liberación de Mixtos	79
Tabla N° 4.25: Balance metalúrgico controlado el pH y dosificación de reactivos.....	81
Tabla N° 4.26: Balance metalúrgico controlado el pH, dosificación de reactivos y tamaño de partícula.....	82

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

Durante el 2018, las ventas netas fueron USD 775 MM, 9,5% menores respecto a los USD 857 MM del 2017. El margen bruto de la Compañía se redujo de 34% en el 2017 a 31% en el 2018, como consecuencia de los ajustes de venta y liquidaciones finales negativos producto de la tendencia a la baja de los precios de los metales, que fue parcialmente contrarrestada por el menor costo de producción y la ausencia de ventas de concentrados de terceros, que genera un menor margen. El EBITDA llegó a USD 289 MM, comparado con los USD 343 MM del 2017; en tanto que la utilidad neta ascendió a USD 29 MM. Volcán cuenta con 367 000 hectáreas de concesiones mineras de propiedad de la empresa para el desarrollo de actividades de exploración y proyectos mineros. En cuanto a la estimación de reservas totales de Volcán, se realizó conforme a las mejores prácticas de la industria y los estándares internacionales establecidos en el JORC CODE y adecuándose también a los lineamientos establecidos por el área técnica de Glencore (Glencore Technical

Services). La metodología de estimación de recursos y reservas aplicada en este ejercicio, presenta algunas diferencias con las realizadas anteriormente. Los recursos listados incluyen también los recursos que dan origen a las reservas. Esta forma de reportar difiere de la empleada en estimaciones anteriores, donde no se incluían los recursos que daban origen a las reservas.

En cuanto a la estrategia de desarrollo minero, durante el 2018, Volcán concentró sus esfuerzos en las exploraciones de sus operaciones actuales con el objetivo de desarrollar la cadena de valor en los recursos minerales. Los problemas sociales y la falta de recursos minerales han conllevado a la paralización parcial de la explotación minera en Cerro de Pasco, como se puede apreciar el histórico tajo abierto Raúl Rojas se encuentra en un estado de abandono donde se tiene que ampliar las rampas para continuar con la explotación teniendo en cuenta que la explotación en la actualidad es a cielo abierto para una explotación masiva y cubrir los costos de operación, ya que la explotación a túnel tendría que ser ampliada, esta decisión se llevará a cabo cuando se observa que los problemas sociales de la población se manifiesten sobre la explotación minera.

En nuestro país el problema social se ha generalizado ya que muchas denuncias mineras se encuentran paralizadas ya que estos están siendo movidos por intereses particulares con intereses nacionales y que la inversión hasta la fecha no es recuperable haciendo un país poco confiable en inversiones extranjeras.

1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

En la flotación de minerales existen un sin número de variables que influyen en las recuperaciones en la calidad tanto de los concentrados como de los relaves. Siendo algunas de estas variables:

- Granulometría del mineral de alimentación.
- Dosificación de reactivos.
- pH del mineral.
- Tipos de celdas de flotación.
- Velocidad de agitación.
- Porcentaje de sólidos.
- Densidad de pulpa.
- Mineralogía del mineral de alimento.
- Mineralogía de la pulpa que va hacia el relave.

El problema principal de la investigación está en determinar, cuáles son las variables más influyentes e importantes que presentan los minerales sulfurados en el proceso de concentrar los minerales en estudio.

Por lo tanto, el trabajo de investigación tiene por finalidad, caracterizar a los minerales sulfurados en las variables que afectan la recuperación de plomo, zinc a escala industrial.

Por lo tanto, el objetivo general de la investigación está orientado en determinar las mejores condiciones de operación para un circuito de flotación primaria (rougher),

para controlar las variables principales del proceso, como son: Granulometría del mineral, dosificación de los reactivos y el pH de la pulpa.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

Es importante mencionar que Volcán continúa enfocada en el control y la reducción de costos en todas las unidades operativas. Se han identificado oportunidades específicas de mejora relacionadas a las secciones de minado, sostenimiento, mantenimiento, transporte y áreas de soporte, las cuales se implementarán en los siguientes meses. Es así que el costo unitario del 2018 fue 46,6 USD/TM, 2,6% menor a los 47,9 USD/TM del 2017. Durante el 2018, las ventas netas fueron USD 775 MM, 9,5% menores respecto a los USD 857 MM del 2017. El margen bruto de la Compañía se redujo de 34% en el 2017 a 31% en el 2018, como consecuencia de los ajustes de venta y liquidaciones finales negativos producto de la tendencia a la baja de los precios de los metales, que fue parcialmente contrarrestada por el menor costo de producción y la ausencia de ventas de concentrados de terceros, que genera un menor margen. El EBITDA llegó a USD 289 MM, comparado con los USD 343 MM del 2017; en tanto que la utilidad neta ascendió a USD 29 MM.

1.3.1. PROBLEMA PRINCIPAL

¿Cómo hacer la aplicación de la microscopía óptica a los minerales sulfurados para la recuperación de plomo y zinc en Cerro S.A.C. de Volcán Compañía Minera?

1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

- a. ¿Cuál es la granulometría del mineral de plomo y zinc en la descarga del molino para la recuperación del plomo y zinc en Cerro S.A.C. de Volcán

Compañía Minera?

- b. ¿Cómo identificar microscópicamente a lo que provoca la baja recuperación de los minerales sulfurados para la recuperación de plomo y zinc en Cerro S.A.C. de Volcán Compañía Minera?

1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS

1.4.1. OBJETIVO GENERAL

Aplicar la microscopía óptica a los minerales sulfurados para recuperar plomo y zinc en Cerro S.A.C. de Volcán Compañía Minera.

1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- a. Determinar la granulometría del mineral de plomo y zinc en la descarga del molino para la recuperar plomo y zinc en Cerro S.A.C. de Volcán Compañía Minera.
- b. Identificar mineralógicamente los que provocan la baja recuperación de los minerales sulfurados para recuperar plomo y zinc en Cerro S.A.C. de Volcán Compañía Minera.

1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La presente investigación está enmarcada en la aplicación mineralógica al mineral sulfurado ya que, a nivel sectorial, el sector minería e hidrocarburos pasó de crecer 3,2% en el 2017 a contraerse 1,3% en el 2018, como consecuencia de la menor producción de oro, particularmente en las minas Lagunas Norte y Pierina de Barrick, Poderosa, La Arena, Gold Fields, La Zanja y Orcopampa. Cabe señalar que, a nivel nacional, también se registró una menor producción de cobre, plata y plomo. En tanto, el sector pesca creció 39,7%, gracias a la mayor extracción de anchoveta (6,1 millones de toneladas), el mayor nivel en los últimos siete años. Por su lado, los

sectores no primarios crecieron 4,2%, mayor a la expansión de 2,3% del 2017, por el mayor dinamismo de la construcción y la manufactura. Es necesario hacer investigaciones para alcanzar el desarrollo económico del país a través de la minería.

1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

El presente estudio de investigación nos conllevará a caracterizar a los minerales sulfurados para su recuperación de plomo y zinc en los laboratorios químico – metalúrgico de la empresa minera Cerro SAC de Volcán Compañía Minera Cerro de Pasco, y que la empresa sea favorecida económicamente en beneficio de sus trabajadores. La investigación a realizarse tendrá como limitaciones la caracterización de los minerales sulfurados y obtener la recuperación de plomo y zinc teniendo en cuenta que la bibliografía es escasa en el mundo de la minería, así como también se llevará a cabo en un lapso de 6 meses de estudio.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

En el presente estudio de investigación se desarrollará con el uso adecuado del laboratorio metalúrgico de Cerro S.A.C. de Volcán Compañía Minera.

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO

Con frecuencia, el estudio que se realiza para la valoración de un depósito mineral implica tan sólo el estudio genérico de las leyes de los elementos que se espera pueda ser interesantes en el tipo de depósito, obviando el estudio mineralógico detallado de las asociaciones minerales. No obstante, un estudio detallado de la mineralogía no tiene tan sólo connotaciones académicas como a veces se cree, sino que puede ayudar a incrementar el valor añadido de la explotación, e incluso por sí sólo puede ayudar a descartar o confirmar el interés del yacimiento. Teniendo en cuenta el bajo costo de los análisis mineralógicos, cuando se comparan con otros métodos, no deja de ser sorprendente este comportamiento erróneo de muchas empresas. El objetivo es el de ofrecer una revisión de las técnicas de caracterización del mineral más

usuales, así como valorar la incidencia de los estudios mineralógicos en la exploración, valoración y explotación de yacimientos minerales. Las técnicas han sido clasificadas en 2 grupos. El primer grupo incluye a las técnicas de mayor uso, de un costo económico relativamente bajo, las cuales podemos denominar “técnicas convencionales”:

- (i) Difracción de polvo de rayos X y difracción cuantitativa de rayos X
- (ii) Microscopio electrónico de barrido con analizador de energías (SEM-EDS)
- (iii) Catodoluminiscencia
- (iv) Microsonda electrónica (EMP)

El segundo grupo abarca un grupo de técnicas menos accesibles, y mucho más caras, las cuales denominamos en este trabajo “técnicas no convencionales”:

- (i) Particle Induced X-Ray Emission (Micro-PIXE)
- (ii) Secondary Ion Mass Spectrometry (SIMS)
- (iii) Laser-Ablation- Inductively Coupled PlasmaMass Spectrometry (LA-ICP-MS)

La mayor parte de esta compilación está dedicada a las técnicas convencionales (DRX, SEM-EDS y EMP), las cuales pueden ser de mayor impacto en el campo de la pequeña minería.

2.1.1. UNIDADES DE PRODUCCIÓN

Las operaciones de Volcán se encuentran divididas en cuatro unidades económicas administrativas (UEA): Yauli, Chungar, Alpamarca-Rio Pallanga y Cerro de Pasco; cada uno de las cuales incluye una o más minas y plantas de tratamiento, tal como se detalla a continuación:

Tabla N° 2.1: Unidades de Producción Minera de Volcán Compañía Minera

Unidad	Minas	Plantas Concentradoras
Yauli	San Cristóbal Andaychagua Ticlio Carahuacra Tajo Abierto Carahuacra Norte	Victoria Mahr Túnel Andaychagua
Chungar	Animón Islay	Animón
Alpamarca - Río Pallanga	Alpamarca Río Pallanga	Alpamarca
Cerro de Pasco	Mina Subterránea Tajo Abierto Raúl Rojas Vinchos	Paragsha San Expedito

Fuente: Elaboración propia

2.2. BASES TEÓRICAS - CIENTÍFICAS

Para plantear el marco teórico debemos de manifestar lo que entendemos sobre las pruebas que se realizan a un determinado mineral y de esa manera poder plantearnos el sistema de caracterizar a los minerales sulfurados que debemos realizar a la celda unitaria para mejorar la recuperación de concentrado de plomo en Cerro S.A.C. de Volcán Compañía Minera.

La obtención de una gran parte de los concentrados minerales se realiza mediante la separación de mezclas de polvos de diferentes tamaños que se logran por diferentes procesos tecnológicos de trituración, pulverización y micronizado. En el desarrollo de concentrados minerales participan varios minerales con diferentes características físico-mecánicas, entre ellas se destacan la fragilidad, dureza,

disgregación, deleznableidad y plasticidad entre otras que, en cierta medida, determinan su capacidad para ser reducidas a partículas de un tamaño determinado. Otra fuente de materiales pulverulentos parte de reacciones químicas en diferentes medios a escala industrial, lográndose partículas muy finas hasta 0,005 (um de tamaño). Es muy frecuente en la formulación de una determinada formulación o sustancia intervengan varios tipos de polvo que abarcan un amplio rango granulométrico, por lo que es necesario emplear varias técnicas de análisis granulométrico para su caracterización.

El impresionante desarrollo instrumental ha mejorado grandemente la precisión y reducido considerablemente el tiempo en la obtención de análisis granulométricos con alto grado de reproducibilidad. La reproducibilidad de los resultados del análisis granulométrico y su aproximación a la distribución real depende fundamentalmente de la preparación de la muestra, la forma de las partículas y la técnica empleada.

La distribución del tamaño de partículas es indudablemente una de las características más importantes del sistema granulométrico, por tanto se requiere un conocimiento de los principios que rigen las técnicas instrumentales a emplear, así como los factores que pueden influir en los resultados y su interpretación metalúrgica.

2.2.1. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

El concepto de tamaño de la partícula que, por lo común, tiene forma irregular, es muy importante. La dimensión de la partícula se determina rigurosamente por una magnitud, el diámetro, si la misma tiene forma de

esfera, o por uno de los lados, si tiene forma de cubo. En todos los demás casos, el tamaño de las partículas se caracteriza por una magnitud media, o equivalente. Por dimensión de la partícula se opta: valor medio de tres dimensiones (longitud, anchura y espesor), d_1 ; la longitud del lado de un cubo equivalente según su volumen, d_2 ; el diámetro equivalente de una esfera cuyo volumen es igual al de la partícula; d_3 ; el diámetro de una partícula esférica, calculado a partir de la velocidad de sedimentación de la partícula sometida a estudio, d_4 (el denominado diámetro de Stokes); el diámetro de una esfera cuya superficie equivale a la de la partícula sujeta a estudio, d_5 ; el diámetro de un círculo cuya área equivale a la proyección de la partícula en el plano, en posición de su máxima estabilidad, d_6 ; el lado del cuadrado o diámetro del orificio del tamiz, cuya área equivale a la partícula, correspondiente a sus dos tamaños lineales más pequeños, d_7 .

Aplicando uno u otro método de análisis granulométrico (de dispersión) de minerales, se determinan distintas magnitudes que caracterizan el tamaño de la partícula. Por ejemplo, en el análisis de cribado, d_7 ; en el de sedimentación, d_4 ; en el microscopio, d_6 y rara vez d_1 , d_2 y d_3 ; y en la medición de superficies, d_5 .

Por eso los resultados de los análisis granulométricos, obtenidos por diferentes métodos, son a menudo incompatibles, mientras que algunos métodos de análisis granulométrico solo resultan aplicables para las partículas de forma relativamente regular. Antes de elegir el método de análisis es conveniente observar las partículas al microscopio. Las

características del mineral clasificado en las partículas según su tamaño, suelen ser suficiente. También es necesario determinar el contenido de acompañantes valiosos en las diversas clases de tamaño. Por ello, los más admisibles son aquellos métodos con los que se esperan diversas fracciones de la mena en cantidades suficientes para determinar el contenido de minerales valiosos.

El medio de dispersión ejerce influencia sobre los resultados del análisis. Algunos minerales pueden dispersarse en agua u otro líquido, y otros, al contrario, coagulan o flocculan. La concentración de la fase de dispersión no debe pasar de 0,05 -0,1%, a fin de reducir la probabilidad de choque de las partículas entre sí durante el análisis. Para determinar los agregados de partículas, es recomendable emplear dispersantes de suspensiones: sales inorgánicas, ácidos, bases o tenso-activos. En cada caso concreto el dispersante se elige individualmente. Al elegir de un modo correcto el dispersante, el rendimiento de la clase fina es máximo. En una serie de casos, cuando es necesario conocer la composición de dispersión, el análisis se realiza en un medio cuya composición se aproxima máximamente al medio práctico. La densidad del medio debe ser menor que la de los minerales o la mena. El análisis granulométrico por tamizado consiste en cernir una muestra a través de un juego de tamices estandarizados, y en determinar el porcentaje de masa acumulado en cada uno de estos respecto a la masa de la muestra inicial. Lo más común se utiliza el juego de tamices estándar elaborado por Tyler, en que el tamaño de la malla de la tela metálica anterior se diferencia del tamaño de la tela metálica posterior en $\sqrt{2} = 1,4142$ veces.

El tiempo de tamizado de la muestra se elige empíricamente respecto a la muestra sometida a estudio. El tamizado se considera concluido cuando el aumento del peso del residuo en el más fino de los tamices, durante el tiempo de tamizado, constituye no más del 5%.

2.2.2. ANÁLISIS QUÍMICO

Es una de las técnicas de análisis más comúnmente utilizada para los minerales y técnicas espectroscópicas son utilizadas para Análisis cualitativos de rutina, análisis cuantitativos de impurezas, análisis cuantitativo de elementos en sistemas que no pueden ser analizados por análisis químicos.

2.2.3. SERVICIOS DE LABORATORIO QUÍMICO METALÚRGICO

Preparación de muestras Geológicas y Metalúrgicas.

Pruebas de Chancado y Molienda.

Pruebas de Concentración.

- Flotación de Minerales (Metales y No Metálicos).
- Flotación Batch Abiertas.
- Flotación de Ciclo Cerrados.

Gravimétrica.

Magnética.

Pruebas de Lixiviación y Cianuración.

- Por agitación en Botellas.
- Por agitación en Tanques.
- Por percolación en Columnas.

Pruebas de sedimentación y filtrado.

Estudios de Microscopía de Minerales

Desarrollo de Proyectos.

- Estudio Conceptual.
- Estudio de Pre Factibilidad.
- Pilotaje.
- Auditoria de Plantas.

Diseño y fabricación de equipos para Minería y Metalurgia.

Planta Piloto de Molienda - Flotación.

Laboratorio Químico

Investigación Metalúrgica Aplicada.

Consultoría y Entrenamiento.

2.2.4. MINERALOGIA

La clave para solucionar un problema es conociendo realmente al problema.

Por tal motivo la caracterización mineralógica es el inicio de los estudios metalúrgicos, para la optimización de los procesos. Nuestro laboratorio, emplea el microscopio de luz polarizada y combina técnicas de observaciones cualitativas y cuantitativas de los minerales presentes en las muestras de estudio. De ser necesario, utiliza otros equipos de nuestro medio, tales como microscopia electrónica, difracción de rayos X y otros, con la finalidad de complementar los estudios y brindar un servicio completo, de acuerdo a las necesidades del cliente. Nuestros servicios están orientados a:

- Determinación de la mineralogía de cabezas, colas y concentrados de una planta y/o muestras de mina,
- Estudios de liberación de minerales en molienda, remolienda y flotación.

2.2.5. PREPARACIÓN DE MUESTRAS

Las muestras procesadas en nuestro laboratorio, provienen de perforaciones diamantinas o muestras de campo recolectadas por personal de exploraciones o mina y otras corresponden a muestras del proceso de planta. Las muestras son seleccionadas y tratadas de acuerdo a los requerimientos del cliente. Las principales actividades de la sección de preparación de muestras son:

- Chancado, clasificación y cuarteo de muestras, para las etapas siguientes de pruebas metalúrgicas.
- Pulverizado y homogenizado de sub-muestras para análisis químicos.
- Análisis granulométricos. Nuestro laboratorio cuenta con procedimientos y sistemas de calidad, que aseguran la confiabilidad de los resultados.

2.2.6. MOLIENDA

La etapa de molienda, es una de las etapas muy importantes en una planta de procesamiento de minerales, en costos de energía y medios de molienda, por lo que la caracterización de minerales, es la base para el diseño de plantas y la optimización de operaciones existentes.

La conminución se inicia en la mina con la voladura y continua en la planta con chancado y molienda.

Los principales servicios en molienda son:

- Determinación de Work Index de Bond (Impacto y Bolas)
- Determinación del índice de Abrasión de minerales y aceros.
- Determinación de tiempos de molienda.
- Investigación y desarrollo de molienda fina y ultrafina.
- Optimización y simulación de circuitos de molienda y clasificación.

2.2.7. MINERALES DE PLOMO-ZINC

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

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

Las separaciones son posibles por la hidrofobicidad inherente natural y debido al hecho de que la esfalerita como un mineral no es fácilmente

recogido por los reactivos de flotación. Se emplea un proceso de flotación secuencial de dos etapas bien establecido. Un importante primer paso implica asegurar que la superficie de la esfalerita no está activada con iones de metal disueltos, que a su vez hace a la esfalerita no flotable. El sistema establecido de procesamiento por flotación de plomo-zinc es agregar sulfato de zinc ($ZnSO_4$) al molino para controlar la activación de los iones metálicos (depresión de esfalerita). A menudo se agregan metalbisulfito u otros químicos de sulfuración con el sulfato de zinc para depresión de mineral de sulfato de hierro.

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

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

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

Metalurgia concentrada y recuperaciones óptimas de plomo se logran generalmente utilizando una combinación de xantato y ditiofosfato. Si la superficie de la galena está ligeramente oxidada (manchada), la inclusión de mercaptobenzotiazol (MBT) a menudo se hace parte del juego como colector para maximizar las recuperaciones de galena. Los espumantes usados en la flotación de galena tienden a ser del tipo más débil, tal como el MIBC, porque la galena es fácilmente flotable y tiene una cinética de alta flotación. Sin embargo, por la cinética de alta flotación y la alta densidad del mineral de galena, la capacidad de acarreo de la espuma de mineral puede requerir el uso de una espuma ligeramente más fuerte o una combinación con un componente de espuma más potente para alcanzar óptimos resultados metalúrgicos. La práctica normal de flotación de esfalerita es elevar el pH de flotación a 10-12 para mejorar el rechazo de minerales de sulfuro de hierro hacia los residuos de flotación de esfalerita. Muchos operadores prefieren usar espumantes del tipo alcohol en flotación de esfalerita para maximizar su selectividad de flotación. Un xantato de menor peso molecular como el xantato de sodio isopropílico (SIPX) se usa en combinación con un colector de flotación de ditiofosfato menos poderoso, y en casos raros, un reactivo de flotación de tionocarbamato. En circunstancias excepcionales,

las consideraciones de respuesta de mineralogía y metalúrgica requieren un concentrado inicial a granel de plomo-zinc con los minerales de plomo y zinc posteriormente separados en un paso de flotación selectiva. Bajo este esquema, un concentrado de flotación a granel de galena y esfalerita es producido a un pH de 6,5 (modificado con H_2SO_4) con la adición de algunos sulfatos de cobre para asegurar una activación completa de la esfalerita.

El concentrado a granel es posteriormente acondicionado con hidróxido de sodio para alcanzar un pH de aproximadamente 11,5 y la adición de un colector desde el cual un concentrado de plomo es flotado. El concentrado de zinc es en realidad el residuo de este paso de separación a granel. El residuo de flotación es concentrado de zinc. Si la plata está asociada con la galena, la plata se reporta al concentrado de plomo. Mientras que la pirita es relativamente fácil de deprimir con cal, la pirrotita es más difícil de deprimir. Una alternativa para la depresión de metabisulfito es oxigenar la lechada la cual, si la pirrotita se reactiva, puede hacer que el sulfuro de hierro sea menos flotable. En casos de desafíos mayores de depresión de sulfuro de hierro, el concentrado de zinc puede ser limpiado por flotación inversa del concentrado tratándolo primero con SO_2 para reducir el pH a 5-5,5 y entonces calentar la pulpa a 60-70 °C. La ganga se flota con la esfalerita y se incorpora a los residuos.

2.2.8. PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Con el objeto de no incurrir en error de evaluación y dar a todos los reactivos en prueba la misma oportunidad de demostrar sus propiedades, las pruebas

tienen que ser efectuadas en condiciones exactamente iguales a la prueba estándar, es decir, granulometría, dilución, dosificación de reactivos, tiempo de acondicionamiento y flotación, nivel de pulpa, RPM, remoción de espumas etc. En el momento de la flotación es de suma importancia que la técnica empleada durante la flotación estándar sea la misma para las demás pruebas.

Esto es lo referente a: inclinación, profundidad, modalidad y frecuencia de remoción de espumas, frecuencia de lavado etc. tratando de eliminar en lo posible el error experimental, que podría ocasionar conclusiones erróneas.

Un método de conocer el grado de error que uno es capaz de cometer durante una prueba de flotación es realizar la prueba estándar por triplicado. Si la prueba está bien trabajada, los resultados metalúrgicos incluyendo los pesos de los productos deben ser similares entre sí, esto significa que la preparación de la muestra antes y después de las pruebas sea efectuada cuidadosamente. Sólo después de alcanzar ese nivel de exactitud, se estará en condiciones de efectuar con seguridad las pruebas metalúrgicas tendientes a evaluar reactivos de flotación. En caso de evaluar uno o más reactivos, para cuantificar su calidad estos se deben comparar con otro reactivo de marca y calidad reconocida al cual denominaremos reactivo patrón.

2.2.9. PRUEBAS METALÚRGICAS

En una etapa inicial es recomendable hacer las pruebas metalúrgicas a nivel de laboratorio con flotaciones rougher, rougher-scavenger, por ser estos

rápidos y económicos para esta etapa de trabajo, posteriormente ya con el reactivo seleccionado se puede ir a pruebas más elaboradas donde se incluyan etapas de limpieza y/o pruebas cerradas.

Estas pruebas deben llevarse a cabo con el mínimo error posible, solo así se podrá llegar a conclusiones verdaderas. Por ejemplo, en pruebas batch o cerradas es muy conveniente tener la suficiente práctica en flotación a fin de no cometer errores que podrían ser perjudiciales hasta para el mejor reactivo. Es conveniente dar preferencia a la práctica de flotación, hasta correr una prueba por triplicado, partiendo de 1 Kg. de muestra se debe obtener casi la misma cantidad de concentrado, con variaciones en un gramo como tolerancia mínima.

La evaluación de reactivo será en base a recuperación, radio de concentración, radio de enriquecimiento, eficiencia de separación, índice de selectividad forma y tamaño de espumas y otros criterios metalúrgicos que uno crea conveniente, como gráficos, etc.

A veces es necesario realizar análisis mineralógico de los productos a fin de obtener una idea de la naturaleza y la proporción de los diferentes tipos de partículas presentes.

El conocimiento del precio de los reactivos frente a la mejora obtenida por este mayor rendimiento metalúrgico ayudará a tener una mejor idea técnico-económica del reactivo evaluado; en casos donde los resultados metalúrgicos obtenidos con el reactivo evaluado sean ligeramente superiores al estándar y la eficiencia del reactivo no está bien definida es recomendable

ir a pruebas donde se incluya etapas de limpieza y/o pruebas cerradas para confirmar o descartar las bondades del reactivo.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.

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

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

Planta Concentradora. Las operaciones de las Plantas Concentradora de minerales requieren en la mayoría de los casos de una preparación previa de los minerales que conllevan a la liberación de las partículas valiosas de su ganga acompañante. Con las diversas etapas de trituración, molienda, flotación, espesamiento y filtrado se conseguirá completar el grado de liberación necesario para el concentrado de Minerales.

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

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

2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS:

2.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

Si analizamos microscópicamente a los minerales sulfurados entonces podemos recuperar el plomo y zinc en Cerro S.A.C. de Volcán Compañía. Minera.

2.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS

- a. Si determinamos la granulometría del mineral de plomo y zinc en la descarga del molino entonces podemos recuperar el plomo y zinc en Cerro S.A.C. de Volcán Compañía. Minera.
- b. Si identificamos mineralógicamente lo que provoca la baja recuperación entonces podemos recuperar el plomo y zinc en Cerro S.A.C. de Volcán Compañía. Minera.

2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

2.5.1. VARIABLE DEPENDIENTE

Recuperación de plomo y zinc en Cerro S.A.C. de Volcán Compañía Minera.

2.5.2. VARIABLE INDEPENDIENTE

Aplicación de la microscopía óptica a los minerales sulfurados.

2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES

Variables	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensión	Indicadores
Independiente: Aplicación de la microscopía óptica a los minerales sulfurados	Realizar investigaciones con la finalidad de aplicar la microscopía óptica los minerales sulfurados	Realizar pruebas metalúrgicas en la sección molienda, flotación y en la dosificación de reactivos	TMPD	- Tamaño de grano liberado. - Consumo de reactivos - pH
Dependiente: Recuperación de plomo y zinc.	Con los resultados obtenidos comparar el tamaño de partícula, el reactivo nos ayuda a obtener mejores resultados y pH adecuado	Hacer el balance metalúrgico después de la flotación de los minerales	TMPD	Porcentaje de recuperación.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

Teniendo en cuenta los Objetivos de la Investigación y la naturaleza del Problema planteado, para el desarrollo del presente estudio se empleó el Tipo de Investigación **cuasi experimental**, porque permite responder a los problemas planteados, de acuerdo a la caracterización sobre la evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados en Cerro S.A.C., describiendo y explicando las causas y efectos, traducidos en resultados obtenidos de las pruebas experimentales.

A pesar de las limitaciones que presenta la metodología cuasi experimental, la correcta planificación y ejecución de un cuasi-experimento, que en muchas situaciones constituye la única alternativa de trabajo, puede aportar una información adecuada sobre el impacto de un tratamiento o evolución del cambio.

3.2. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

El trabajo será experimental utilizando la metodología **aplicada**, Se tomarán muestras representativas de minerales sulfurados de plomo que la empresa tiene almacenado en cancha las que fueron previamente extraídas de la mina y que fueron especialmente guardados para esta época, en que subiría el precio del cobre, plomo y zinc, estos minerales fueron almacenados especialmente con mucho cuidado evitando en lo posible su contacto con el medio ambiente para evitar una posible oxidación de los mismos.

3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El Diseño empleado en la presenta Investigación es el de carácter **experimental**; metodología que permite establecer la relación existente entre la aplicación de la variable independiente en el proceso y el resultado obtenido, considerado como variable Dependiente, teniendo en cuenta para ello el problema principal planteado, y que será desarrollado dentro del contexto de la investigación como experimental – condicionada.

Para cumplir con la Metodología y diseño de la investigación, el control de las pruebas experimentales se llevó a cabo mediante una observación controlada de la variable independiente y de aquellas que intervinieron circunstancialmente y que han afectado o favorecido en los resultados de la variable dependiente.

3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.4.1. POBLACIÓN

Las reservas de mineral son la parte económicamente minable de un recurso mineral medido o indicado. Las reservas incluyen la dilución de material y

contingencias por pérdidas que pueden ocurrir durante su minado. Las reservas son categorizadas como probadas o probables atendiendo a su grado de confianza. La presente estimación se realizó aplicando los lineamientos establecidos por las mejores prácticas de la industria, y alineando los procedimientos y metodologías de Volcán con los estándares que emplea Glencore a nivel corporativo. Se ha logrado adecuar los procedimientos en las minas de Chungar, Yauli y Alpamarca, quedando en proceso de adecuación la mina de Cerro de Pasco. Las reservas de la Compañía, al 31 de diciembre de 2018, disminuyeron su tonelaje en 32% con respecto al año anterior. La disminución del tonelaje se explica básicamente por los cambios ocurridos en la unidad de Cerro de Pasco. Las leyes de Zn, Pb y Cu casi no sufrieron variación con respecto al año anterior, mientras la ley de Ag tuvo una disminución de 33%. En la unidad de Yauli, las reservas disminuyeron en 8% con respecto al año anterior, las leyes en general sufrieron una disminución alrededor de 15% debido a la precisión obtenida en la representación de la dilución interna en los volúmenes a ser minados, esto con la generación de las áreas de minado mediante el software.

En la unidad Chungar, las reservas disminuyeron en 20% con respecto al año anterior, esto se debió a una disminución del universo de recursos medidos e indicados y a una detallada exclusión de zonas donde no es viable su minado. Las leyes disminuyeron por el mismo efecto de la dilución interna, al igual que en Yauli.

En la unidad de Cerro de Pasco, las reservas disminuyeron en 86% con respecto al año anterior. Los ajustes se debieron principalmente a la reclasificación de casi la totalidad de las reservas a la categoría de recursos inferidos, que genera una disminución de 13.4 millones de TM, hasta que se confirme su certeza.

Tabla N° 3.1: Reservas de minerales probadas y probables por unidad minera

Reservas minerales probadas y probables por unidad minera									
RESERVAS MINERALES PROBADAS Y PROBABLES	MM DE TM	LEYES				FINOS			
		Zn %	PB %	Cu %	Ag oz/TM	Zn miles de TM	Pb miles de TM	Cu miles de TM	Ag millones de oz
Yauli	21.5	4.5	0.7	0.1	2.7	972	157	21	59
Probadas	10.4	4.9	0.7	0.1	2.6	507	73	10	27
Probables	11.1	4.2	0.8	0.1	2.9	464	84	11	32
Cerro	2.1	1.2	0.6	-	0.5	25	13	-	1
Probadas	2.1	1.2	0.6	-	0.5	25	13	-	1
Chungar	8.3	4.5	1.5	0.1	2.2	371	121	10	18
Probadas	2.5	4.5	1.3	0.1	2.5	114	34	3	6
Probables	5.8	4.5	1.5	0.1	2.0	256	87	7	12
Alpamarca	2.5	0.9	0.7	0.1	1.3	21	16	2	3
Probadas	0.9	0.9	0.7	0.1	1.5	8	6	1	1
Probables	1.6	0.8	0.6	0.1	1.2	13	10	2	2
Probadas	15.9	4.1	0.8	0.1	2.3	655	126	14	36
Probables	18.4	4.0	1.0	0.1	2.5	733	180	21	46
Total	34.3	4.0	0.9	0.1	2.4	1,388	306	35	81

Fuente: Departamento de Geología

Esta reclasificación se debe a que actualmente la mina de Cerro de Pasco está en el proceso de adecuación a los procedimientos y estándares de Glencore en el área de recursos, al finalizar este proceso se procederá a la estimación de reservas. Para efectos de este reporte se optó por publicar las reservas en el stockpile de sulfuros. En la unidad Alpamarca, se aprecia un incremento de 135% con respecto al año pasado, esto gracias a los trabajos geológicos de infill drilling que permitieron elevar la certeza del mineral inferido a

categoría de medido e indicado, y ser posteriormente clasificado como reserva en la evaluación económica.

3.4.2. MUESTRA

Como muestra de estudio es la recolección de minerales sulfurados en una cantidad aproximada de 80 kilos en un muestro aleatorio por mallas del cual utilizaremos diez kilos para realizar su tratamiento metalúrgico.

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.5.1. MATERIALES E INSUMOS

Las muestras de pulpa utilizadas en el desarrollo de la investigación experimental, es la descarga de la última celda scavenger de flotación de plomo. zinc de la Planta Concentradora de la Unidad de producción de Cerro de Pasco la Compañía Minera Volcán, esta muestra de pulpa es nuestra cabeza de plomo y zinc.

3.5.2. LOS INSUMOS A EMPLEAR

- Cal.
- Colector Selectivo de Zinc F-1661.
- Colector selectivo de Zinc F-4277.
- Colector Xantato Z11/Z6
- Espumante Flotanol H-53.
- Activador Sulfato de Cobre (CuSO₄).
- Agua industrial.
- Agua filtrada de la pulpa.

3.5.3. LOS MATERIALES A UTILIZAR.

- Muestreador de pulpas.
- Vasos de precipitación
- Pizeta.
- Jeringas.
- Probeta milimetrada.
- Luna de reloj.
- 10 Baldes de plásticos o recipientes de 2 litros.
- 2 bandejas metálicas de 50 cm x 20 cm.
- 10 bandejas metálicas de 25 cm x 15 cm.
- Malla #10.

3.5.4. MÉTODOS

Pruebas de flotación selectiva batch.

Pruebas de flotación estándar de la planta concentradora de la UEA Cerro S.A.C, Cerro de Pasco.

3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

3.6.1. ENSAYES QUÍMICOS DE LAS MUESTRAS

Preparada la muestra se envía a Laboratorio Químico para su respectivo ensayo tal como se observa en la tabla N° 4.1.

Tabla N° 4.1: Ensayes Químicos al Mineral Sulfurado

Ag g/T	Pb %	Cu %	Zn %	Fe %	As %	Mn %	Bi %	Sb %	Pb Ox %	Zn Ox %
254,36	1,77	0,66	4,47	13,52	0,35	2,14	0,09	0,38	0,19	0,13

Fuente: Elaboración propia

Los resultados del cuadro anterior corresponden el siguiente comentario:

- El mineral en estudio contiene contenidos altos de Plata, cobre y zinc; en el caso del plomo se encuentra en forma regular.
- El contenido de hierro se encuentra alto.
- El contenido de contaminantes (arsénico, manganeso y antimonio) se pueden considerar moderados, en el caso del bismuto se encuentra en forma baja.
- Los contenidos de óxidos de plomo y zinc son de 28.79% y 2.91% respectivamente que representan de los valores totales ensayados.

3.6.2. PRUEBAS DE MOLIENDABILIDAD

Las pruebas de molienda se realizaron con 1000 gramos y 500 cc de agua con lo cual se obtiene una pulpa en molienda con 67% de sólidos y posteriormente se realiza el análisis granulométrico correspondiente; para determinar el grado de molienda a 60,0% -m200 se realizan 2 pruebas a diferentes tiempos de molienda (10 y 20 minutos).

La muestra se trabajó en un molino de 8,58”x11,22” con una carga de bolas de acero es de 20 000,00 gr. Los resultados de tres tiempos de molienda, el % malla -200, se presentan en la tabla N° 4.2.

Tabla N° 4.2: Moliendabilidad del Mineral Sulfurado

-m200	Tiempo
36,62	0
61,99	10
75,04	20

Fuente: Elaboración propia

Obtenido los datos de Moliendabilidad, se determina la ecuación de regresión de datos de tiempo Vs. Pasante (-m200), en el cual se obtiene la siguiente relación lineal:

$$y = 0,5033X - 19,133$$

$$Tiempo_{(min)} = 0,5033(-m200\%) - 19,133$$

Se obtiene que el tiempo de molienda óptimo es de 11,01 min (60,00% -m200).

3.6.3.PRUEBA DE DETERMINACIÓN DE WORK INDEXCOMPARATIVO

Para caracterizar la dureza del mineral o Índice de Trabajo se usó el método comparativo con cuarzo que tiene un Índice de Trabajo de 13,6 Kw-hr/TC. Para ambos minerales se determinó el tamaño de alimentación promedio F80 (en la muestra 100% pasante malla 6 ASTM) y el tamaño del producto P80 luego de la molienda, para ambas muestras (Mineral Sulfurado) el tiempo de molienda fue de 10 minutos para ambas muestras, los siguientes datos son resultados del análisis granulométrico:

$$F80 \text{ cuarzo} = 1936,29 \mu\text{m} \text{ (100\% malla -6).}$$

$$P80 \text{ cuarzo} = 221,96 \mu\text{m.}$$

$$F80 \text{ mineral} = 1766,34 \mu\text{m} \text{ (100\% malla -6)}$$

$$P80 \text{ mineral} = 146,26 \mu\text{m.}$$

La ecuación de Bond de consumo de energía en reducción de tamaño de minerales es la siguiente:

$$13.6 \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80} \text{ cuarzo}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80} \text{ cuarzo}}} \right) = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80} \text{ mineral}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80} \text{ mineral}}} \right)$$

Haciendo uso de la ecuación de bond se determinó el $W_i = 10,24 \text{ Kw-hr/Tn}$ que será el indicador de dureza del mineral en estudio.

3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO

La investigación realizada en los laboratorios de la empresa minera Cerro SAC de Volcán compañía Minera, es una investigación netamente técnica donde se hizo uso de la estadística inferencial. El análisis, procesamiento e interpretación de los datos han sido mediante tablas y gráficos.

Tabla N° 3.2: Ensayo químico del concentrado de plomo

Producto	peso	Ensayo Químico						\$/TM
		%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	OzAg/TC	%Bi	
Plomo Estándar	120	68,27	5,29	2,14	1,75	65,74	0,220	361
Bulk 2da. Limpieza	6	59,26	8,43	3,86	3,13	75,63	0,220	358
	126	67,84	5,44	2,22	1,82	66,21	0,220	361

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 3.3: Ensayo químico del concentrado de plomo

dato	Ensayo químico de concentrado de plomo				
	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	OzAg/TC
1	68,65	4,55	2,48	1,60	65,90
2	65,65	6,76	2,57	1,97	66,38
3	68,40	5,51	2,34	1,90	63,28
4	65,45	6,44	2,60	2,08	65,90
5	69,25	5,47	2,08	1,75	66,41
6	68,70	6,43	1,98	1,42	62,77
7	69,60	5,44	1,76	1,81	59,26
8	70,05	4,72	2,09	1,71	64,81
9	72,03	4,25	2,10	1,29	62,69
10	71,77	4,15	2,05	1,25	63,13
11	66,30	6,77	2,12	1,93	58,03
12	64,96	6,97	2,14	1,86	63,93

13	64,15	5,79	2,38	2,49	69,98
14	70,51	3,38	2,39	1,69	72,90
15	68,15	4,65	2,52	2,21	78,29
16	66,75	5,07	3,45	1,52	79,25
17	68,84	4,82	2,85	1,65	74,07
18	62,57	7,46	2,19	2,43	64,08
19	68,50	4,87	2,92	1,56	70,57
20	69,25	5,48	2,14	1,54	67,69
21	69,35	5,07	2,07	1,56	64,23
22	66,85	6,02	2,31	1,85	69,47
23	66,80	6,72	2,07	1,98	63,35
24	70,55	4,43	1,97	1,32	64,08
25	68,89	5,02	1,94	1,62	64,74
26	71,03	3,91	1,82	2,29	60,44
27	66,42	6,01	2,03	1,64	58,76
28	68,35	4,85	2,25	1,26	64,23
29	63,38	7,76	2,42	1,88	61,24
30	71,25	3,59	1,63	1,14	64,01
31	67,18	6,34	1,47	1,62	55,84
32	67,95	5,36	1,73	1,88	62,62
33	71,10	3,87	1,38	1,43	60,43
34	70,10	4,35	1,77	1,95	66,35
35	70,90	3,92	1,84	1,82	64,59
36	70,95	4,02	1,81	1,64	66,12
37	65,50	6,05	1,94	2,31	63,42
38	68,30	4,63	1,77	1,69	84,73

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 3.4: Resultado de la regresión

<i>Estadísticas de la regresión</i>	
Coefficiente de correlación múltiple	0.937680752
Coefficiente de determinación R ²	0.879245193
R ² ajustado	0.864608247
Error típico	0.875806791
Observaciones	38

ANÁLISIS DE VARIANZA					
	Grados de libertad	Suma de cuadrados	Promedio de los cuadrados	F	Valor crítico de F
Regresión	4	184.3045824	46.07614559	60.07026183	0.000000000000011
Residuos (Error)	33	25.31223867	0.767037536		
Total	37	209.6168211			

	Coefficientes	Error típico	Estadístico t	Probabilidad	Inferior 95%	Superior 95%
Intercepción	85.71224657	2.079119105	41.22527006	5.76243E-30	81.48224695	89.94224619
Variable X 1 (% Zn)	-1.685005794	0.166521883	-10.11882504	1.2034E-11	-2.023797112	-1.346214477
Variable X 2 (% Cu)	-0.615193573	0.459120549	-1.339939094	0.189419361	-1.549281354	0.318894208
Variable X 3 (%Fe)	-1.733461853	0.507839823	-3.41340276	0.001714836	-2.766669741	-0.700253965
Variable X 4 (% Ag)	-0.06355755	0.032995749	-1.926234487	0.062725198	-0.130687906	0.003572806

Fuente: Elaboración propia

3.8. SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN

Las pruebas metalúrgicas realizadas en los laboratorios de la empresa administradora Cerro SAC, son de entera confiabilidad y de una validación certeza al igual que los cálculos realizados en la determinación del tamaño de partícula, dosificación de reactivos, control de pH, así mismo los balances metalúrgicos y comparación de los resultados.

3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA

La investigación que se realizó fue aceptada por la empresa administradora Cerro SAC de Volcán Compañía Minera. El tratamiento de su mineral pasa por momentos de altas y bajas no pudiéndose controlar la presencia de elementos metálicos en la relavera,

Asimismo, respetando los códigos de ética ya que la autoría debe limitarse a aquellos que hayan contribuido significativamente a la concepción, ejecución o interpretación del estudio presentado. La bibliografía utilizada en la base teórica está empleada respetando la identidad del autor.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO

4.1.1. UBICACIÓN DE CERRO S.A.C.

Empresa Administradora Cerro S.A.C es una filial de Volcán Compañía Minera S.A.A. Se constituyó como parte de una reorganización administrativa de los activos de Volcán para permitir a cada unidad minera gestionar en forma independiente las mejoras de sus resultados operacionales por medio de estrategias de reducción de costos y crecimiento. Así, Empresa Administradora Cerro S.A.C. pasó a ser administradora de la unidad minera Cerro de Pasco, en el departamento de Pasco, Provincia de Paco, Distrito Simón Bolívar. La compañía está a cargo de la planta Óxidos de Plata, la primera instalación de lixiviación de Perú. Empresa Administradora Cerro comenzó a operar en febrero de 2001 y tiene su sede en Lima.

En enero 2011, se aprobó la reorganización simple de la unidad minera Cerro de Pasco. Como resultado, esta división pasó a llamarse Empresa Administradora Cerro S.A.C. y se convirtió en una subsidiaria de Volcán Compañía Minera S.A.A. El objetivo de la reorganización era conseguir que cada unidad minera se gestione de forma independiente. En enero 2012, en el marco de una emisión internacional de bonos bajo la Regla 144A y la Regulación S de la United States Securities de 1933, Volcán colocó bonos corporativos hasta por USD 600 MM por un plazo de 10 años y a una tasa fija de 5,375%. Esta emisión tuvo como finalidad el financiamiento de los proyectos de crecimiento de la planta de Óxidos en Cerro de Pasco.

Actualmente se viene realizando tratamientos metalúrgicos en la planta concentradora de San Expedito y planta concentradora de Paragsha a los minerales perteneciente a Volcán Compañía Minera S.A.A., los trabajos que realizamos es a medida de investigación en los laboratorios químico y metalúrgico por las exploraciones que se hacen a través del departamento de Geología.

Los minerales que se tratan en Cerro S.A.C, es un mineral sulfurado con contenidos de plomo, zinc, plata en sulfosales y cobre en estado de chalcopitira. El cual se hace complicado su tratamiento por tener minerales penalizados como son el antimonio, arsénico y otros.

4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.2.1. FLOTACIÓN DE SULFUROS

a. FLOTACIÓN SELECTIVA Pb-Cu-Zn.

Se hace una prueba de flotación selectiva, flotando inicialmente los sulfuros de Cu – Pb – Ag, deprimiendo sulfuros de Zn y Fe; la segunda etapa es la flotación de sulfuros de Zn, activados con sulfato de cobre.

Tabla N° 4.3: Estándar de Reactivos utilizados en el acondicionamiento de las muestras sulfurada

	Tiempo	pH	ZnSO ₄	NaCN	NaHSO ₃	Z11	H-150	CaO	CuSO ₄
	Ac min		g/tn	g/tn	g/tn	g/tn	g/tn	g/tn	g/tn
Molienda	11,01	7,90	500,0						
Bulk									
Acond I	1,0	7,90		30,0		15,0	23,6		
Conc Pb I	1,0	7,90			300,0				
Conc Pb II	3,0	7,90							
Conc Pb III	5,0	7,90							
Zinc									
Acond II	2,0	7,9/11						900,0	
Acond III	3,0	11,10				20,0	5,9		200,0
Conc Zn I	1,0	11,10							
Conc Zn II	3,0	11,10							
Conc Zn III	5,0	11,10							
Consumo total (g/tn)			500,0	30,0	300,0	35,0	29,5	900,0	200,0

Fuente: Elaboración propia

4.2.2. RESULTADOS METALÚRGICOS

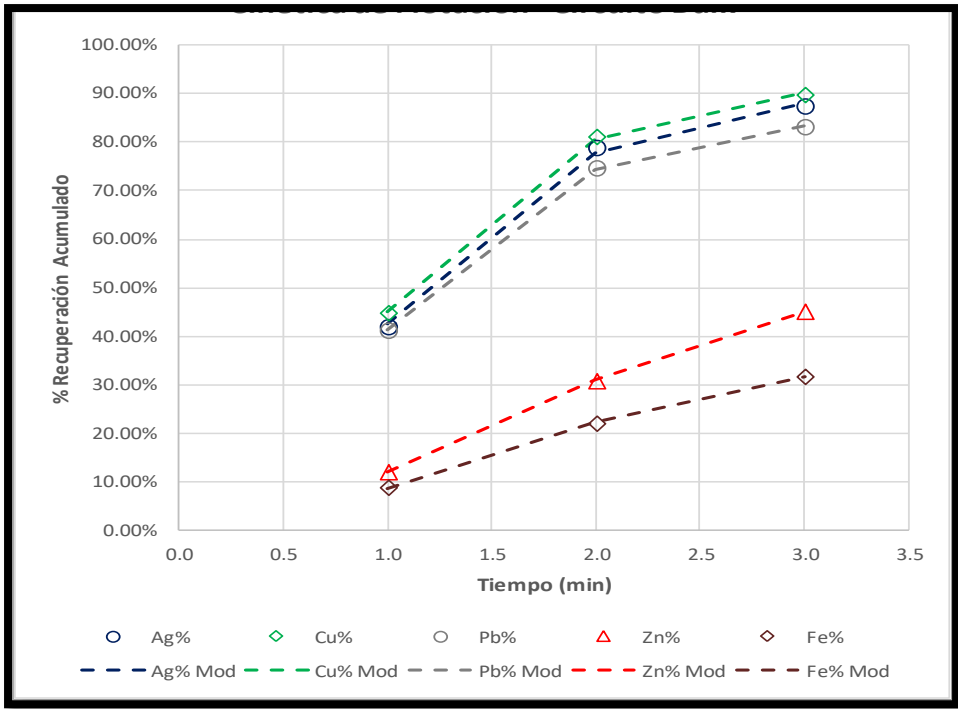
En la tabla N° 4.4, se muestran el balance metalúrgico de la cinética de flotación selectiva de sulfuros:

Tabla N° 4.4: Cinética de Flotación del Mineral Sulfurado

Producto	Peso %	Leyes								Recuperaciones							
		Ag g/T	Pb%	Cu%	Zn%	Fe%	As%	Bi%	Sb%	Ag%	Pb%	Cu%	Zn%	Fe%	As%	Bi%	Sb%
Cab ensayada		254,36	1,77	0,66	4,47	13,52	0,35	0,09	0,38	100	100	100	100	100	100	100	100
Conc Pb I	6,01	1930,29	11,94	4,48	8,94	21,06	2,39	0,76	2,94	41,95	44,82	41,20	12,04	8,84	46,14	40,98	46,83
Rv/Pb		170,82	0,94	0,41	4,18	13,89	0,18	0,07	0,21								
Conc Pb II	8,25	1237,17	7,04	2,65	10,14	22,91	1,33	0,51	1,82	36,92	36,33	33,47	18,76	13,20	35,26	37,77	39,82
Rv/Pb		68,15	0,35	0,19	3,60	13,02	0,07	0,03	0,06								
Conc Pb III	6,30	375,49	2,19	0,88	10,14	21,94	0,38	0,17	0,47	8,55	8,64	8,49	14,32	9,65	7,69	9,61	7,85
Rv/Pb		43,77	0,21	0,14	3,08	12,32	0,04	0,02	0,03								
Conc Zn I	1,93	160,79	0,75	0,44	42,84	9,88	0,12	0,05	0,15	1,12	0,90	1,30	18,56	1,33	0,75	0,87	0,77
Rv/Zn		40,85	0,19	0,13	2,09	12,38	0,04	0,02	0,02								
Conc Zn II	5,73	139,00	0,64	0,38	16,63	18,20	0,11	0,04	0,12	2,88	2,29	3,33	21,34	7,28	2,02	2,06	1,82
Rv/Zn		33,02	0,16	0,11	0,93	11,91	0,04	0,01	0,02								
Conc Zn III	12,65	71,54	0,31	0,21	2,53	20,44	0,06	0,03	0,04	3,27	2,41	4,06	7,17	18,05	2,44	3,40	1,34
Rv/Zn		59,12	24,78	0,13	0,09	0,59	10,09	0,03	0,01	0,01	5,30	4,62	8,14	7,82	41,65	5,70	5,31
Cab Calculad	100	276,56	1,60	0,65	4,46	14,32	0,31	0,11	0,38	100	100	100	100	100	100	100	100
										94,70	89,78	83,16	47,07	31,69	89,10	88,37	94,50

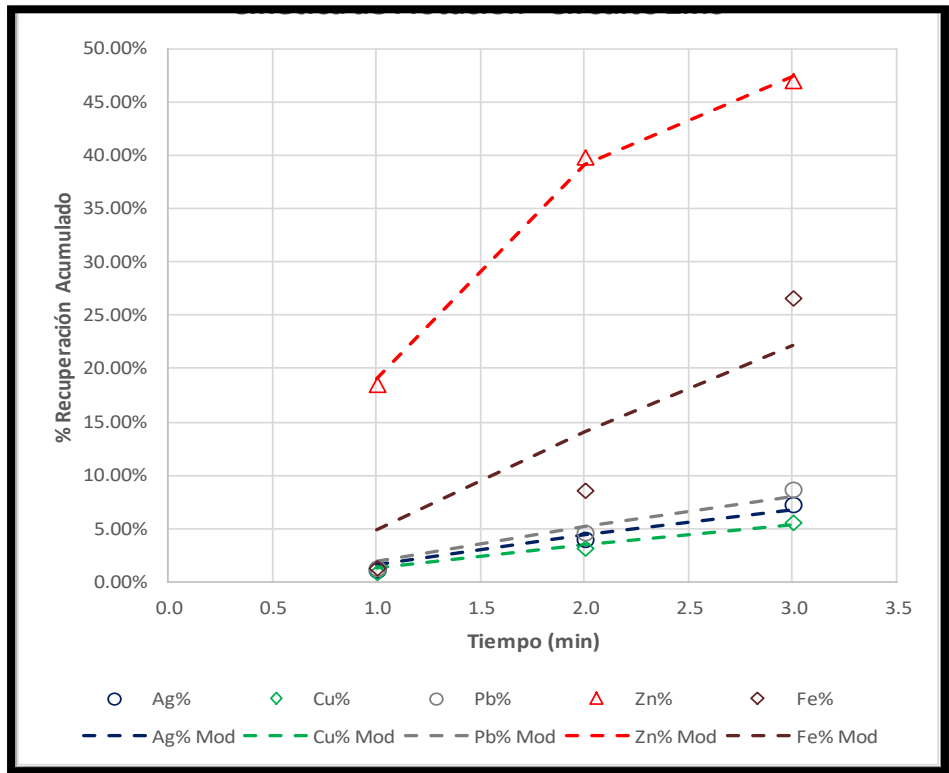
Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.8: Cinética de flotación – circuito bulk



Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.9: Cinética de flotación – circuito zinc



Fuente: Elaboración propia

De la tabla N° 4.4, y de las figuras N°. 4.8.y 4.9; referido al comportamiento de flotación de sulfuros en el tiempo podemos comentar lo siguiente:

- Los resultados obtenidos en la cinética selectiva nos indica que el mineral en estudio no respondería a un proceso de flotación de sulfuros, observando que el contenido de valores de Ag, Cu y Pb (probablemente a una relación mineralógica que presentan entre estos elementos) se incrementan al mismo tiempo; también se observa una alta activación de zinc en el circuito bulk (45,12%), en el caso del circuito de zinc se observa una baja recuperación debido al desplazamiento de valores de zinc en su mayoría al circuito bulk; diluyendo de alguna manera el concentrado, como también la presencia de óxido de zinc en la cabeza.
- Se obtienen altos resultados de Ag, Cu y Pb. La recuperación de Ag total es 94,70%, el de Pb fue de 89,78%, el de Cu en 83,16 % y la de Zn en 47,07% encontrándose muy baja; el cual no garantizaría obtener buenos grados comerciales.
- La relación Pb/Cu (1/2,68) se presenta desfavorable, por lo cual no respondería a método de separación directa; sumándose a eso los valores de óxido de plomo alterarían la separación.

4.2.3. REGRESIONES ENTRE ELEMENTOS QUÍMICOS.

Con el set de ensayos químicos (espumas y relave) correspondientes de cada etapa se realiza una regresión lineal con la finalidad de establecer correlación entre pares de elementos químicos y determinar el valor estadístico t-student que expresara la significancia de la correlación, considerando el signo de este

valor estadístico si es mayor a 2,571 y positivo habrá una gran posibilidad de encontrar una relación mineralógica y por el contrario si es negativo se tratara de un desplazamiento indebido a causa del proceso de flotación.

En el cuadro N° 4.5 se registra el resumen de regresiones entre pares de elementos químicos:

Tabla N° 4.5: Regresiones Cinética Selectiva

Interacción	R ²	t-Student	Interacción	R ²	t-Student
Plata-Cobre	0,9980	50,17	Zinc-Hierro	0,1940	-1,10
Plata-Plomo	0,9974	44,17	Zinc-Arsénico	0,0252	-10,36
Plata-Zinc	0,0193	-0,31	Zinc-Manganeso	0,3251	-1,55
Plata-Hierro	0,2852	1,41	Zinc-Antimonio	0,0232	-0,34
Plata-Arsénico	0,9942	29,23	Hierro-Arsénico	0,2603	1,33
Plata-Manganeso	0,4218	-1,91	Hierro-Manganeso	0,1379	-0,89
Plata-Antimonio	0,9993	84,98	Hierro-Antimonio	0,2734	1,37
Cobre-Plomo	0,9993	86,15	Arsénico-Manganeso	0,3831	-1,76
Cobre-Zinc	0,0226	-0,34	Arsénico-Antimonio	0,9964	37,17
Cobre-Hierro	0,2742	1,37	Manganeso-Antimonio	0,4004	-1,83
Cobre-Arsénico	0,9987	62,29	Plata-Bismuto	0,9977	46,23
Cobre-Manganeso	0,4007	-1,83	Cobre-Bismuto	0,9942	29,26
Cobre-Antimonio	0,9987	62,52	Plomo-Bismuto	0,9942	24,58
Plomo-Zinc	0,0168	-0,29	Zinc-Bismuto	0,0258	-0,36
Plomo-Hierro	0,2697	1,36	Hierro-Bismuto	0,3095	1,50
Plomo-Arsénico	0,9982	53,12	Arsénico-Bismuto	0,9881	20,36
Plomo-Manganeso	0,4213	-1,91	Manganeso-Bismuto	0,4085	-1,86
Plomo-Antimonio	0,9976	45,30	Antimonio-Bismuto	0,9963	36,55

Fuente: Elaboración propia

De la tabla N° 4.5, se comenta:

- La mayor correlación presenta Ag-Cu presentando un $R^2 = 0,9980$ con un t Student = +50,17, también destaca Ag-Pb con un $R^2 = 0,9974$ con un t Student = +4417 y Ag-Sb con un $R^2 = 0,9993$ con un t Student = +84,98.
- Es de importancia también resaltar las siguientes correlaciones para tener en cuenta como el Ag-As (+29,23), Ag-Sb (+84,98), Cu-As (+62,29), Pb-

As (+53,12) y Pb-Sb (+45,3), indicando la presencia mineralógica de cobres grises relacionados al mineral de galena.

- También se puede observar una relación positiva del Bi con Ag (+46,23), Pb (+24,58), Sb (+36,55) y As (+20,36).
- Las otras interacciones no tendrían mayor importancia.

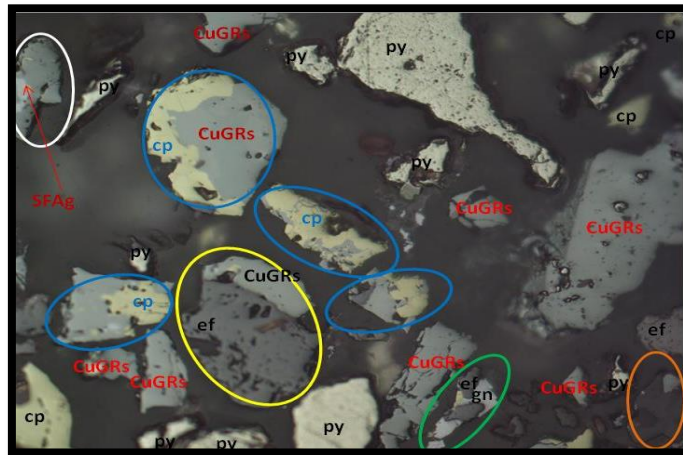
4.2.4. MICROSCOPIA CUALITATIVA CINÉTICA SELECTIVA

Confeccionadas las respectivas secciones pulidas de espuma del primer minuto y relave final se hizo un análisis cualitativo bajo el microscopio de luz reflejada el resumen es el siguiente:

a. MICROSCOPIA DEL CONCENTRADO PRIMER MINUTO BULK

En la imagen se observa dentro del círculo amarillo una partícula mixta de **cobres grises – esfalerita** (*CuGRs/ef*), dentro del círculo verde un mixto de **galena – esfalerita** (*gn/ef*), dentro del círculo blanco un mixto de **sulfosales de plata – cobres grises** (*SFAg/CuGRs*), dentro del círculo anaranjado un mixto de **sulfosal de plata – ganga** (*SFAg/GGs*) y dentro de los círculos azules mixtos de **calcopirita – cobres grises** (*cp/CuGRs*). Completando la vista se observa partículas libres de **galena** (*gn*), **cobres grises** (*CuGRs*), **calcopirita** (*cp*), **esfalerita** (*ef*) y sulfuro de hierro.

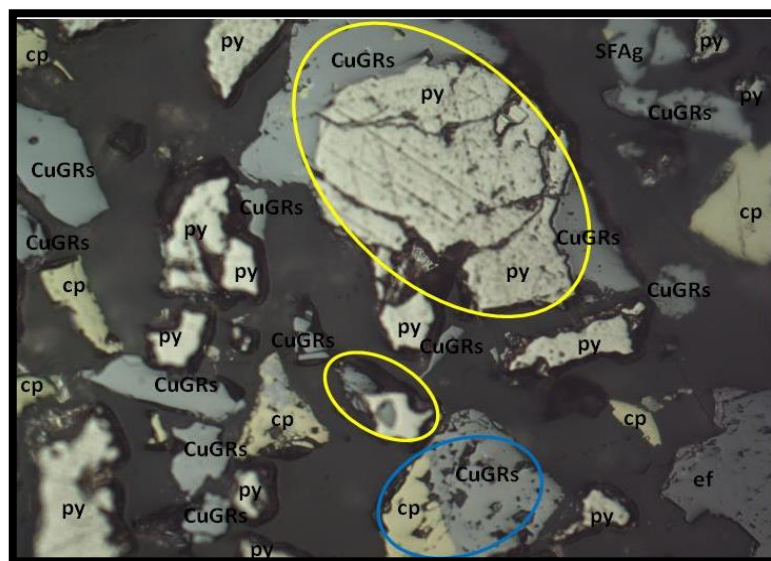
Figura N° 4.10: Microscopia Del Concentrado Primer Minuto Bulk



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro de los círculos amarillos una partícula mixta de **cobres grises** – pirita (*CuGRs/py*) y dentro del círculo azul un mixto de **cobres grises** – calcopirita (*CuGRs/cp*), se observa partículas mixtas por falta de grado de liberación. Completando la vista se observa partículas libres de **Cobres grises** (*CuGRs*), **calcopirita** (*cp*), **esfalerita normal** (*ef*) y sulfuros de hierro.

Figura N° 4.11: Microscopia Del Concentrado Bulk

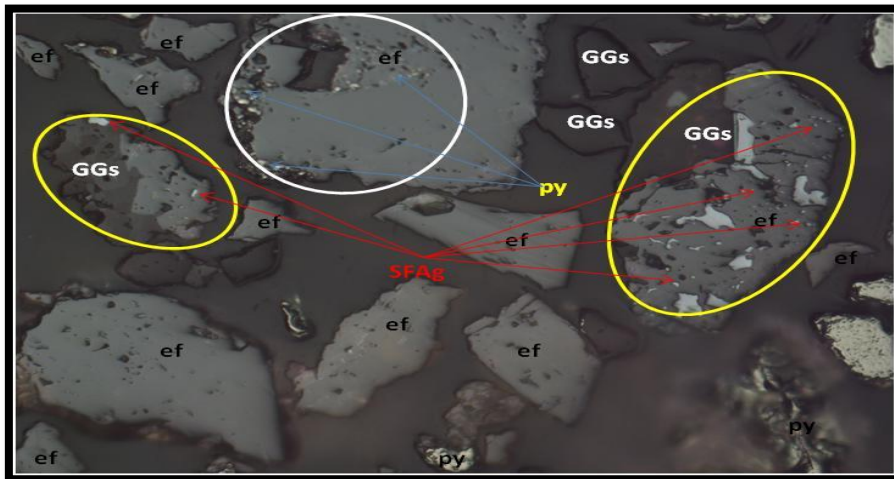


Fuente: Elaboración propia

b. MICROSCOPIA DEL CONCENTRADO PRIMER MINUTO ZINC

En esta imagen se observa dentro de los círculos amarillos partículas mixtas de **esfalerita del tipo5** (finas de sulfosales de plata con inclusiones en esfalerita normal) – ganga - **galena** (*ef5/gn/GGs*) y dentro del círculo blanco inclusiones de pirita en **esfalerita** normal (*py-ef*), necesita una mayor remolienda en el circuito de zinc para minimizar la presencia de mixtos. Completando la vista se observa partículas libres de **esfalerita** normal (*ef*), ganga y sulfuro de hierro.

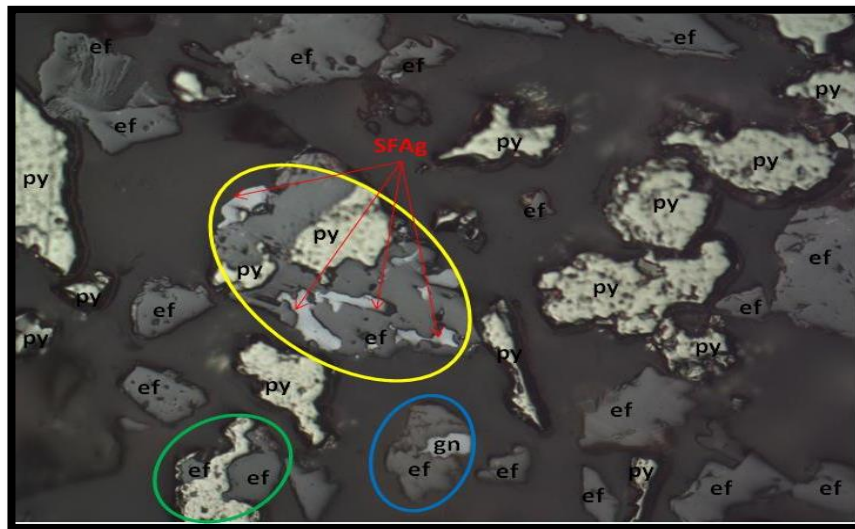
Figura N° 4.12: Microscopia del Concentrado Primer Minuto Zinc



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo amarillo una partícula mixta de **esfalerita - sulfosales de plata** – pirita (*ef/SFAG/py*), dentro del círculo azul un mixto de **esfalerita – galena** (*ef/gn*) y dentro del círculo verde un mixto de **esfalerita** – pirita (*ef/py*). Completando la vista se observa partículas libres de **esfalerita** normal (*ef*) y sulfuros de hierro.

Figura N° 4.13: Microscopia del Concentrado Zinc

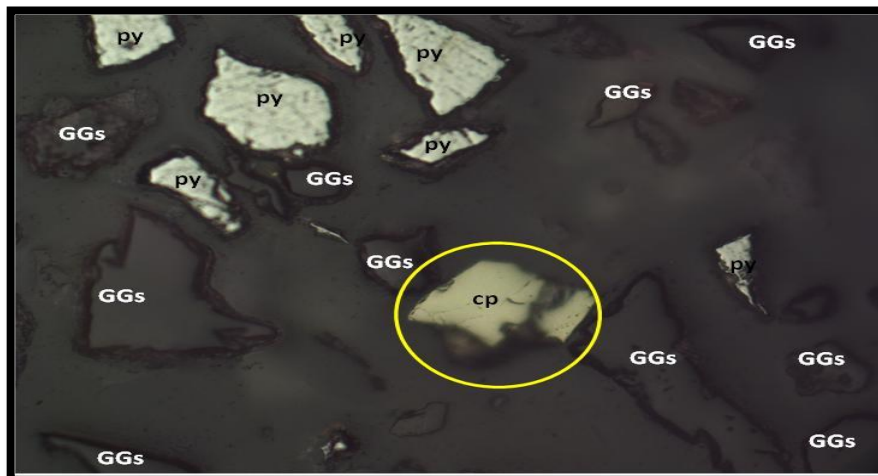


Fuente: Elaboración propia

c. MICROSCOPIA DE RELAVE FINAL

En la imagen se observa dentro del círculo amarillo una partícula de **calcopirita (cp)**. También se observa partículas insolubles y pirita.

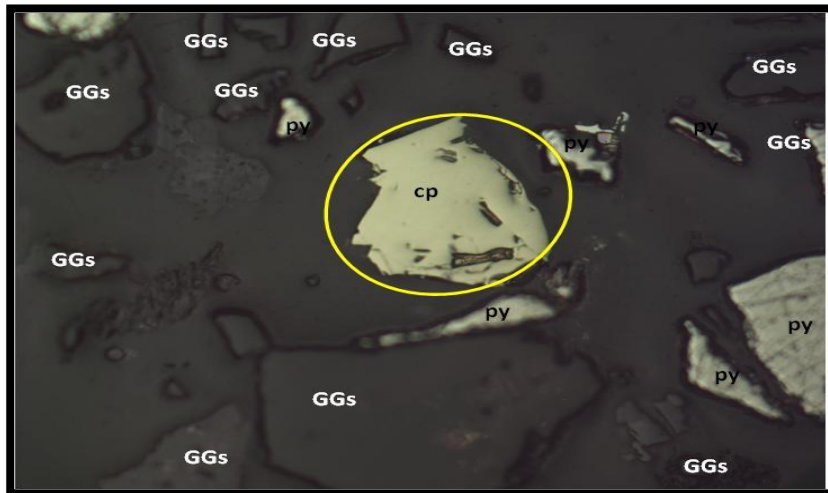
Figura N° 4.14: Microscopia del Relave Final



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo amarillo una partícula de **calcopirita (cp)**, necesita mayor control de los reactivos por la misma ley de cabeza para minimizar la presencia de estas partículas en el relave final. También se observa partículas insolubles y pirita.

Figura N° 4.15: Microscopia del Relave Final con insolubles y pirita



Fuente: Elaboración propia

d. PRUEBA DE FLOTACIÓN PARA BALANCE METALÚRGICO PROYECTADO

Se hace una prueba de flotación selectiva con etapas de limpieza para estimar los posibles grados de concentrados, al simular el flowsheet del proceso de flotación los medios de limpieza retornan al circuito por eso no se consideran y los relaves finales se reajustan en promedio 30.0% de incremento para estimar el balance metalúrgico por matrices para tres productos.

e. CONDICIONES DE FLOTACIÓN – PRUEBA DE FLOTACIÓN BATCH

En esta prueba se realizó la dosificación de los reactivos estándares. Las condiciones de tiempo de molienda y flotación, pH y dosificación de reactivos.

f. BALANCE METALÚRGICO PROYECTADO

Para determinar el balance proyectado se considera las leyes de la prueba batch.

Tabla N° 4.6: Balance Metalúrgico Proyectado

	% Peso	Ensayes							Distribución						
		Ag g/Tn	Pb %	Cu %	Zn %	Fe %	As %	Mn %	Ag %	Pb %	Cu %	Zn %	Fe %	As %	Mn %
Conc Pb	4,20	4996,54	32,31	3,63	5,37	11,30	6,41	0,14	76,47	82,82	21,08	5,03	3,70	75,97	0,26
Conc Cu	1,74	1505,74	2,77	26,50	11,22	19,29	0,64	0,42	9,53	2,94	63,67	4,35	2,61	3,14	0,32
Conc Zn	8,00	243,65	1,73	0,52	45,79	7,15	0,49	0,61	7,11	8,46	5,72	81,78	4,47	11,16	2,13
Relave Final	86,07	21,94	0,11	0,08	0,46	13,27	0,04	2,60	6,89	5,78	9,53	8,84	89,22	9,73	97,3
Cab. Calc.	100,00	274,12	1,64	0,72	4,48	12,80	0,35	2,30	100,00	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100

Ag %	Pb %	Cu %	Zn %
93,11	82,82	63,67	81,78

Fuente: Elaboración propia

Del cuadro anterior se comenta lo siguiente:

- Analizando los resultados del balance proyectado se obtiene un grado de Pb de 32,31% con una recuperación de 82,82% y una recuperación de Ag en el concentrado Plomo de 76,47%.
- En el concentrado de cobre se obtiene un grado de 26,50% con una recuperación de 63,67% y una recuperación de Ag en el concentrado de cobre de 9,53%.

- En el caso del Zn se obtiene un grado de 45,79% con una recuperación de 81,78%; la recuperación de Ag en el concentrado de Zn de 7,11% (la recuperación que presenta, obteniendo una recuperación total de Ag = 93,11%).

4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS

4.3.1. MALLAS EQUIVALENTES

Para hacer un resultado compósito de toda la muestra estudiada bajo el microscopio por mallas, será necesario re-distribuir el porcentaje en peso original a base 100, tal como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla N° 4.7: Redistribución por mallas

Producto	% Peso	% Peso equivalente
Conc. Zn malla #70	0,61	2,08
Conc. Zn malla #100	4,34	14,83
Conc. Zn malla #140	10,74	36,70
Conc. Zn malla #200	13,58	46,39
	29,27	100,00

Fuente: Elaboración propia

4.3.2. GRADO DE LIBERACIÓN TOTAL

En los cuadros resultantes del conteo estadístico de partículas, malla a malla, se ha determinado en cada uno el Grado de Liberación por especies presentes.

De acuerdo al concepto de que un grado de liberación 70 es un conjunto de partículas (libres y mixtas) consideradas aptas para flotación y con los datos de la última columna de la Tabla N° 4.8, se establece lo siguiente:

Que la mayor cantidad de especies mena de zinc (ef + ef2+ef5) presentes en el concentrado de zinc están considerablemente libres. Igualmente, se encuentra libre la calcopirita, como se resalta los números en color azul de la Tabla.

El promedio ponderado se detalla en la última columna de la siguiente tabla:

Tabla N° 4.8: Grado de Liberación por especies

Especie	Grado de liberación por mallas de cada especie				Grado Liberación
	M 70	M 100	M 140	M 200	Total
ef	93,09	95,65	97,11	97,01	95,71
cp	66,03	81,87	87,87	76,16	77,98
ef2	97,80	95,07	96,97	97,28	96,78
ef5	97,45	95,99	97,81	100,00	97,81
SFAg	66,41	65,45	76,76	64,33	68,24
gn	95,24	86,33	86,96	55,56	80,27
py	68,17	67,02	80,95	80,94	74,27
GGs	70,10	63,53	64,20	72,77	67,65
ef/GGs	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
py/ef	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
SFAg-py	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
SFAg-GGs	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
py-cp	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
SFAg-cp	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Fuente: Elaboración propia

Las especies sulfuros de hierro (pirita y arsenopirita) estarían amarradas con otras especies. La pirita tiene una secuencia de liberación que aumenta a medida que la granulometría es menor, en tanto que los sulfuros de hierro permanecen más amarrados que libre en todas las fracciones.

Las Gangas no quedan liberadas en tamaños menores como una secuencia lógica, sino que en el **concentrado de zinc** se observa que las gangas tienen una presencia especial porque en todas las fracciones de tamaño tienen poca

liberación con un total de 67,65% y esto se resulta que hay muchos mixtos entre esfalerita con ganga.

Los sulfosales de plata tienen baja liberación y estaría mayormente amarrada con diferentes especies mineralógicas entre ellos tenemos con más relación con ganga y sulfuro de hierro con un total de 68,24% de acuerdo al concepto nos está resultando por debajo del 70% y esto nos indica que tienen poca liberación.

4.3.3. DISTRIBUCIÓN EN PESO POR ESPECIES

En primer término, se calcula el porcentaje volumétrico de cada especie ponderado para toda la muestra. En el siguiente cuadro se muestra un ejemplo de cómo se estima el ponderado del % Volumétrico, para esfalerita utilizando los datos de las Hojas de Conteo de cuatro mallas. El % volumétrico total de cada malla será la suma del % en volumen de libres y mixtos. Usando el porcentaje de malla equivalente se calcula el total de Libres y mixtos. La suma total será el cálculo ponderado que, para este caso, el % Vol. para esfalerita es igual a 64,63.

Tabla N° 4.9: % en volumen de esfalerita en concentrado de zinc

	Porcentaje en Volumen				Grado Liberación
	M 70	M 100	M 140	M 200	Total
Especie	1,47	10,44	25,83	32,65	
Libre	52,12	60,17	62,89	66,71	60,47
Mixtos	6,26	4,72	2,68	2,99	4,19
% Volumétrico	58,38	64,89	65,57	69,70	64,63

Fuente: Elaboración propia

Procediendo de manera similar para todas las especies se obtiene los valores de la segunda columna de la tabla siguiente:

Tabla N° 4.10: Conversión a % en peso de especies del concentrado de zinc malla #

70.

Especies	Conversión de volumen a peso			
	% Volumen	P.e.	Factor	% Peso
ef	58,38	4,2	245,20	59,93
cp	1,05	4,2	4,40	1,08
ef2	4,56	4,2	19,16	4,68
ef5	4,11	4,2	17,27	4,22
SFAg	3,40	4,8	16,30	3,98
gn	0,56	7,2	4,01	0,98
py	2,94	5,0	14,72	3,60
GGs	13,33	2,7	35,99	8,80
ef-GGs	4,11	4,2	17,27	4,22
py-ef	3,45	4,5	15,52	3,79
SFAg-py	0,53	4,5	2,39	0,58
SFAg-GGs	2,92	4,5	13,13	3,21
py-cp	0,13	4,5	0,60	0,15
SFAg-cp	0,53	6,0	3,18	0,78
	100,00		409,13	100,00

Fuente: Elaboración propia

Los porcentajes en volumen de cada especie mineralógica se deben convertir a porcentaje en peso. Para ello, el producto del % Vol. de cada especie por el peso específico de cada una de ellas, mostradas en la segunda y tercera columna de la Tabla N° 4.10, y dividido entre la suma total de los factores, expresado en porcentaje, proporciona el % en Peso de cada especie mineralógica.

El comentario referido al cambio de porcentaje en volumen a peso es el siguiente:

- Los porcentajes en volumen multiplicados por sus correspondientes pesos específicos y divididos entre 100 determinan el peso específico de la cabeza en estudio.

- Los valores de zinc son esfalerita normal e inclusiones, (inclusiones de sulfosal de plata en esfalerita normal) (ef5) y (inclusiones de calcopirita en esfalerita normal) (ef2) todos suman $59,93 + 4,68 + 4,22 = 68,84$ % en peso, entonces de los valores de zinc presentes en el concentrado $59,93 * 100 / 68,84 = 87,06\%$ son esfalerita normal, 6,80% ef2 y el 6,13 % es ef5.
- Los valores de plata indebidamente presentes en el concentrado de zinc son cobre gris (CuGRs) y sulfosales (SFAG) que en total suman 3,60 % en peso.
- Los sulfuros de hierro presentes en el concentrado de zinc son pirita, pirrotita y arsenopirita, ambas representan 8,12 % en peso de la muestra total del concentrado de zinc.
- El contenido de plomo en el concentrado de zinc está representado por 0,98 % en peso de galena el cual no se considera muy importante.
- El contenido de calcopirita en el concentrado de zinc está representado por 1,08 % en peso de cobre el cual se considera que hay presencia de mixtos.
- El peso de las gangas equivalente a 8,80 %, comúnmente denominadas insolubles, significa que hay presencia relativamente importante y ligeramente alta para el concentrado de zinc que tiene límites de comercialización en 2,5%.

Tabla N° 4.11: Conversión a % en peso de especies del concentrado de zinc malla #

100.

Especies	Conversión de volumen a peso			
	% Volumen	P.e.	Factor	% Peso
ef	64,89	4,2	272,55	64,61
cp	3,29	4,2	13,82	3,28
ef2	5,66	4,2	23,77	5,64
ef5	3,50	4,2	14,70	3,49
SFAG	3,84	4,8	18,45	4,37

gn	0,42	7,2	3,02	0,72
py	4,77	5,0	23,83	5,65
GGs	5,87	2,7	15,85	3,76
ef-GGs	1,40	4,2	5,87	1,39
py-ef	2,80	4,5	12,58	2,98
SFAg-py	1,40	4,5	6,29	1,49
SFAg-GGs	0,77	4,5	3,46	0,82
py-cp	0,49	4,5	2,20	0,52
SFAg-cp	0,91	6,0	5,45	1,29
	100,00		421,84	100,00

Fuente: Elaboración propia

El comentario referido al cambio de porcentaje en volumen a peso es el siguiente:

- Los porcentajes en volumen multiplicados por sus correspondientes pesos específicos y divididos entre 100 determinan el peso específico de la cabeza en estudio.
- Los valores de zinc son esfalerita normal e inclusiones, (inclusiones de sulfosal de plata en esfalerita normal) (ef5) y (inclusiones de calcopirita en esfalerita normal) (ef2) todos suman $64,61 + 5,64 + 3,49 = 73,74\%$ en peso, entonces de los valores de zinc presentes en el concentrado $64,61 * 100 / 73,74 = 87,61\%$ son esfalerita normal, 7,65% ef2 y el 4,73 % es ef5.
- Los valores de plata indebidamente presentes en el concentrado de zinc son cobre gris (CuGRs) y sulfosales (SFAg) que en total suman 7,97% en peso.
- Los sulfuros de hierro presentes en el concentrado de zinc son pirita, pirrotita y arsenopirita, ambas representan 5,65% en peso de la muestra total del concentrado de zinc.
- El contenido de plomo en el concentrado de zinc está representado por 0,72 % en peso de galena el cual no se considera muy importante.

- El contenido de calcopirita en el concentrado de zinc está representado por 3,28% en peso de cobre el cual se considera que hay presencia de mixtos.
- El peso de las gangas equivalente a 3,76 %, comúnmente denominadas insolubles, significa que hay presencia relativamente importante y ligeramente alta para el concentrado de zinc que tiene límites de comercialización en 2,5%.

Tabla N° 4.12: Conversión a % en peso de especies del concentrado de zinc malla # 140.

Especies	Conversión de volumen a peso			
	% Volumen	P.e.	Factor	% Peso
ef	65.57	4,2	275.38	64.19
cp	3.15	4,2	13.23	3.08
ef2	3.98	4,2	16.70	0.89
ef5	3.38	4,2	14.18	3.31
SFAG	4.28	4,8	20.55	4.79
gn	0.30	7,2	2.13	0.50
py	10.18	5,0	50.89	11.86
GGs	3.18	2,7	8.59	2.00
ef-GGs	0.90	4,2	3.79	0.88
py-ef	2.51	4,5	11.31	2.64
SFAG-py	1.29	4,5	5.80	1,35
SFAG-GGs	0.52	4,5	2,32	0,54
py-cp	0,32	4,5	1,45	0,34
SFAG-cp	0,45	6,0	2,71	0,63
	100,00		429,03	100,00

Fuente. Elaboración propia

El comentario referido al cambio de porcentaje en volumen a peso es el siguiente:

- Los porcentajes en volumen multiplicados por sus correspondientes pesos específicos y divididos entre 100 determinan el peso específico de la cabeza en estudio.
- Los valores de zinc son esfalerita normal e inclusiones, (inclusiones de sulfosal de plata en esfalerita normal) (ef5) y (inclusiones de calcopirita en

esfalerita normal) (ef2) todos suman $64,19 + 3,89 + 3,31 = 71,39\%$ en peso, entonces de los valores de zinc presentes en el concentrado $64,19 * 100 / 71,39 = 89,91\%$ son esfalerita normal, 5,44% ef2 y el 4,63 % es ef5.

- Los valores de plata indebidamente presentes en el concentrado de zinc son cobre gris (CuGRs) y sulfosales (SFAG) que en total suman 7.31% en peso.
- Los sulfuros de hierro presentes en el concentrado de zinc son pirita, pirrotita y arsenopirita, ambas representan 11,86% en peso de la muestra total del concentrado de zinc.
- El contenido de plomo en el concentrado de zinc está representado por 0,50 % en peso de galena el cual no se considera muy importante.
- El contenido de calcopirita en el concentrado de zinc está representado por 3,08% en peso de cobre el cual se considera que hay presencia de mixtos.
- El peso de las gangas equivalente a 2,00 %, comúnmente denominadas insolubles, significa que hay presencia relativamente importante y ligeramente bajo para el concentrado de zinc que tiene límites de comercialización en 2,5%.

Tabla N° 4.13: Conversión a % en peso de especies del concentrado de zinc malla #

200.

Especies	Conversión de volumen a peso			
	% Volumen	P.e.	Factor	% Peso
ef	69,70	4,2	292,73	68,91
cp	3,24	4,2	13,62	3,21
ef2	3,20	4,2	13,46	3,17
ef5	1,50	4,2	6,28	1,48
SFAG	2,13	4,8	10,23	2,41
gn	0,22	7,2	1,62	0,38
py	9,95	5,0	49,77	11,72
GGs	4,44	2,7	11,99	2,82
ef-GGs	1,12	4,2	4,71	1,11

py-ef	1,62	4,5	7,29	1,72
SFAg-py	1,87	4,5	8,42	1,98
SFAg-GGs	0,75	4,5	3,37	0,79
py-cp	0,12	4,5	0,56	0,13
SFAg-cp	0,12	6,0	0,75	0,18
	100,00		424,79	100,00

Fuente: Elaboración propia

El comentario referido al cambio de porcentaje en volumen a peso es el siguiente:

- Los porcentajes en volumen multiplicados por sus correspondientes pesos específicos y divididos entre 100 determinan el peso específico de la cabeza en estudio.
- Los valores de zinc son esfalerita normal e inclusiones, (inclusiones de sulfosal de plata en esfalerita normal) (ef5) y (inclusiones de calcopirita en esfalerita normal) (ef2) todos suman $68,91 + 3,17 + 1,48 = 73,56\%$ en peso, entonces de los valores de zinc presentes en el concentrado $68,91 * 100 / 73,56 = 93,68\%$ son esfalerita normal, 4,31% ef2 y el 2,01 % es ef5.
- Los valores de plata indebidamente presentes en el concentrado de zinc son cobre gris (CuGRs) y sulfosales (SFAg) que en total suman 5,36% en peso.
- Los sulfuros de hierro presentes en el concentrado de zinc son pirita, pirrotita y arsenopirita, ambas representan 11,72% en peso de la muestra total del concentrado de zinc.
- El contenido de plomo en el concentrado de zinc está representado por 0,38 % en peso de galena el cual no se considera muy importante.
- El contenido de calcopirita en el concentrado de zinc está representado por 3,21% en peso de cobre el cual se considera que hay presencia de mixtos.

- El peso de las gangas equivalente a 2,82 %, comúnmente denominadas insolubles, significa que hay presencia relativamente importante y moderadamente alto para el concentrado de zinc que tiene límites de comercialización en 2,5%.

4.3.4. ASOCIACIONES MÁS IMPORTANTES

Es importante analizar si la presencia de los mixtos frecuentes en el concentrado de zinc tiene opción de mejorar la liberación. Para eso el grado de liberación en el mixto deberá ser mayor a 10.

Grado de liberación de los mixtos del concentrado de zinc Malla #70

En el cuadro siguiente se ha seleccionado cuatro mixtos que en porcentaje en volumen representan $13,40 \cdot 100 / 15,65 = 85,62$ % de los mixtos totales.

Tabla N° 4.14: Grado de liberación de los mixtos del concentrado de zinc Malla #70

% Peso	% Volumen	% Relativo	Grado de Liberación de Mixtos			
			ef	py	SFAG	GGs
GGs	8,36	62,38	23,68			38,13
GGs/SFAG	1,86	13,86			11,50	49,36
ef/py	2,79	20,79	40,57	22,95		
ef/SFAG	0,40	2,97	45,67		12,33	
	13,40	100,00	64,25	22,95	23,83	87,48

Fuente: Elaboración propia

Del cuadro de los mixtos se puede comentar lo siguientes:

- El mixto más frecuente observado es (**GGs/ef**) constituye más de la mitad (relativamente 62,38%) que los otros mixtos dobles, el grado de liberación en ambos casos es mayor que 10 lo que nos indica que no se trata de amarres

muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar con remolienda adicional.

- Es posible mejorar la remolienda ya que el G.L. de esfalerita en este mixto (**py/ef**) es de 20,79%, mayor a G.L. 10.
- En el caso de los mixtos observados de (**GGs/SFAg**) (relativamente 13,86%) el grado de liberación en ambos casos es mayor a 10 lo que nos indica que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar con remolienda adicional.
- Es importante calcular el grado de liberación ponderado para las especies que acompañan a la esfalerita en los mixtos más frecuentes. En el ejemplo el resultado es **24,80** = (62,38x23,68 + 13,86x11,50 + 20,79x40,57). El resultado indica que los mixtos del concentrado de zinc necesitan ser liberados por remolienda adicional por tener G.L. mayor a 10.

Grado de liberación de los mixtos del concentrado de zinc Malla #100

En el cuadro siguiente se ha seleccionado cuatro mixtos que en porcentaje en volumen representan $8,94 \times 100 / 12,09 = 73,95\%$ de los mixtos totales.

Tabla N° 4.15: Grado de liberación de los mixtos del concentrado de zinc Malla #100

% Peso	% Volumen	% Relativo	Grado de Liberación de Mixtos			
			ef	py	SFAg	GGs
GGs	4,54	50,78	16,86			44,09
GGs/SFAg	0,42	4,69			33,17	24,83
ef/py	3,21	35,94	37,04	24,87		
ef/SFAg	0,77	8,59	47,18		15,36	
	8,94	100,00	53,91	24,87	48,53	68,93

Fuente: Elaboración propia

Del cuadro de los mixtos se puede comentar lo siguientes:

- El mixto más frecuente observado es (**GGs/ef**) constituye más de la mitad (relativamente 50,78%) que los otros mixtos dobles, el grado de liberación en ambos casos es mayor que 10 lo que nos indica que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar con remolienda adicional.
- Es posible mejorar la remolienda ya que el G.L. de esfalerita en este mixto (**py/ef**) es de 35,94%, mayor a G.L. 10.
- En el caso de los mixtos observados de (**GGs/SFAG**) (relativamente 4,69%) el grado de liberación en ambos casos es mayor a 10 lo que nos indica que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar con remolienda adicional.
- Es importante calcular el grado de liberación ponderado para las especies que acompañan a la esfalerita en los mixtos más frecuentes. En el ejemplo el resultado es **23,43**= (50,78x16,86 + 35,94x37,04 + 4,69x33,17). El resultado indica que los mixtos del concentrado de zinc necesitan ser liberados por remolienda adicional por tener G.L. mayor a 10.

Grado de liberación de los mixtos del concentrado de zinc Malla #140

En el cuadro siguiente se ha seleccionado cuatro mixtos que en porcentaje en volumen representan $3,12 \times 100 / 8,89 = 68,84\%$ de los mixtos totales.

Tabla N° 4.16: Grado de liberación de los mixtos del concentrado de zinc Malla #140

% Peso	% Volumen	% Relativo	Grado de Liberación de Mixtos			
			ef	py	SFAG	GGs
GGs	2,32	37,89	16,25			44,03
GGs/SFAG	0,39	6,32			19,33	36,00
ef/py	3,03	49,47	19,09	39,72		

ef/SFAg	0,39	6,32	35,83		20,83	
	6,12	100,00	35,34	39,72	40,17	80,03

Fuente: Elaboración propia

Del cuadro de los mixtos se puede comentar lo siguientes:

- El mixto más frecuente observado es (**GGs/ef**) constituye más de la mitad (relativamente 37,89%) que los otros mixtos dobles, el grado de liberación en ambos casos es mayor que 10 lo que nos indica que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar con remolienda adicional.
- Es posible mejorar la remolienda ya que el G.L. de esfalerita en este mixto (**py/ef**) es de 49,47%, mayor a G.L. 10.
- En el caso de los mixtos observados de (**GGs/SFAg**) (relativamente 6,32%) el grado de liberación en ambos casos es mayor a 10 lo que nos indica que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar con remolienda adicional.
- Es importante calcular el grado de liberación ponderado para las especies que acompañan a la esfalerita en los mixtos más frecuentes. En el ejemplo el resultado es **16,82**= (37,89x16,25 + 6,32x19,33 + 49,47x19,09). El resultado indica que los mixtos del concentrado de zinc necesitan ser liberados por remolienda adicional por tener G.L. mayor a 10.

Grado de liberación de los mixtos del concentrado de zinc Malla #200

En el cuadro siguiente se ha seleccionado cuatro mixtos que en porcentaje en volumen representan $5,99 \cdot 100 / 8,98 = 66,70\%$ de los mixtos totales.

Tabla N° 4.17: Grado de liberación de los mixtos del concentrado de zinc Malla

#200

% Peso	% Volumen	% Relativo	Grado de Liberación de Mixtos			
			ef	py	SFAg	GGS
GGs	2,62	43,75	16,81			41,57
GGs/SFAg	0,25	4,17			7,00	57,00
ef/py	2,87	47,92	22,36	36,91		
ef/SFAg	0,25	4,17	43,00		13,00	
	5,99	100,00	39,17	36,91	20,00	98,57

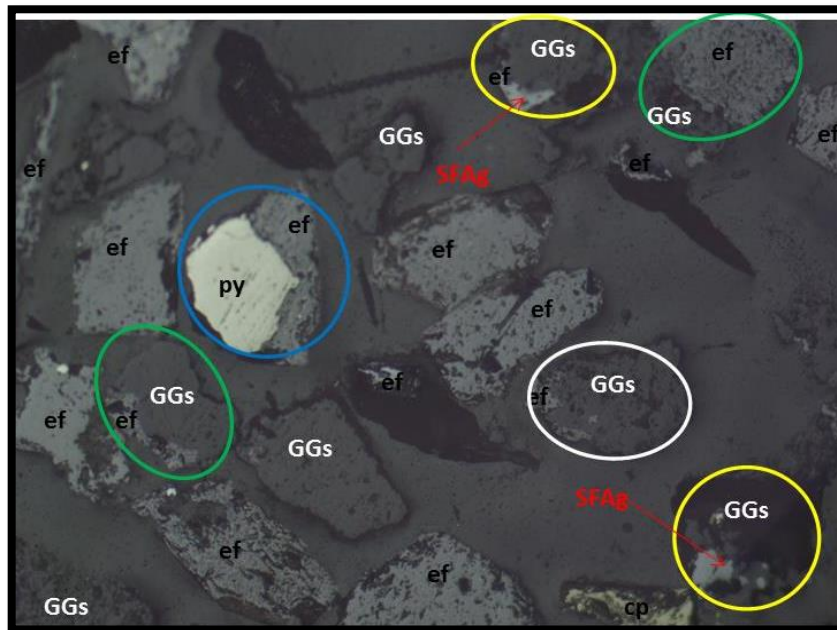
Fuente: Elaboración propia

Del cuadro de los mixtos se puede comentar lo siguientes:

- El mixto más frecuente observado es (**GGs/ef**) constituye más de la mitad (relativamente 43,75%) que los otros mixtos dobles, el grado de liberación en ambos casos es mayor que 10 lo que nos indica que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar con remolienda adicional.
- Es posible mejorar la remolienda ya que el G.L. de esfalerita en este mixto (**py/ef**) es de 47,92%, mayor a G.L. 10.
- En el caso de los mixtos observados de (**GGs/SFAg**) (relativamente 4,17%) el grado de liberación en ambos casos es mayor a 10 lo que nos indica que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar con remolienda adicional.
- Es importante calcular el grado de liberación ponderado para las especies que acompañan a la esfalerita en los mixtos más frecuentes. En el ejemplo el resultado es **18,36**= (43,75x16,81 + 4,17x7,00 + 47,92x22,36). El resultado indica que los mixtos del concentrado de zinc necesitan ser liberados por remolienda adicional por tener G.L. mayor a 10.

4.3.5. FOTOGRAFÍAS DEL CONCENTRADO DE ZINC

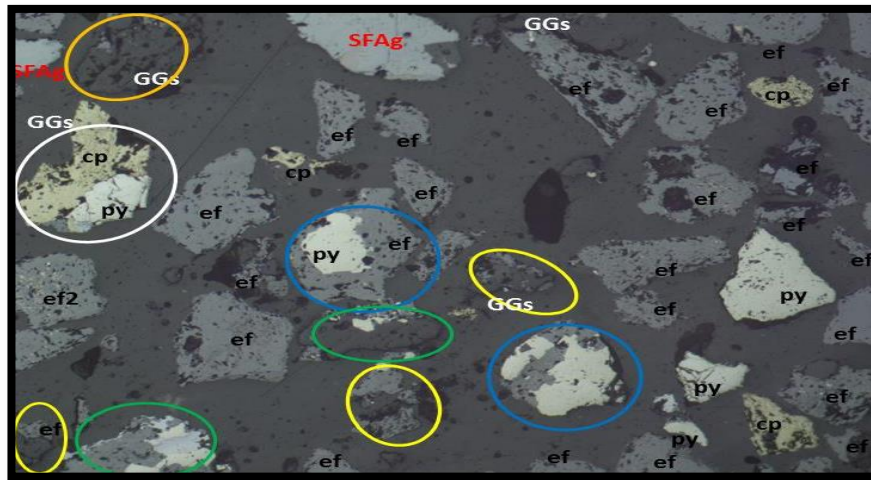
Figura N ° 4.16: Microscopía del concentrado de zinc a Malla # +70



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro de los círculos blancos inclusiones de esfalerita en esfalerita normal, dentro del círculo azul mixto de esfalerita – pirita (**ef/py**), dentro de los círculos verdes mixto de esfalerita – ganga (**ef/GGs**) y dentro de los círculos amarillo mixto de sulfosal de plata – ganga (**SFAg/GGs**). Completando la vista se observa partículas libres de esfalerita normal (ef), calcopirita (**cp**), pirita (py) y partículas insolubles (GGs).

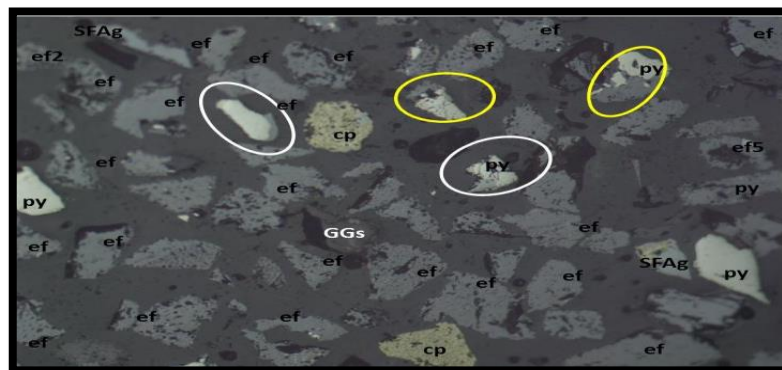
Figura N ° 4.16: Microscopía del concentrado de zinc a Malla # +100



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro de los círculos azules partículas mixtas de pirita – esfalerita (ef/py), dentro de los círculos amarillos se observa partículas mixtas de esfalerita - ganga (ef/GGs), dentro de los círculos verdes un mixto de esfalerita – pirita-sulfosal de plata (ef/SFAG/GGS), dentro del círculo blanco un mixtas de calcopirita – pirita (cp/py) y dentro del círculo anaranjado inclusiones de esfalerita en ganga. Completando la vista se observa partículas libres de esfalerita (ef), calcopirita (cp), sulfosal de plata (SFAG), pirita (py) y ganga (GGs).

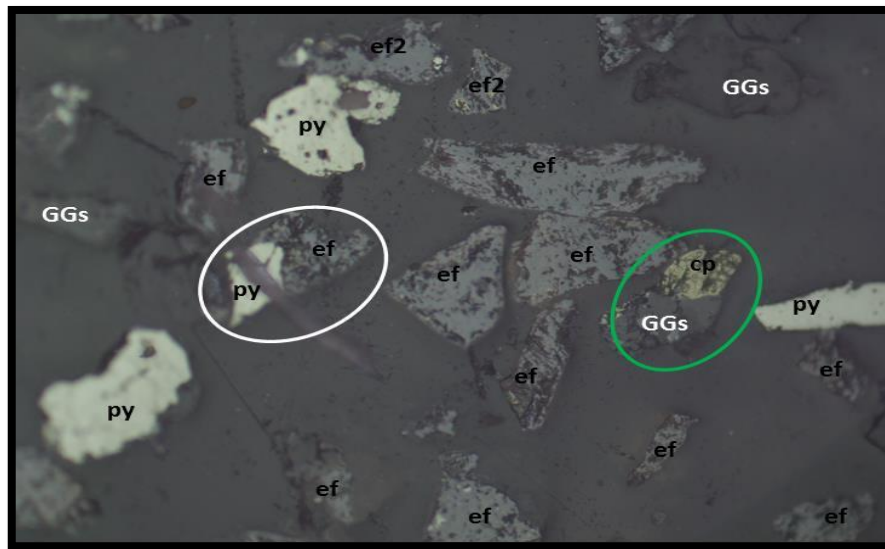
Figura N ° 4.16: Microscopía del concentrado de zinc a Malla # +140



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro de los círculos amarillos partículas mixtas de esfalerita - pirita (**ef/py**) y dentro de los círculos blancos se observa mixtos de sulfosales de plata – pirita (**SFAg/py**). Completando la vista se observa partículas libres de esfalerita (**ef**), calcopirita (**cp**), sulfosal de plata (**SFAg**), pirita (**py**) y ganga (**GGs**).

Figura N ° 4.16: Microscopía del concentrado de zinc a Malla # +200:



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo verde mixto de calcopirita – ganga (**cp/GGs**) y dentro del círculo blanco partículas mixtas de esfalerita – pirita (**ef/py**). Completando la vista se observa partículas libres de esfalerita (**ef**), pirita (**py**) y ganga (**GGs**).

4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.4.1. PROCEDIMIENTO

Se tomó 500 gramos de muestra previamente homogenizada de cada uno de los concentrados.

Se procedió a deslamar con la malla N° +400 (38 micrones) el retenido de la malla y la -400 se llevó a secado.

Con la porción de la malla N° +400 se elaboró la sección pulida con 12 gramos de muestra, el material restante se envió al laboratorio químico para su respectivo ensaye.

Obtenida la sección pulida se realizó el estudio bajo el microscopio a luz reflejada.

4.4.2. ESTUDIO

Identificación de la muestra

El análisis químico de la muestra compósito de Agosto se puede ver en el siguiente cuadro:

Tabla N° 4.18: Análisis químico de la muestra compósito

	Datos de calidad								
	Ag %	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	As %	Mn %	Bi %	Sb %
Conc Cu	5350,77	23,13	12,55	7,85	11,41	5,94	1,40	0,44	4,38
Conc Pb	1888,1	2,31	44,11	4,92	7,06	0,57	4,08	0,38	0,61
Conc Zn	368,02	1,61	1,01	44,81	9,91	0,33	1,75	0,04	0,19
Relave	39,84	0,08	0,12	0,45	11,08	0,10	2,67	0,01	0,02

	Datos de calidad								
	Ag %	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	As %	Mn %	Bi %	Sb %
Conc Zn	368,02	1,61	1,01	44,81	9,91	0,33	1,75	0,04	0,19

Fuente: Elaboración propia

De los datos de ensaye químico de la tabla anterior se desprende el siguiente comentario respecto al concentrado de Zinc:

- El contenido de cobre en el concentrado de zinc de 1,61% que es regular considerando una cabeza respecto al mineral mixto.

- El ensayo del contenido de plomo de 1,01% que es bajo en el concentrado de zinc considerando una cabeza respecto al mineral mixto.
- El ensayo de la plata en el concentrado de zinc es de 368,02 g/tn es alto, siendo una oportunidad importante de mejora para minimizarlo en el concentrado de zinc.

4.4.3. CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

Microscopia cualitativa del concentrado de Zinc

El análisis bajo el microscopio a luz reflejada determina la presencia de las siguientes especies mineralógicas:

Tabla N° 4.19: Especies mineralógicas

Especies Mineralógicas	Abreviatura	Fórmula Química	Peso específico
Especies mayores			
Esfalerita normal	ef	ZnS	4,2
Esfalerita del tipo 2	ef2	ZnS-CuFeS ₂	4,2
Esfalerita del tipo 5	ef5	ZnS-CuFeS ₂	4,2
Cobres grises	CuGRs	Variado	4,8
Pirita	py	FeS ₂	5
Pirita en esfalerita	py/ef		4,5
Esfalerita en ganga	ef/GGs		4,5
Especies Menores			
Calcopirita	cp	CuFeS ₂	4,2
Ganga	GGs	Variado	2,7
Mixto-Ganga/Esfalerita	GGs/ef		
Mixto-Pirita/Esfalerita	py/ef		
Sulfosal de plata en Pirita	SFAG/py		
Sulfosal de plata en ganga	SFAG/GGs		
Sulfosal de plata	SFAG	CuAsSb-Ag	4,2
Mixto-Pirita/Calcopirita	py/cp		
Mixto-Pirita/Sulfosal de Plata	py/SFAG		
Calcopirita en Pirita	cp/py		
Mixto-Calcopirita/Sulfosal	cp/SFAG		
Triple Mixto	py/cp/SFAG		
Especies escasos			
Galena	gn	PbS	7,2
Mixto-Esfalerita/Calcopirita	ef/cp		
Mixto-Esfalerita/Sulfosal	ef/SFAG		
Mixto Ganga/Sulfosal	GGs/SFAG		
Mixto-Ganga/Calcopirita	GGs/cp		

Mixto	py/ef2		4,2
Mixto	py/ef5		4,2
Triple Mixto	py/GGs/ef		
Triple Mixto	py/GGs/SFAG		
Triple Mixto	py/GGs/cp		

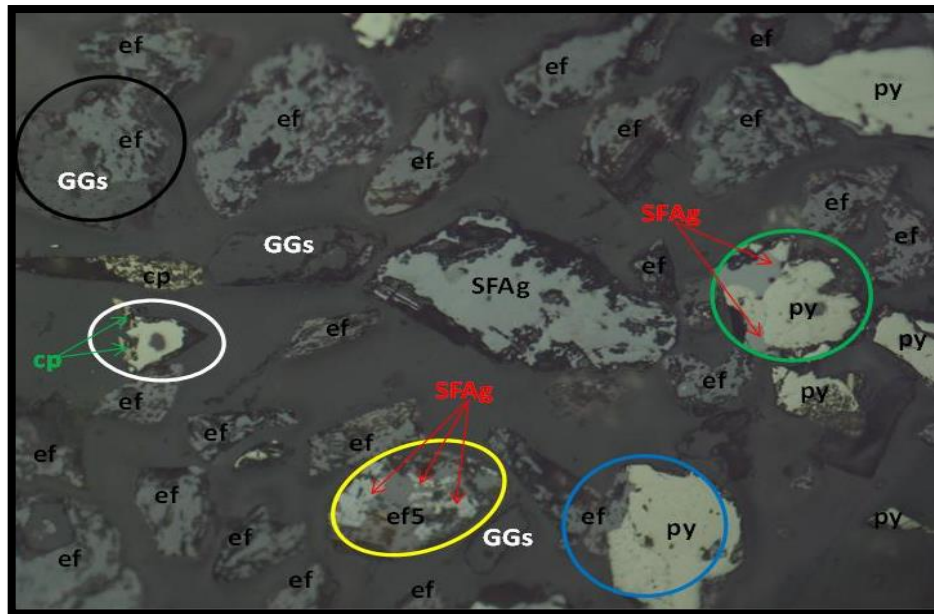
Fuente: Elaboración propia

Una descripción resumida del concentrado de Zinc es el siguiente:

- Mineral de cobre presente es calcopirita el cual se encuentran libres y mixtos con diferentes especies mineralógicas.
- Mineral de Zinc presente es la Esfalerita Normal, Esfalerita del tipo 2 (finas de calcopirita con inclusiones en esfalerita normal) y Esfalerita del tipo 5 (finas de sulfosales de plata con inclusiones en esfalerita normal) los cuales se observan libres y ocasionalmente en mixtos con ganga.
- Mineral de plata son sulfosales que se encuentran libres con diferentes especies mineralógicas.
- Los contenidos de cobres grises son portadores de plata y también contienen arsénico y antimonio, pero resalta el alto contenido de plata.
- Mineral de plomo presente en la galena el cual se encuentran libres en mínimas cantidades.
- Mineral de sulfuro de hierro se observa principalmente pirita el cual se encuentra libres y mixtos con las diferentes especies presentes en el concentrado de Zinc.
- Presencia de ganga se encuentran libres y adicionalmente con inclusiones de esfalerita y sulfosales de plata.

4.4.4. GALERÍA DE FOTOGRAFÍAS DEL CONCENTRADO DE ZINC

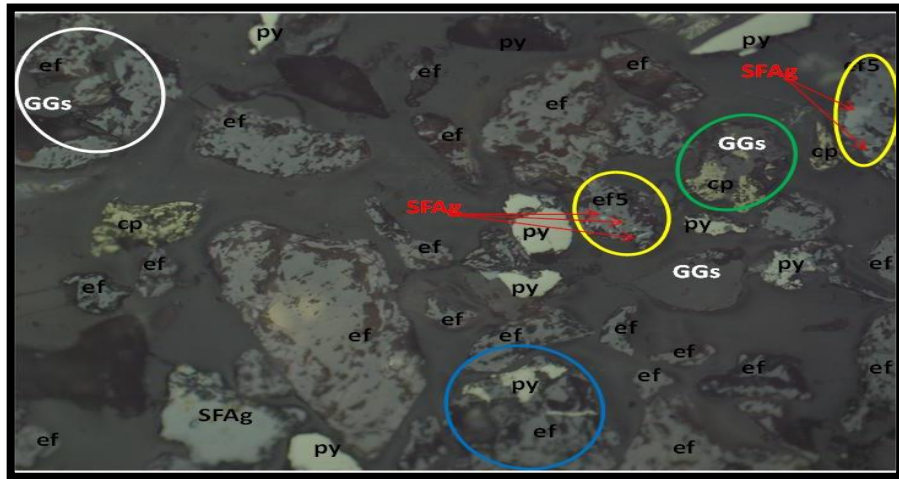
Fotografía N° 4.17: Microscopía óptica de muestra de concentrado de Zinc



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro de los círculos verde inclusiones de sulfosales de plata en pirita, dentro del círculo azul mixto de esfalerita – pirita (**ef/py**), dentro del círculo blanco mixto de calcopirita – pirita (**cp/py**), dentro del círculo negro mixto de esfalerita -ganga (**ef/GGs**) y dentro del círculo amarillo partícula de esfalerita del tipo 5 (finas de sulfosales de plata con disminuciones en esfalerita) (**ef5.SFAG**). Completando la vista se observa partículas libres de esfalerita normal (ef), calcopirita (**cp**), sulfosal de plata (**SFAG**), pirita (py) y partículas insolubles (GGs).

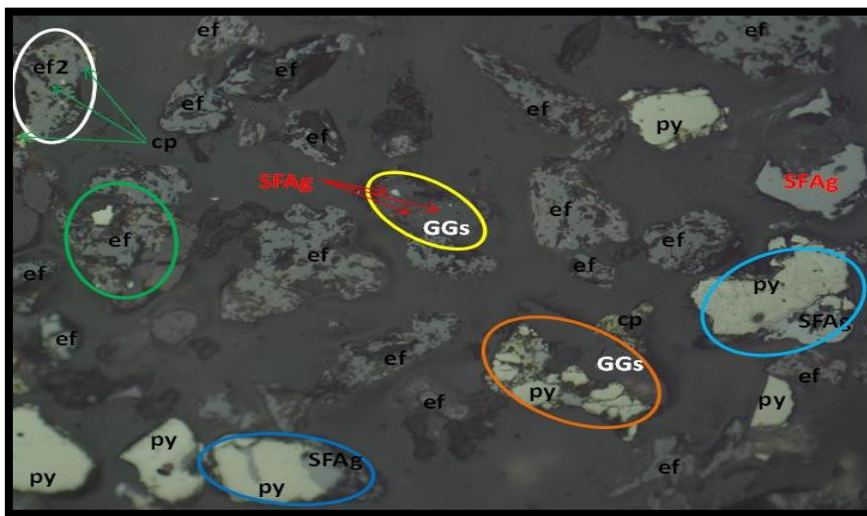
Fotografía N° 4.18: Microscopía óptica de muestra de concentrado de Zinc



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo azul una partícula mixta de pirita – esfalerita (**ef/py**), dentro de los círculos amarillos se observa esfalerita del tipo 5 (finas de sulfosales de plata con disminuciones en esfalerita) (**ef5-SFAg**), dentro del círculo blanco un mixto de esfalerita – ganga (**ef/GGs**) y dentro del círculo verde unos mixtos de calcopirita – ganga (**cp/GGs**). Completando la vista se observa partículas libres de esfalerita (**ef**), calcopirita (**cp**), sulfosal de plata (**SFAg**), pirita (**py**) y ganga (**GGs**).

Fotografía N° 4.19: Microscopía óptica de muestra de concentrado de Zinc



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo azul una partícula mixta de pirita – sulfosal de plata (**ef/SFAG**), dentro de los círculos blanco se observa esfalerita del tipo2 (finas de calcopirita con disminuciones en esfalerita) (**ef2-SFAG**), dentro del círculo amarillo inclusiones de sulfosales de plata en ganga (**SFAG-GGs**), dentro del círculo verde partículas finas de pirita incrustado en esfalerita (**py/ef**) y dentro del círculo naranjado un mixtas de calcopirita – ganga – pirita (**cp/GGs/py**). Completando la vista se observa partículas libres de esfalerita (**ef**), calcopirita (**cp**), sulfosal de plata (**SFAG**), pirita (**py**) y ganga (**GGs**).

Fotografía N° 4.20: Microscopía óptica de muestra de concentrado de Zinc



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro de los círculos azules inclusiones de esfalerita en ganga (**ef – GGs**), dentro de los círculos verdes se observa esfalerita del tipo5 (finas de sulfosales de plata con disminuciones en esfalerita) (**ef5-SFAG**), dentro del círculo amarillo mixto de calcopirita – ganga (**cp-GGs**), dentro del círculo blanco partículas mixtas de sulfosal de plata – pirita (**SFAG/py**). Completando la vista se observa partículas libres de esfalerita (**ef**), calcopirita (**cp**), pirita (**py**) y ganga (**GGs**).

4.4.5. ANÁLISIS MICROSCÓPICO CUANTITATIVO

Los siguientes aspectos generales son aplicables para el estudio de los minerales opacos de todas las muestras. Los resultados cuantitativos (volumen %) son presentados en una tabla de compendio que incluye las fracciones estudiadas. En dicha tabla se consigna, separadamente los porcentajes de abundancia (volumen %) de las especies minerales presentes, tanto bajo la forma de **partículas libres** (en las que una especie mineral constituye más del 90% del área de la partícula), como bajo la forma de **partículas mixtas** (constituidas por la asociación de dos o más especies mineralógicas y donde cada una de estas ocupan no menos del 10 % del área total). Una presentación similar o aunque algo más simplificado, se ha aplicado en el caso de los resultados cuantitativos en sección delgada. Como es conocido, los porcentajes de volumen pueden ser fácilmente convertidos en porcentaje de peso, utilizando las densidades de cada una de las especies de mineral correspondiente.

Adicionalmente el estudio microscópico cuantitativo permite la caracterización morfológica de cada partícula mixta, mediante la determinación simultánea de los porcentajes del área de periferia ocupados por cada especie de mineral participante; con tales datos se ha calculado el **grado de liberación parcial** promedio, correspondiente a cada especie de mineral en **cada tipo de partícula mixta** (de esta manera, el grado de liberación parcial resulta un indicador de la aptitud de reacción de cada una de las especies de minerales que aparecen asociadas).

Los grados de liberación parcial de las patrullas mixtas y de las libres (cuyo grado de liberación parcial se consideran lógicamente como 100) ponderados por los porcentajes de abundancia respectivos, permite calcular el **grado de liberación total** (G.L) para cada especie de mineral, calculo que se efectúa malla por malla (el G.L. resulta así una expresión cuantificada de como varia la liberación de una especie mineral de una malla a otra, en función del tamaño de grano).

Durante el conteo estadístico de partículas minerales bajo el microscopio, todas aquellas ópticamente transparentes han sido agrupadas bajo la denominación gangas. El presente estudio se debe caracterizar que hay especies de partículas mixtas, diseminación de sulfosales y esfaleritas en pirita y ganga.

El cuadro siguiente expresa el estudio de microscopia cuantitativa con el sistema de grado de liberación.

Tabla N° 4.20: Grado de liberación

NOMBRE	N. Part	% Vol	ef	cp	ef2	ef5	CuGRs	gn	py	GGs	ef-GGs	py-ef	SFAG-py	SFAG-GGs	cp-py	SFAG
ef	678	55.30	55.30													
			100.00													
cp	24	1.96		1.96												
				100.00												
ef2	73	5.95			5.95											
					100.00											
ef5	41	3.34				3.34										
						100.00										
CuGRs	32	2.61					2.61									
							100.00									
gn	7	0.57						0.57								
								100.00								
py	147	11.99							11.99							
									100.00							
GGs	25	2.04								2.04						
										100.00						
ef-GGs	21	1.71									1.71					
											100.00					
py-ef	30	2.45										2.45				
												100.00				
SFAG-py	37	3.02											3.02			
													100.00			
SFAG-GGs	12	0.98												0.98		
														100.00		
cp-py	5	0.41													0.41	
															100.00	
SFAG	7	0.57														0.57
																100.00
PARCIAL	1139	92.90	55.30	1.96	5.95	3.34	2.61	0.57	11.99	2.04	1.71	2.45	3.02	0.98	0.41	0.57
			ef	cp	ef2	ef5	CuGRs	gn	py	GGs	ef-GGs	py-ef	SFAG-py	SFAG-GGs	cp-py	SFAG
PARTICULAS MIXTAS																
GGs/ef	16	1.31	0.50							0.81						
			13.19							43.81						
py/ef	26	2.12	1.13						1.00							
			29.92						31.08							
cp/SFAG	6	0.49		0.30												0.19
				45.17												13.50
py/SFAG	8	0.65							0.35							0.30
									34.25							20.50
py/cp	12	0.98		0.53					0.44							
				32.54					31.00							
ef/cp	2	0.16	0.11	0.05												
			53.00	13.00												
ef/SFAG	2	0.16	0.09													0.07
			38.00													18.00
GGs/SFAG	1	0.08								0.06						0.02
										56.00						6.00
GGs/cp	3	0.24		0.11						0.14						
				18.67						42.00						
py/ef2	2	0.16			0.11				0.06							
					40.50				15.50							
py/ef5	1	0.08				0.06			0.02							
						42.00			12.00							
py/GGs/ef	1	0.08	2.45						0.02	0.03						
			9.00						9.00	16.00						
py/GGs/SFAG	2	0.16							0.05	0.07						0.04
									12.00	23.00						4.00
py/GGs/cp	1	0.08		0.02					0.03	0.03						
				4.00					20.00	12.00						
py/cp/SFAG	4	0.33		0.10					0.11							0.11
				12.00					14.50							11.00
% Volumen	1226	100.00	59.58	3.06	6.06	3.40	2.61	0.57	14.08	3.18	1.71	2.45	3.02	0.98	0.41	1.31
Peso Especifico			4.2	4.2	4.2	4.2	4.8	7.2	5	2.7	4.2	4.5	4.5	4.5	4.5	6
% Peso		100.00	56.31	2.90	5.73	3.21	2.82	0.93	15.85	1.93	1.62	2.48	3.06	0.99	0.41	1.77
GRADO DE LIBERACION			94.36	75.79	98.96	99.03	100.0	100.00	90.68	81.80	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	55.18
			ef	cp	ef2	ef5	CuGRs	gn	py	GGs	ef-GGs	py-ef	SFAG-py	SFAG-GGs	cp-py	SFAG

Fuente; Elaboración propia

Del cuadro anterior el resultado del análisis microscópico cuantitativo permite hacer el siguiente comentario:

- El siguiente cuadro es un resumen del grado de liberación de las distintas especies mineralógicas:

Tabla N° 4.21: Resumen del grado de liberación

Especies	Grado de liberación
ef	94,36
cp	75,79
ef2	98,96
ef5	99,03
CuGRs	100,00
gn	100,00
py	90,68
GGs	81,80
ef-GGs	100,00
py-ef	100,00
SFAg-py	100,00
SFAg/GGs	100,00
cp-py	100,00
SFAg	55,18

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo al concepto consistente en el Grado de Liberación 70 es un compuesto de partículas (libres y mixtas) consideradas típicamente liberadas y aptas para flotación se establece lo siguientes:

- La característica del concentrado de zinc es que las especies están en su gran mayoría libres todos superan el valor de 70%, por lo tanto, este concentrado significa que es flotable.
- Los sulfuros de zinc presentes en este concentrado son la esfalerita normal (**ef**), esfalerita del tipo 2 (**ef2**) y esfalerita del tipo 5 (**ef5**) en su mayoría están libres alcanzando el grado de liberación mayor a 70. Esto nos indica que la presencia de partículas mixtas en el concentrado de zinc no es por

una mala liberación, es una oportunidad importante de investigación metalúrgica.

- Los sulfuros de plomo (galena) presentes en el concentrado de zinc en su mayoría se encuentran libres.
- Los minerales de plata presentes fueron observados como sulfosales también presentes con un grado de liberación de (G.L. 55.18%).
- En el caso de minerales de cobre como la calcopirita alcanzan un grado de liberación (G.L. 75.79%).
- Los sulfuros de hierro presentes en el concentrado de zinc, también gran parte de estos se encuentran libres con grado de liberación (G.L. 90.68%).
- Las partículas no valiosas en su mayoría también se encuentran libres con grado de liberación de (G.L. 81.80%).

Tabla N° 4.22: Porcentaje en volumen a % en peso

Especies	Conversión de volumen a peso			
	% Volumen	P.e.	Factor	% Peso
ef	59,58	4,2	250,22	56,31
cp	3,06	4,2	12,87	2,90
ef2	6,06	4,2	25,45	5,73
ef5	3,40	4,2	14,29	3,21
CuGRs	2,61	4,8	12,53	2,82
gn	0,57	7,2	4,11	0,93
py	14,08	5,0	70,41	15,85
GGs	3,18	2,7	8,59	1,93
ef-GGs	1,71	4,2	7,19	1,62
py-ef	2,45	4,5	11,01	2,48
SFAg-py	3,02	4,5	13,58	3,06
SFAg/GGs	0,98	4,5	4,40	0,99
cp-py	0,41	4,5	1,84	0,41
SFAg	1,31	6,0	7,88	1,77
	100,00		444,37	100,00

Fuente: Elaboración propia

Respecto del contenido en peso de cada especie mineralógica de la muestra del concentrado de zinc se puede comentar los siguientes:

- Los porcentajes en volumen multiplicados por sus correspondientes pesos específicos y divididos entre 100 determinan el peso específico de la cabeza en estudio.
- Los valores de zinc son esfalerita normal de inclusiones, (esfalerita con inclusiones de sulfosal de plata en esfalerita) (ef5) y (esfalerita con inclusiones de calcopirita en esfalerita normal) (ef2) todos suman $56,31+5,73+3,21= 65,25$ % en peso, entonces de los valores de zinc presentes en el concentrado $56,31*100/65,25= 86,29$ % son esfalerita normal, 8,78 % ef2 y el 4,93 % es ef5.
- Los valores de plata indebidamente presentes en el concentrado de zinc son cobre gris (CuGRs) y sulfosales (SFAG) que en total suman $2,82 + 1,77 + 3,06 + 0,99 = 8,64$ % en peso.
- Los sulfuros de hierro presentes en el concentrado de zinc son pirita, pirrotita y arsenopirita, ambas representan 15,85% en peso de la muestra total del concentrado de zinc.
- El contenido de plomo en el concentrado de zinc está representado por 0,93 % en peso de galena.
- Los insolubles o gangas son del orden de 1,93 % en peso.

Asociaciones más importantes

Es importante analizar si la presencia de los mixtos frecuentes en el concentrado de zinc tiene opción de mejorar la liberación. Para eso el grado de liberación en el mixto deberá ser mayor a 10.

En el cuadro siguiente se ha seleccionado cuatro mixtos que en porcentaje en volumen representan $4,65*100/7,10 = 65,52$ % de los mixtos totales.

Tabla N° 4.23: Grado de liberación de Mixtos

	% Volumen	% Relativo	Grado de liberación de Mixtos			
			ef	py	cp	GGs
GGs/ef	1,31	28,07	13,19			43,81
GGs/cp	0,24	5,26			18,67	42,00
ef/py	2,12	45,61	29,92	31,08		
py/cp	0,98	21,05		31,00	32,54	
	4,65	100,00	43,11	62,08	51,21	85,81

Fuente: Elaboración propia

Del cuadro de los mixtos se puede comentar lo siguientes:

- El mixto más frecuente observado es ef/py (relativamente 45,61 %) el grado de liberación en ambos casos es mayor que 10 lo que nos indica que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar con remolienda adicional.
- Otro mixto observado es GGs/ef (relativamente 28,07 %) el grado de liberación en ambos casos es mayor a 10 lo que nos indica que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar con remolienda adicional.
- Otro mixto observado es py/cp (relativamente 21,05 %) el grado de liberación en ambos casos es mayor a 10 lo que nos indica que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar con remolienda adicional.
- En el caso de los mixtos observados de GGs/cp (relativamente 5,26 %) el grado de liberación en ambos casos es mayor a 10 lo que nos indica que no se trata de amarres muy íntimos y por el contrario la liberación se puede mejorar con remolienda adicional.

Tabla N° 4.24: Balance metalúrgico antes de la investigación
Fuente: Elaboración propia

• PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					RECUPERACIONES				
			% Cu	% Pb	% Zn	Ag oz/TM	% Fe	% Cu	% Pb	% Zn	Ag oz/TM	% Fe	% Cu	% Pb	% Zn	Ag oz/TM	% Fe
Conc. Bulk	29,72	2,97	16,40	19,36	8,64	87,84	18,08	4,87	5,75	2,57	26,11	5,37	68,84	65,50	8,03	64,47	4,36
Medios Bulk	45,27	4,53	2,24	2,60	12,28	13,28	21,20	1,01	1,18	5,56	6,01	9,60	14,32	13,40	17,38	14,85	7,79
Conc. Scv Bulk	16,27	1,63	0,81	0,91	8,46	4,95	12,54	0,13	0,15	1,38	0,81	2,04	1,86	1,69	4,30	1,99	1,66
Conc. Zn	31,38	3,14	1,00	1,13	55,63	6,00	4,10	0,31	0,35	17,46	1,88	1,29	4,43	4,04	54,59	4,65	1,04
Medios	55,38	5,54	0,44	0,76	6,12	2,99	14,70	0,24	0,42	3,39	1,66	8,14	3,44	4,79	10,60	4,09	6,61
Conc. Scv	35,33	3,54	0,31	0,41	1,94	2,29	22,58	0,11	0,14	0,69	0,81	7,98	1,55	1,65	2,14	2,00	6,47
Reave Final	785,8	78,65	0,05	0,10	0,12	0,41	11,30	0,39	0,79	0,94	3,22	88,80	5,55	8,94	2,95	7,96	72,07
Cab. Cal	999,15	100,00	0,71	0,88	3,20	4,05	12,32	7,08	8,79	31,98	40,49	123,21	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Cab. Ens			0,78	0,93	3,12	4,44	13,85						85,03	80,58	67,33	76,94	73,04

Al realizar el análisis del mineral sulfurado encontramos que el cobre presenta una recuperación del 68,84 %, el plomo 65,50 % el zinc tiene un 54,29 %, la presencia de dichos metales en el relave es alto ya que el cobre está en un 5,55 %, el plomo 8,94 el zinc fluctúa entre el 2,95 %, con un contenido metálico de 4,87 % de cobre, 5,75 % de plomo y 17,46 % de zinc; con estos resultados iniciamos el proceso de investigación para poder determinar ¿cuál de los parámetros no está ajustado para tener mayor recuperación?. Entonces empezamos con la caracterización del mineral sulfurado.

Tabla N° 4.25: Balance metalúrgico controlado el pH y dosificación de reactivos

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					RECUPERACIONES				
			% Cu	% Pb	% Zn	Ag oz/TM	% Fe	% Cu	% Pb	% Zn	Ag oz/TM	% Fe	% Cu	% Pb	% Zn	Ag oz/TM	% Fe
Con. Pb	15,9	1,59	1,12	40,12	13,32	40,64	13,72	0,18	6,38	2,12	6,46	2,18	2,36	63,27	6,58	14,21	1,75
Medios BK	39,9	3,99	1,12	1,17	11,48	7,33	19,16	0,45	0,47	4,58	2,92	7,64	5,93	4,63	14,24	6,43	6,12
Con. Scv BK	15,7	1,57	0,68	1,19	7,88	5,53	10,60	0,11	0,19	1,24	0,87	1,66	1,42	1,85	3,85	1,91	1,33
Con. Cu	16,9	1,69	30,08	3,2	6,00	130,89	19,32	5,08	0,54	1,01	22,12	3,27	67,44	5,36	3,15	48,63	2,61
Medios Sep	6,6	0,66	8,2	14,68	10,60	67,29	22,84	0,54	0,97	0,70	4,44	1,51	7,18	9,61	2,17	9,76	1,21
Con. Zn	31,9	3,19	1,24	0,61	53,97	7,85	5,84	0,40	0,19	17,22	2,50	1,86	5,25	1,93	53,51	5,51	1,49
Medios	68,5	6,85	0,47	0,54	4,48	2,89	15,88	0,32	0,37	3,07	1,98	10,88	4,27	3,67	9,54	4,35	8,71
Con: Scv	22,1	2,21	0,33	0,52	3,76	2,29	9,12	0,07	0,11	0,83	0,51	2,02	0,97	1,14	2,58	1,11	1,61
Reave Final	782,5	78,25	0,05	0,11	0,18	0,47	12,00	0,39	0,86	1,41	3,68	93,90	5,19	8,54	4,38	8,09	75,17
Cab. Cal	1000							7,54	10,08	32,17	45,48	124,92	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Cab. Ens			0,78	0,93	3,12	4,44	13,85										

Fuente: Elaboración propia

Los resultados de la tabla N° 4.25, presenta un balance metalúrgico tomando en cuenta que el pH para el plomo ha sido de 7,9, para el zinc fue de 10,9 así mismo se controló la dosificación de reactivos, encontrando casi similitud al balance metalúrgico antes de la investigación por lo que no es las variables de pH, ni la dosificación de reactivos, entonces debe de ser otra variable que está afectando la recuperación metálica de los minerales sulfurados, el análisis químico reporta presencia de cobre, plomo y zinc en el relave.

Tabla N° 4.26: Balance metalúrgico controlado el pH, dosificación de reactivos y tamaño de partícula

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES				CONTENIDO METALICO				RECUPERACIONES			
			% Cu	% Zn	% Pb	Ag oz/TM	% Cu	% Zn	% Pb	Ag oz/TM	% Cu	% Zn	% Pb	Ag oz/TM
Cabeza	1000	100,01	0,78	3,12	0,93	4,44	100	100	100	100	100,00	100,00	100,00	100,00
Conc. Cobre	21,2	2,12	30,08	6,00	3,20	130,89	0,64	0,13	0,07	2,77	81,90	4,08	7,30	63,27
Conc. Plomo	17,8	1,78	1,12	13,32	40,12	40,4	0,02	0,24	0,71	0,72	2,56	7,61	76,88	16,49
Conc. Zinc	45,9	4,59	1,24	53,97	0,61	7,58	0,06	2,48	0,03	0,35	7,31	79,50	3,01	7,93
Relave	915,1	91,51	0,07	0,30	0,13	0,59	0,06	0,27	0,12	0,54	8,23	8,81	12,81	12,31
Cab. Cal.	1000		0,78	3,12	0,93	4,40	0,78	3,12	0,93	4,39				

Fuente: Elaboración propia

Después de la investigación y al remoler las partículas mixtas se obtuvo el incremento de las recuperaciones de cobre llegando a un 81,90 %, el plomo en un 76,88 % el zinc en un 79,50 % en los concentrados, es decir se ha controlado el pH, dosificación de reactivos y tamaño de partículas según el análisis reportado por la microscopía de barrido, después de caracterizar el mineral sulfurado por la microscopía se encontró partículas mixtas y se ha tenido que ajustar el tiempo de molienda y para el zinc una remolienda. Con estos resultados se ha empezado a trabajar en la planta concentradora, ajustando el tiempo de molienda a 10,11 minutos, el pH, se ha mantenido asimismo la dosificación de reactivos. Presentando muy elevado la presencia de dichos metales en el relave.

CONCLUSIONES

1. El Mineral Sulfurado contiene contenidos altos de Plata, Plomo y zinc; en el caso del cobre se encuentra en forma regular.
2. El Work Index obtenido indica un mineral de dureza baja, resultando 10,24 kw-hr/Tn para el Mineral Sulfurado.
3. El desplazamiento de valores valiosos al relave final es bajo, pero las recuperaciones del plomo se ven afectadas por la relación de la ley de cabeza Pb/Cu (1,77/0,66) mas no por relaves altos entonces se puede concluir que este mineral responde al estándar de flotación de sulfuros.
4. En el caso de las pruebas de flotación de Zn se puede observar un comportamiento metalúrgico aceptable para el mineral Sulfurado, obteniendo una calidad de 53,97% con 79,50% de recuperación.
5. Para el caso de la metalurgia del Pb se tiene un comportamiento metalúrgico bueno con calidad (40,12%) con recuperación de 76,88%, con un desplazamiento de Cu (2,56%) el cual está dentro de lo normal.
6. En la microscopía óptica realizada se puede observar que el principal mineral de plomo es la galena, de zinc la esfalerita normal, mineral de cobre se observa calcopirita (cobres grises), mineral de plata se observa sulfosales y de hierro se observa principalmente presencia de pirita.

RECOMENDACIONES

1. Los minerales sulfurados polimetálicos presentan un tratamiento complejo lo que requiere hacer investigaciones seguidas ya que es muy variado sus leyes en la explotación.
2. Los sulfosales presentes en los minerales sulfurados hacen la que su tratamiento sea muy complejo ya que su presencia en los concentrados causa penalidades que muchas veces son económicas en perjuicio de la empresa.
3. Los análisis químicos que se reportan en la cabeza, concentrados y relave dan a conocer los elementos presentes mas no el tipo de enlace que se presenta, frente a ello es necesario hacer un análisis mineralógico y microscópico, por lo que es necesario seguir con este tipo de análisis.
4. La dosificación de reactivos es una variable estable en el tratamiento metalúrgico de los minerales sulfurados, pero es necesario controlar la dosificación de acuerdo a la variación del tratamiento, esto también causa inconvenientes en la flotación por lo que es necesario hacer estudios microscópicos en los concentrados y relave.

BIBLIOGRAFÍA

1. AMERICAN CYANAMID COMPANY, (1986) “MANUAL DE PRODUCTOS QUÍMICOS” PARA MINERÍA” IMPRESO EN MEXICO. TRADUCIDO POR Ma. ELENA SAUCEDO LOYA, A. GIRALDEZ Y J.A. GUTIERREZ ABRIL 1988
2. ASTUCURI T. VENANCIO, (1999) "INTRODUCCION A LA FLOTACION DE MINERALES" - LIMA-PERU -.
3. AZAÑERO ORTIZ ANGEL, (2010) “CURSO DE CONCENTRACIÓN Y FLOTACIÓN DE MINERALES”, EAP ING. METALURGICA, UNMSM, LIMA, PERU -.
4. EGAS SAENZ ANGEL, (1985), "EVALUACION DE PLANTAS CONCENTRADORAS" 1º EDICION, LIMA – PERU.
5. MANZANEDA CABALA, JOSE. (2000). INGENIERIA METALURGICA Y DISEÑO EXPERIMENTAL. 1º EDICIÓN. LIMA – PERÚ.
6. QUIMICA AMTEX S.A. (2006), “PRESENTACIÓN GRUPO AMTEX” SIMPOSIUM: AVANCES EN FLOTACIÓN DE MINERALES POLIMETALICOS, LIMA –PERÚ JULIO.

7. QUIÑONES LAVADO, LOURDES JANET, (2010), "MINERALURGÍA MINERAL POLIMETÁLICO SULFURADO DE Pb, Cu, Y Zn" INFORME TECNICO OCTUBRE.

8. SUTULOV ALEXANDER, (1963), "FLOTACION DE MINERALES". UNIVERSIDAD DE CONCEPCION - INSTITUTO DE INVESTIGACION CHILE.

9. ZEGARRA Y C. PEREZ, (1998), "SELECCIÓN DE PROCEDIMIENTOS DE SEPARACION DE Cu-Pb FLOTACION Y OPTIMIZACION ECONÓMICA" CENTROMIN - LA OROYA – PERU.

ANEXOS

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TITULO

“Aplicación de la microscopía óptica a los minerales sulfurados para la recuperación de plomo y zinc en E. A. Cerro S.A.C. de Volcan Compañía. Minera – Pasco – 2019”

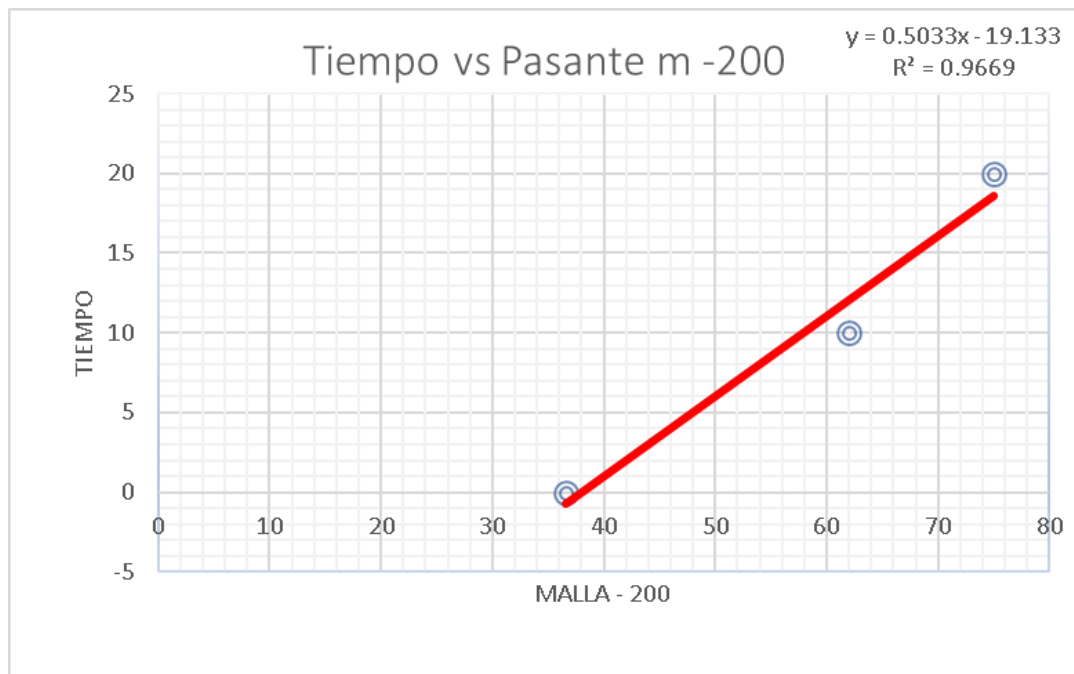
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODOLOGÍA
PRINCIPAL	GENERAL	GENERAL	DEPENDIENTE	MÉTODO
¿Cómo hacer la aplicación de la microscopía óptica a los minerales sulfurados para la recuperación de plomo y zinc en Cerro SAC de Volcán Compañía Minera?	Aplicar la microscopía óptica a los minerales sulfurados para recuperar plomo y zinc en Cerro SAC de Volcán Compañía Minera.	Si aplicamos la microscopía óptica a los minerales sulfurados entonces podemos recuperar el plomo y zinc en Cerro SAC de Volcán Compañía. Minera.	Recuperación de plomo y zinc en Cerro SAC de Volcán Compañía. Minera.	Aplicada
ESPECÍFICOS	ESPECÍFICOS	ESPECÍFICOS	INDEPENDIENTE	DISEÑO
1. ¿Cuál es la granulometría del mineral de plomo y zinc en la descarga del molino para la recuperación del plomo y zinc en Cerro SAC de Volcán Compañía Minera? 2. ¿Cómo hacer la identificación de las variables que provoca la baja recuperación para la recuperación de plomo y zinc en Volcán Compañía Minera?	1. Determinar la granulometría del mineral sulfurado de plomo y zinc en la descarga del molino para la recuperar el plomo y zinc Cerro SAC de Volcán Compañía Minera. 2. Identificar las variables que provoca la baja recuperación para recuperar el plomo y zinc en Cerro SAC de Volcán Compañía Minera	1. Si determinamos la granulometría del mineral de cobre, plomo y zinc en la descarga del molino entonces podemos recuperar el cobre, plomo y zinc en Cerro SAC de Volcán Compañía Minera 2. Si identificamos las variables que provoca la baja recuperación entonces podemos recuperar el plomo y zinc en Cerro SAC de Volcán Compañía Minera	Aplicación de la microscopía óptica a los minerales sulfurados	Experimental
				TIPO

INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

➤ MOLIENDABILIDAD DEL MINERAL SULFURADO

Tabla 4.2: Moliendabilidad del Mineral Sulfurado

mallas - 200	Tiempo
36.62	0
61.99	10
75.04	20



$$y = 0,5033X - 19,133$$

$$Tiempo_{(min)} = 0,5033(-m200\%) - 19,133$$

➤ PRUEBA DE DETERMINACIÓN DEL WORK INDEX COMPARTIVO

Cálculo del p80 (descarga) y f80 (alimentación) del cuarzo.

DESCARGA						
MALLAS	ABERTURAS (um)	PESOS	% DE PESO	% PESO ACUMULADO (+)	% PESO ACUMULADO (-)	F(80)
8	2380	0.12	0.01	0.01	99.99	0.00
10	2000	0.13	0.01	0.02	99.98	0.00
12	1680	0.07	0.01	0.03	99.97	0.00
16	1190	0.27	0.03	0.06	99.94	0.00
20	841	0.71	0.07	0.13	99.87	0.00
30	595	3.22	0.32	0.45	99.55	0.00
40	400	19.85	1.98	2.44	97.56	0.00
50	297	61.37	6.14	8.57	91.43	221.96
70	210	134.34	13.43	22.01	77.99	0.00
100	149	154.42	15.44	37.45	62.55	0.00
140	105	148.58	14.86	52.30	47.70	0.00
200	74	103.81	10.38	62.68	37.32	0.00
270	53	84.64	8.46	71.14	28.86	0.00
325	45	39.28	3.93	75.07	24.93	0.00
400	37	12.6	1.26	76.33	23.67	0.00
Ciega		236.71	23.67	100.00	0.00	0.00
Total		1000.12	100.00			

ALIMENTO						
MALLA	ABERTURA	PESO	% PESO	% PESO ACUMULADO (-)	% PESO ACUMULADO(-)	P80
8	2380	59.44	12.67	12.67	87.33	0.00
10	2000	30.7	6.54	19.21	80.79	1936.29
12	1680	19.61	4.18	23.39	76.61	0.00
16	1190	56.02	11.94	35.32	64.68	0.00
20	841	41.33	8.81	44.13	55.87	0.00
30	595	38.33	8.17	52.30	47.70	0.00
40	400	37.48	7.99	60.28	39.72	0.00
50	297	30.91	6.59	66.87	33.13	0.00
70	210	30.04	6.40	73.27	26.73	0.00
100	149	26.84	5.72	78.99	21.01	0.00
140	105	22.92	4.88	83.87	16.13	0.00
200	74	18.97	4.04	87.92	12.08	0.00
270	53	16.83	3.59	91.50	8.50	0.00
325	45	8.2	1.75	93.25	6.75	0.00
400	37	2.15	0.46	93.71	6.29	0.00
Ciega		29.53	6.29	100.00	0.00	0.00
Total		469.3	100.00			

ALIMENTO	P80	221.96
PRODUCTO	F80	1936.29

Cálculo del p80 (descarga) y f80 (alimentación) del Mineral Sulfurado.

DESCARGA						
MALLAS	ABERTURAS (um)	PESOS	% DE PESO	% PESO ACUMULADO (+)	% PESO ACUMULADO (-)	F(80)
8	2380		0.00	0.00	100.00	0.00
10	2000	0.39	0.04	0.04	99.96	0.00
12	1680	0.08	0.01	0.05	99.95	0.00
16	1190	0.39	0.04	0.09	99.91	0.00
20	841	0.52	0.05	0.14	99.86	0.00
30	595	1.45	0.15	0.28	99.72	0.00
40	400	6.38	0.64	0.92	99.08	0.00
50	297	21.41	2.14	3.06	96.94	0.00
70	210	59.77	5.98	9.04	90.96	0.00
100	149	102.59	10.26	19.30	80.70	146.26
140	105	122.73	12.27	31.57	68.43	0.00
200	74	102.47	10.25	41.82	58.18	0.00
270	53	90.92	9.09	50.91	49.09	0.00
325	45	47.55	4.76	55.67	44.34	0.00
400	37	13.49	1.35	57.01	42.99	0.00
Ciega		429.86	42.99	100.00	0.00	0.00
Total		1000	100.00			

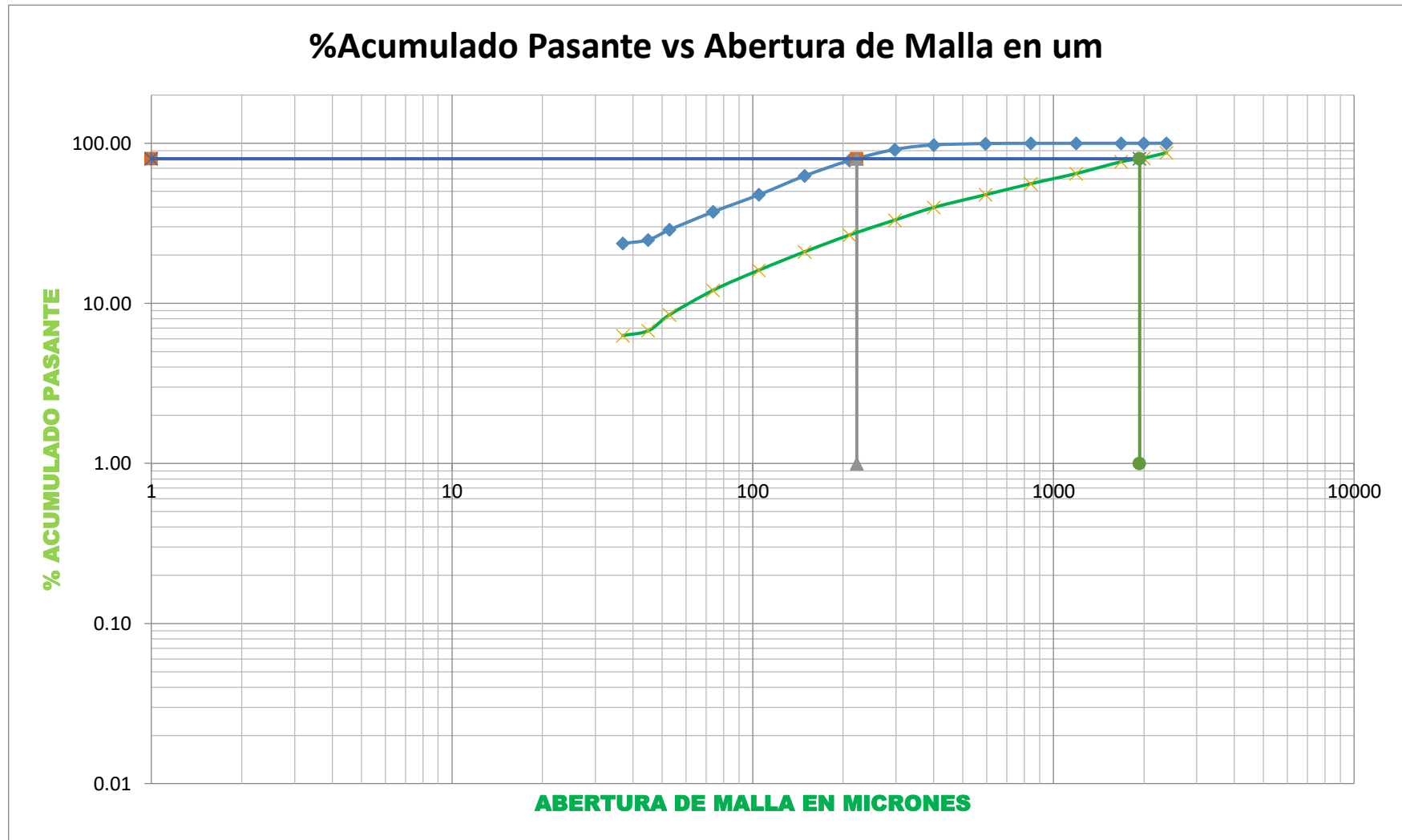
ALIMENTO						
MALLA	ABERTURA	PESO	% PESO	% PESO ACUMULADO (-)	% PESO ACUMULADO(-)	P80
				0.00	100.00	0.00
10	2000	86.89	17.38	17.38	82.62	1766.34
12	1680	18.28	3.66	21.03	78.97	0.00
16	1190	53.62	10.72	31.76	68.24	0.00
20	841	35.25	7.05	38.81	61.19	0.00
30	595	31.92	6.38	45.19	54.81	0.00
40	400	30.26	6.05	51.24	48.76	0.00
50	297	24.66	4.93	56.18	43.82	0.00
70	210	23.87	4.77	60.95	39.05	0.00
100	149	22.06	4.41	65.36	34.64	0.00
140	105	19.25	3.85	69.21	30.79	0.00
200	74	17.05	3.41	72.62	27.38	0.00
270	53	15.71	3.14	75.76	24.24	0.00
325	45	8.71	1.74	77.51	22.49	0.00
400	37	3.06	0.61	78.12	21.88	0.00
Ciega		109.41	21.88	100.00	0.00	0.00
Total		500	100.00			

ALIMENTO	P80	146.26
PRODUCTO	F80	1766.34

$$13.6 \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80} \text{cuarzo}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80} \text{cuarzo}}} \right) = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80} \text{mineral}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80} \text{mineral}}} \right)$$

Haciendo uso de la ecuación de bond se determinó el $W_i = 10,24 \text{ Kw-hr/Tn}$ que será el indicador de dureza del mineral en estudio.

➤ Curva de Moliendabilidad del P80 Y F80 del mineral sulfurado como también del cuarzo



➤ Estadísticas de la regresión

Resumen						
<i>Estadísticas de la regresión</i>						
Coeficiente de correlación múltiple	0.937680752					
Coeficiente de determinación R^2	0.879245193					
R^2 ajustado	0.864608247					
Error típico	0.875806791					
Observaciones	38					
ANÁLISIS DE VARIANZA						
	<i>Grados de libertad</i>	<i>Suma de cuadrados</i>	<i>Promedio de los cuadrados</i>	<i>F</i>	<i>Valor crítico de F</i>	
Regresión	4	184.3045824	46.07614559	60.07026183	0.000000000000011	
Residuos (Error)	33	25.31223867	0.767037536			
Total	37	209.6168211				
	<i>Coeficientes</i>	<i>Error típico</i>	<i>Estadístico t</i>	<i>Probabilidad</i>	<i>Inferior 95%</i>	<i>Superior 95%</i>
Intercepción	85.71224657	2.079119105	41.22527006	5.76243E-30	81.48224695	89.94224619
Variable X 1 (% Zn)	-1.685005794	0.166521883	-10.11882504	1.2034E-11	-2.023797112	-1.346214477
Variable X 2 (% Cu)	-0.615193573	0.459120549	-1.339939094	0.189419361	-1.549281354	0.318894208
Variable X 3 (%Fe)	-1.733461853	0.507839823	-3.41340276	0.001714836	-2.766669741	-0.700253965
Variable X 4 (% Ag)	-0.06355755	0.032995749	-1.926234487	0.062725198	-0.130687906	0.003572806
$Y = b_0 + b_1 * X_1 + b_2 * X_2 + b_3 * X_3 + b_4 * X_4$						
Concentrado de Pb						
%Pb	69.55780864					
%Zn	4.55					
%Cu	2.48					
%Fe	1.6					
OzAg/TC	65.9					

➤ TRATAMIENTO ESTADISTICO

Ensayo químico del concentrado del plomo

	Ensayo químico de concentrado de plomo				
dato	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	OzAg/TC
1	68,65	4,55	2,48	1,60	65,90
2	65,65	6,76	2,57	1,97	66,38
3	68,40	5,51	2,34	1,90	63,28
4	65,45	6,44	2,60	2,08	65,90
5	69,25	5,47	2,08	1,75	66,41
6	68,70	6,43	1,98	1,42	62,77
7	69,60	5,44	1,76	1,81	59,26
8	70,05	4,72	2,09	1,71	64,81
9	72,03	4,25	2,10	1,29	62,69
10	71,77	4,15	2,05	1,25	63,13
11	66,30	6,77	2,12	1,93	58,03
12	64,96	6,97	2,14	1,86	63,93
13	64,15	5,79	2,38	2,49	69,98
14	70,51	3,38	2,39	1,69	72,90
15	68,15	4,65	2,52	2,21	78,29
16	66,75	5,07	3,45	1,52	79,25
17	68,84	4,82	2,85	1,65	74,07
18	62,57	7,46	2,19	2,43	64,08
19	68,50	4,87	2,92	1,56	70,57
20	69,25	5,48	2,14	1,54	67,69
21	69,35	5,07	2,07	1,56	64,23
22	66,85	6,02	2,31	1,85	69,47
23	66,80	6,72	2,07	1,98	63,35
24	70,55	4,43	1,97	1,32	64,08
25	68,89	5,02	1,94	1,62	64,74
26	71,03	3,91	1,82	2,29	60,44
27	66,42	6,01	2,03	1,64	58,76
28	68,35	4,85	2,25	1,26	64,23
29	63,38	7,76	2,42	1,88	61,24
30	71,25	3,59	1,63	1,14	64,01
31	67,18	6,34	1,47	1,62	55,84
32	67,95	5,36	1,73	1,88	62,62
33	71,10	3,87	1,38	1,43	60,43
34	70,10	4,35	1,77	1,95	66,35
35	70,90	3,92	1,84	1,82	64,59
36	70,95	4,02	1,81	1,64	66,12
37	65,50	6,05	1,94	2,31	63,42
38	68,30	4,63	1,77	1,69	84,73

UEA	Cerro de Pasvo
ENSAYO	Analisis Químico
PROCEDENCIA	Laboratorio Exp. Metalúrgico
ORDEN DE TRABAJO N°	LEM 079
FECHA DE RECEPCIÓN	16/08/2019

N°	Descripción	DATOS DE CALIDAD					g
		Cu (%)	Pb (%)	Zn (%)	Ag (g/TM)	Fe (%)	
1	P# 1 RELAVE	0,01	0,08	0,16	12	7,84	
2	P# 2 RELAVE	0,01	0,07	0,13	11	7,56	
3	P# 3 RELAVE	0,01	0,07	0,13	11	7,61	
4	P# 4 RELAVE	0,01	0,07	0,18	12	7,75	
5	P# 5 RELAVE	0,01	0,06	0,11	9	7,19	
6	P# 6 RELAVE	0,01	0,07	0,14	11	7,83	
7	P# 7 RELAVE	0,01	0,07	0,13	11	7,88	
8	P# 8 RELAVE	0,01	0,07	0,19	12	7,94	
9	P# 9 RELAVE	0,01	0,07	0,16	12	7,85	
10	MUESTRA DE CABEZA-PAND	0,02	0,09	1,88	39	8,32	
11	P# 1 - 1'	0,26	0,21	24,14	383	7,30	25,6
12	P# 2 - 1'	0,25	0,21	23,38	385	7,66	32
13	P# 3 - 1'	0,25	0,20	23,16	353	7,88	33,6
14	P# 4 - 1'	0,27	0,21	23,00	404	7,68	24,8
15	P# 5 - 1'	0,24	0,24	23,42	362	9,32	40,2
16	P# 6 - 1'	0,26	0,21	23,96	386	7,56	29,2
17	P# 7 - 1'	0,23	0,20	21,52	338	7,48	36,4
18	P# 8 - 1'	0,26	0,21	24,16	405	7,44	26,1
19	P# 9 - 1'	0,28	0,22	27,10	490	7,28	20
20	P# 1 - 3'	0,21	0,22	20,50	250	8,42	32,22
21	P# 2 - 3'	0,19	0,23	18,20	220	9,40	33
22	P# 3 - 3'	0,18	0,23	17,48	229	10,16	33,7
23	P# 4 - 3'	0,19	0,21	18,90	229	8,74	33,3
24	P# 5 - 3'	0,16	0,25	14,08	193	12,92	37,4
25	P# 6 - 3'	0,18	0,22	18,92	222	8,92	34,7
26	P# 7 - 3'	0,17	0,21	16,82	199	8,66	35,3
27	P# 8 - 3'	0,20	0,22	19,92	240	8,72	30,3
28	P# 9 - 3'	0,19	0,21	19,08	233	8,60	38,2
29	P# 1 - 5'	0,12	0,24	9,16	129	11,52	29,2
30	P# 2 - 5'	0,09	0,25	5,88	99	13,74	32,8
31	P# 3 - 5'	0,08	0,23	5,16	92	14,30	36
32	P# 4 - 5'	0,11	0,22	9,18	121	11,28	32,6
33	P# 5 - 5'	0,06	0,23	2,48	70	17,12	38,9
34	P# 6 - 5'	0,09	0,22	5,86	94	11,56	34,4
35	P# 7 - 5'	0,09	0,23	5,70	92	11,70	31,3
36	P# 8 - 5'	0,11	0,21	8,12	112	11,02	32,6
37	P# 9 - 5'	0,10	0,22	7,62	109	11,54	34,6