



UNCP

Universidad Nacional del Centro del Perú

Facultad de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales

Estudio geometalúrgico para optimizar el circuito de flotación separación plomo-cobre en la planta concentradora U.M. Cerro Lindo

Jorge Meza, Gustavo Elvis
Núñez Mucha, Bryan Enmanuel

Huancayo
2018

Jorge, G. – Núñez, B. (2018). *Estudio geometalúrgico para optimizar el circuito de flotación separación plomo-cobre en la planta concentradora U.M. Cerro Lindo* (Tesis para optar el Título de Ingeniero Metalúrgista y de Materiales). Universidad Nacional del Centro del Perú – Facultad de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales – Huancayo – Perú.





**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERÚ
FACULTAD DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES**



TESIS:

**“ESTUDIO GEOMETALÚRGICO PARA OPTIMIZAR EL
CIRCUITO DE FLOTACIÓN SEPARACIÓN PLOMO-COBRE
EN LA PLANTA CONCENTRADORA U.M. CERRO LINDO”**

PRESENTADA POR LOS BACHILLERES:

**JORGE MEZA, Gustavo Elvis
NÚÑEZ MUCHA, Bryan Emmanuel**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA Y DE MATERIALES

HUANCAYO - JULIO

2018

ASESOR

ING. CIRO ZENTENO CUBA

DEDICATORIA

A Dios quien me ha dado fortaleza para seguir cada día adelante.

A mis padres y hermana, los amo infinitamente, por su apoyo incondicional, su cariño y por confiar siempre en mí.

A mi abuelita quien en todo momento me apoyó y alentó y que con esa fortaleza se convirtió en un ejemplo en estos años.

A la memoria de mis abuelos, quienes confiaron en mí en todo momento y desde cielo me guiaron para culminar mi carrera profesional.

N.M.B.E.

DEDICATORIA

A mis padres Julián y Bernarda, quienes inculcaron en mí las ganas de superación, que todo se puede lograr con perseverancia y esfuerzo, gracias por su apoyo incondicional.

A mis hermanos por brindarme aliento de superación para ser mejor cada día, así como por su paciencia.

Gracias a ustedes logro hoy uno más de mis objetivos, es un privilegio ser parte de esta hermosa familia.

J.M.G.E.

AGRADECIMIENTO

Nuestro agradecimiento a los docentes de la Facultad de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales, de la Universidad Nacional del Centro del Perú, quienes nos inculcaron los conocimientos y el deseo de superación durante nuestra estadía en las aulas universitarias, siempre los llevaremos presentes en nuestro desarrollo profesional.

Del mismo modo el agradecimiento a los señores ingenieros de operaciones la empresa Milpo, Unidad Minera Cerro Lindo, quienes nos permitieron obtener la data necesaria para llevar acabo y culminar nuestra tesis de investigación, así como el asesoramiento técnico en la culminación de mismo.

Así mismo el agradecimiento a todas aquellas personas que nos brindaron su desinteresado apoyo, en el logro de nuestro cometido.

Los autores

RESUMEN

En el presente estudio de investigación se utilizó la geometalurgia que permite evaluar el comportamiento de los minerales frente a un tratamiento metalúrgico planteado, mediante el uso de herramientas de regresión estadística, Microscopia óptica de Opacos y el desarrollo de pruebas metalúrgica de flotación, se evaluó de esta manera la performance del circuito flotación en la etapa separación Plomo/Cobre dentro de la planta concentradora, para de esta manera poder encontrar una alternativa eficiente de separación Plomo/Cobre optimizando la recuperación de los concentrados de Plomo y Cobre.

Nuestro objetivo fue determinar el tratamiento eficiente que permita optimizará el circuito flotación separación Plomo/Cobre; para llevar acabo el estudio se tomaron muestras representativas de los siguientes puntos: a) Concentrado de cobre y b) Espumas de las celdas Flash (SK 240).

Para poder comparar la información mineralógica y composición química, las cuales con ayuda de herramientas estadísticas (Minitab), se determinó el grado de liberación eficiente según las asociaciones mineralógicas para de esta aplicar una etapa adicional (remolienda), para optimizar el tratamiento metalúrgico actual.

Se lograron alcanzar los objetivos planteados para optimizando la separación con una recuperación para el Cu del 90.19% y para el Pb 81.98%.

INTRODUCCIÓN

A medida que las empresas mineras a través de su ciclo de explotación progresa, el manejo técnico operacional tiene que ser retroalimentado constantemente para de esta manera lograr una operación óptima, las empresas mineras buscan mejorar la productividad, maximizar la producción, racionalizar los procesos y por ende mejorar la rentabilidad.

La problemática de optimizar el circuito de separación plomo cobre en la planta concentradora Cerro Lindo, se desprende de la necesidad que los concentrados tengan una mejor calidad.

Se determina la importancia de la microscopia en la etapa flotación separación Plomo-Cobre, mediante el cual se logra determinar el grado de liberación (tipos de amarres) según la granulometría, esto se logra con el estudio geometalúrgico el cual nos permite optimizar la separación Plomo - Cobre en planta concentradora U.M. Cerro Lindo.

Tal como indica en la hipótesis **“Se optimizará el circuito flotación separación plomo-cobre en Planta Concentradora U.M. Cerro Lindo, haciendo uso de la geometalurgia aplicando la microscopia como método”**.

<i>DEDICATORIA</i>	<i>I</i>
<i>AGRADECIMIENTO</i>	<i>II</i>
<i>RESUMEN</i>	<i>III</i>
<i>INTRODUCCIÓN</i>	<i>IV</i>

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	7
1.1.1 PROBLEMA GENERAL	8
1.1.2 PROBLEMAS ESPECÍFICOS	8
1.2 OBJETIVOS	9
1.2.1 OBJETIVO GENERAL	9
1.2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS	9
1.2.3 JUSTIFICACIÓN	9
1.2.4 MÉTODO DE INVESTIGACIÓN	10
1.3 HIPÓTESIS	12
1.3.1 HIPÓTESIS GENERAL	12
1.3.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICOS	12
1.3.3 POBLACIÓN Y MUESTRA	12
1.3.4 VARIABLES	13

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	14
2.2 PLANTA CONCENTRADORA	16
2.3 ASPECTOS GENERALES SOBRE LA PLANTA	17
2.4 UBICACIÓN Y ACCESO	19
2.5 TOPOGRAFÍA DE LA REGIÓN	19
2.6 GEOLOGÍA	20

2.7	MINERALIZACIÓN	20
2.8	EXPLOTACIÓN MINERA	21
2.9	SUMINISTRO DE OPERACIÓN	22
2.9.1	SUMINISTRO DE ENERGÍA	22
2.9.2	SUMINISTRO DE AGUA	22
2.10	DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE PROCESAMIENTO CERRO LINDO	23
2.10.1	CHANCADO PRIMARIO	23
2.10.2	CHANCADO SECUNDARIO Y Terciario	24
2.10.3	CIRCUITO MOLIENDA CLASIFICACIÓN	25
a)	MOLIENDA PRIMARIA	25
b)	MOLIENDA SECUNDARIA	27
2.10.4	CIRCUITO FLOTACIÓN	28
a)	CIRCUITO DE FLOTACIÓN BULK	28
b)	CIRCUITO DE FLOTACIÓN DE SEPARACIÓN PLOMO-COBRE:	29
c)	CIRCUITO DE FLOTACIÓN DE ZINC	30
2.10.5	ESPEZAMIENTO Y FILTRADO DE CONCENTRADOS	31
2.10.6	DESPACHOS DE CONCENTRADOS	33
2.11	GENERALIDADES	33
4.2.1	LA GEOMETALURGIA	33
4.2.2	CARACTERIZACIÓN E INTERACCIÓN DE LA GEOMETALURGIA	35
4.2.3	BASES DE LA GEOMETALURGIA	36
4.2.4	IMPLEMENTACIÓN DEL MODELO GEOMETALÚRGICO PROCEDIMIENTO	37
a)	Caracterización mineralógica piloto	37
b)	Modelamiento metalúrgico de las variables críticas	37
c)	Análisis Mineralógico Sistemático (AMS)	37
4.2.5	ANÁLISIS MINERALÓGICO	38
4.2.6	MICROSCOPIA ÓPTICA	39
4.2.7	MICROSCOPIA DE LUZ REFLEJADA (OPACOS) - APLICADA A LA FLOTACIÓN	40
4.2.8	SISTEMÁTICA DE LOS ESTUDIOS MICROSCÓPICOS APLICADOS A FLOTACIÓN	44
4.2.9	GRADO DE LIBERACIÓN	45
4.2.10	REACTIVOS UTILIZADOS EN FLOTACIÓN	48
a)	Reactivos Modificadores:	48
b)	Depresores:	48
c)	Activadores:	49
d)	Colectores:	50

e) Espumantes:.....	51
f) Flotación Flash.....	52
g) Flotación Cu-Pb.....	53
4.2.11 FACTOR METALÚRGICO (FM).....	54

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN	55
3.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN.....	55
3.3 DESARROLLO DE LAS PRUEBAS	56
3.4 DESARROLLO DE LA PARTE EXPERIMENTAL.....	56
3.4.1 CONCENTRADO DE COBRE	56
3.4.2 ESPUMAS SK 240	72
3.4.3 PRUEBAS DE FLOTACIÓN	89
3.4.4 INTERPRETACIÓN DE PRUEBAS	91
3.4.5 ANÁLISIS METALÚRGICO DE LOS ESTUDIOS	92

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.1 DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	94
4.2 CONCLUSIONES.....	95
4.3 RECOMENDACIONES	97
4.4 REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	98
4.5 ANEXOS.....	99

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Muy a menudo en planta concentradora se toman algunas decisiones en forma heurística, gracias a la experiencia de los operadores, profesionales y ejecutivos. Es así que la optimización del proceso productivo se da de una manera indirecta por parte del capital humano.

Como consecuencia de detectar alternativas de mejora por parte del área de Ingeniería de la Planta Concentradora, se observó que en el circuito de flotación separación cobre – plomo no se obtenía los concentrados de cobre y plomo con las calidades optimas esperadas, actualmente esta etapa viene siendo afectada por los desplazamientos de Pb al Cu, y recuperaciones no acordes a las metas establecidas por el plan anual de la empresa.

La optimización del circuito flotación separación, es una necesidad debido a que existe un cuello de botella en las espumas de las celdas OK-240 provenientes del circuito Metso primario, Metso secundario y Marcy primario que son alimento para el circuito separación Pb-Cu.

Es así que en el circuito se vio el problema en el rendimiento del proceso, relacionando la recuperación del mineral valiosa con las variables controlables en la etapa de separación Plomo – Cobre y la calidad del concentrado.

Debido a que existen una serie de incertidumbres asociadas a diferentes variables, se hace necesario el uso de herramientas especializadas como la geometalurgia ayudándose de la microscopia para resolver lo planteado en los problemas como parte al desafío se lograra que la operación sea sustentable en el tiempo.

1.1.1 PROBLEMA GENERAL

- ¿Cómo optimizar el circuito flotación separación plomo-cobre en Planta Concentradora U.M. Cerro Lindo?

1.1.2 PROBLEMAS ESPECÍFICOS

- ¿Cuáles son los parámetros óptimos para optimizar el circuito de flotación separación Plomo-Cobre en Planta Concentradora U.M. Cerro Lindo?
- ¿Cómo evaluar las asociaciones mineralógicas versus las mallas en la optimización del circuito de flotación separación Plomo- Cobre en Planta Concentradora U.M. Cerro Lindo?
- ¿Qué tratamiento metalúrgico se adoptará para optimizar el circuito flotación separación Plomo-Cobre en Planta Concentradora U.M. Cerro Lindo?

1.2 OBJETIVOS

1.2.1 OBJETIVO GENERAL

Optimizar el circuito flotación separación plomo-cobre en Planta Concentradora U.M. Cerro Lindo.

1.2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Determinar los parámetros óptimos para optimizar el circuito de flotación separación Plomo-Cobre en Planta Concentradora U.M. Cerro Lindo.
- Realizar la evaluación de las asociaciones mineralógicas versus las mallas en el circuito de flotación separación Plomo-Cobre en Planta Concentradora U.M. Cerro Lindo.
- Adoptar un tratamiento metalúrgico para optimizar el circuito separación Plomo-Cobre en Planta Concentradora U.M. Cerro Lindo

1.2.3 JUSTIFICACIÓN

Unidad Minera Cerro Lindo busca optimizar continuamente sus procesos operativos, para hacer de estas más rentables.

Por lo cual, la planta concentradora busca ser eficiente en sus operaciones de las cuales se obtienen como productos finales los concentrados de Plomo, Cobre y Zinc; siendo el concentrado de Zinc el que mayores recuperación alcanza, seguidos de los concentrados de plomo y cobre dentro de los cuales registra una deficiencia en la etapa de separación Plomo – Cobre.

Bajo estos antecedentes se plantea realizar el estudio geometalúrgico para la optimización del rendimiento de circuito, teniendo como soporte de la microscopia y pruebas metalúrgicas lo que conducirá al logro de nuestro objetivo.

1.2.4 MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

El tipo de investigación utilizada es el Método científico que se define como la serie de pasos que conducen a la búsqueda de conocimientos mediante la aplicación de métodos y técnicas.

El tipo de investigación utilizada es la experimental aplicada ya que se realizara estudios en el laboratorio metalúrgico de la U.M. Cerro Lindo de acorde a lo planteado en los objetivos de la tesis. La investigación es de tipo explicativa ya que se basa en determinar las causas de un determinado fenómeno, donde se tiene como objetivo conocer el por qué a través de la delimitación de las causales y/o condiciones existentes, en nuestro caso determinar la etapa de tratamiento en la cual se sitúa el problema y la posible solución.

Las pruebas metalúrgicas se realizaron en el laboratorio metalúrgico U.M. Cerro Lindo para lo cual se utilizaron muestras del concentrado de cobre y de las espumas de la celda OK-240 proveniente del circuito Metso primario, Metso secundario y circuito Marcy primario que son alimento para el circuito separación Pb-Cu.

Lista de equipos a utilizar en el laboratorio:

- Molino de bolas 8" x 8" de laboratorio con una carga de bolas balanceada.
- Celda de flotación Denver con agitador de velocidad variable.
- Peachímetro.
- Balanza digital.
- Ro-Tap (nido de mallas).
- Secador de muestras.
- Microscopio de opacos.
- Filtro de presión.

Lista de Materiales a utilizar en el laboratorio:

- Equipo de protección personal (EPP).
- Timer o cronómetro.
- Probeta de 1 litro.
- Balde de pulpa.
- Celdas de flotación.
- Bandejas (para recepción de concentrado de las celdas de flotación).
- Paletas para remover las espumas.
- Reactivos.
- Bolsas de plástico con cierres.
- Plumones y etiquetas.
- Resina, lija, molde (Probeta).

1.3 HIPÓTESIS

1.3.1 HIPÓTESIS GENERAL

- Se optimizará el circuito flotación separación plomo-cobre en Planta Concentradora U.M. Cerro Lindo, haciendo uso de la geometalurgia aplicando la microscopia como método.

1.3.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICOS

- Se determinó que los parámetros de trabajo serán la granulometría y los amarres los cuales nos ayudaran a optimizar el circuito de flotación separación plomo cobre en Planta Concentradora U.M. Cerro Lindo.
- La regresión estadística permitirá evaluar las asociaciones mineralógicas versus las mallas en la optimización del circuito de flotación separación Plomo- cobre en Planta Concentradora U.M. Cerro Lindo.
- Adoptar una etapa de remolienda como tratamiento metalúrgico para optimizar el circuito separación Plomo-Cobre en planta Concentradora U.M. Cerro Lindo.

1.3.3 POBLACIÓN Y MUESTRA

Población: Unida Minera Cerro Lindo – Milpo.

Muestra: Concentrado de Cobre y espumas generadas de las celda OK-240 (proveniente del circuito Metso primario, Metso secundario y circuito Marcy primario que son alimento para el circuito separación Pb-Cu.)

1.3.4 VARIABLES

Independiente: Granulometría, Tipo de Amarres,

Dependiente: Flotación Separación Cobre –Plomo

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Manzaneda J. (2010), desarrolló pruebas metalúrgicas de flotación aplicando un esquema de regresión lineal basados en la microscopia óptica, estableciendo en cada caso las ventajas de su aplicación y plasmando un nuevo formato de estudio basados en la microscopia mediante el sistema de grado de liberación, quedando demostrada su aplicabilidad para que pueda convertirse en una herramienta de apoyo entre geología y metalurgia, apoyando el nuevo concepto de Geometalurgia.

César Cánepa Lannacone y José Manzaneda Cabala, en su trabajo técnico la Microscopía Óptica y los Procesos Metalúrgicos Aplicaciones en casos Peruanos presentan dos ejemplos recientes de cómo la aplicación de estudios microscópicos al proceso metalúrgico que se utiliza en la mina Atacocha –un yacimiento polimetálico ubicado en los Andes Centrales del Perú cuya Planta de Flotación trata 3500 TM/día–, ha permitido colaborar exitosamente en la optimización del proceso.

La mineralogía de plomo (galena) en Atacocha muestra una aceptable liberación en tamaños tan gruesos como malla 70 (lo que permite aplicar flotación flash Pb en molienda); por otro lado, los minerales de cobre (calcopirita escasa y predominio de especies del grupo cobres grises) presentan bajos porcentajes del grado de liberación y, consecuentemente, elevada cantidad de mixtos, lo que influye negativamente en flotación dentro del circuito de separación Pb-Cu (menor selectividad en la flotación de cobre frente a la depresión de plomo). Un estudio microscópico preliminar del concentrado de cobre permitió cuantificar la composición mineralógica y la abundancia de partículas mixtas, lo que llevó a sugerir la remolienda del Bulk previamente a la separación Pb-Cu, a fin de lograr concentrados de cobre con menos de 10% de plomo. El tema está actualmente en la fase de prueba industrial y los resultados desde diciembre 2004 están indicando que hay una mejor recuperación general de cobre y que el plomo en este concentrado efectivamente se controla alrededor del 10%.

- El tema Identificación de la Mineralogía del Manganeso fue desarrollado porque inicialmente la extracción de mineral en los niveles superiores del Cuerpo Mineralizado OB97 encontró típicos indicios de manganeso que tenían como control visual la rodocrosita ($MnCO_3$), un carbonato inerte en flotación. Bajo el microscopio óptico se llegó a establecer la presencia de alabandita (MnS), un sulfuro muy dañino en la flotación dado que se activa muy fuertemente con iones cobre (en la flotación Bulk Pb-Cu debido a pequeñas cantidades de sales solubles de cobre, y en la etapa de zinc por la adición típica

y normal de sulfato de cobre). Para verificar la presencia de la alabandita, debido a la similitud de sus propiedades ópticas con las de la esfalerita ((Zn, Fe) S), fue necesario aplicar Microscopía Electrónica de Barrido (MEB); simultáneamente, esta permitió identificar variedades tales como la esfalerita rica en manganeso y las mangano-calcitas, que no hubieran podido ser identificadas utilizando solamente microscopía óptica y cuya presencia es relevante en el comportamiento metalúrgico de este tipo de mineral. El control final para el abastecimiento de minerales de manganeso quedó establecido en una mezcla que tenga como máximo un 2% Mn en el mineral que alimenta a la Planta Concentradora, con lo cual concluyó la investigación.

2.2 PLANTA CONCENTRADORA

La U.M. Cerro Lindo, actualmente es la operación polimetálica subterránea peruana con mayor capacidad de tratamiento, tras obtener alrededor de 20,000 TMD, con respecto al proyecto Brownfields de ampliación de capacidad productiva, a fin de aumentar su escala de producción.

Esta unidad se diferencia por utilizar agua del mar (transformada en agua industrial) siendo la pionera en utilizar agua de mar desalinizada en sus operaciones. El relave generado en su totalidad es filtrado y enviado a las canchas donde es compactado y la otra parte es mezclada con cemento formando una denominada pasta para el relleno de los tajos explotados en mina. La U.M. Cerro Lindo trabaja con vertimiento “cero” de efluentes de

acuerdo con el compromiso ambiental, recuperando más del 85% de agua para su reutilización en planta de proceso.

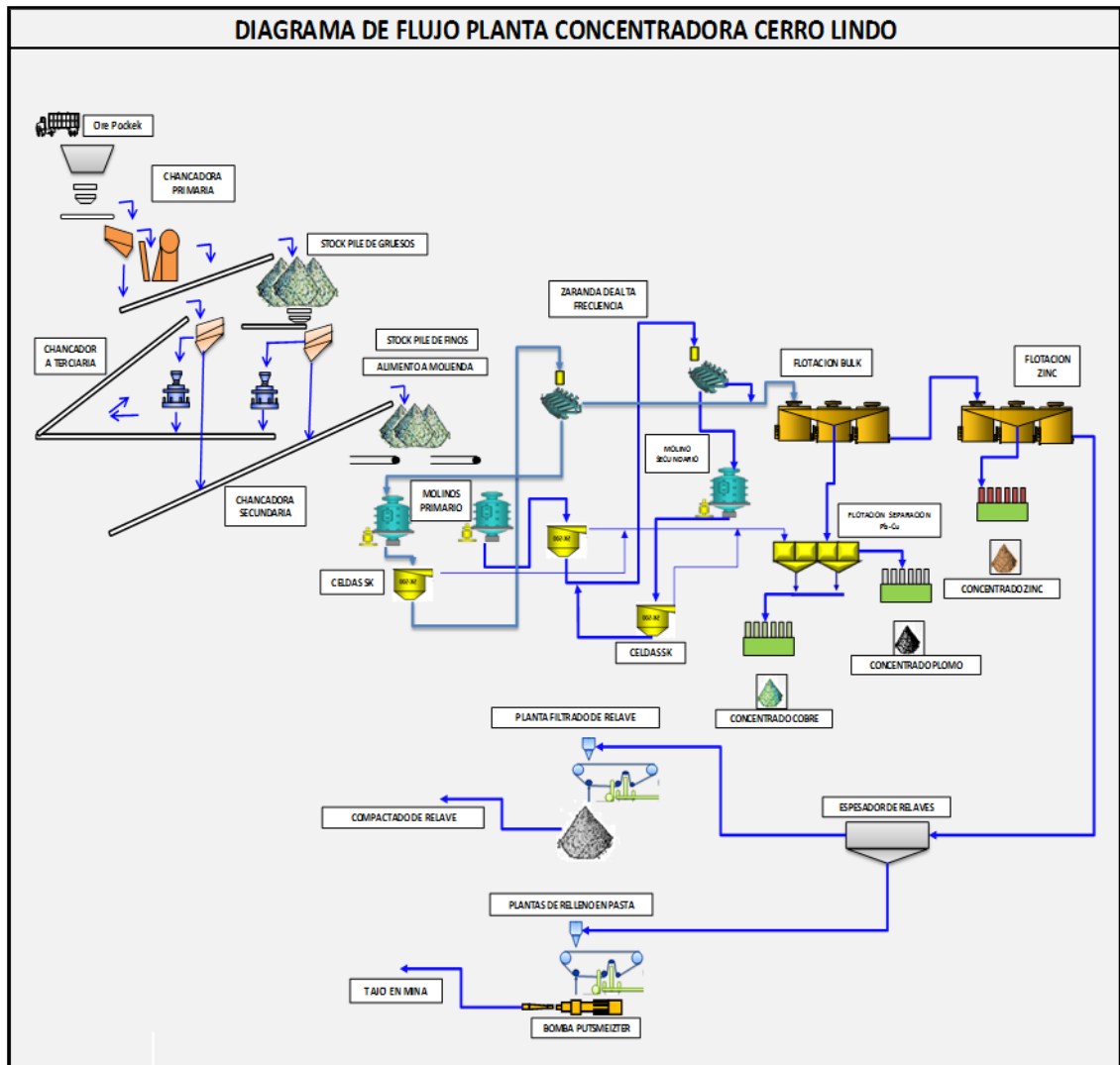


Figura N° 1: Diagrama de flujo de Planta Concentradora Cerro Lindo.

2.3 ASPECTOS GENERALES SOBRE LA PLANTA

La U.M. Cerro Lindo, cuenta con una planta polimetálica ubicada en el departamento de Ica a 1,820 msnm. Inició sus operaciones en julio de 2007, produciendo concentrados de zinc, cobre y plomo con contenidos de plata en orden decreciente de producción, a través de un proceso de flotación selectiva de minerales. La planta tiene un compromiso ambiental de vertimiento “cero”,

por lo que sus efluentes son recirculadas al proceso, por lo que no afectan las aguas del río Topará.

Adicionalmente, se obtiene un producto no valioso también llamado relave, el mismo que se deposita adecuadamente en la propia mina mediante el proceso de pasta cementada, otra parte se envía a filtrado para luego ser secado y compactado en el depósito de relaves.

La planta concentradora tenía una capacidad de tratamiento inicial de 5000 tpd dicha capacidad fue ampliada paulatinamente según la siguiente Tabla N°1:

Tabla N° 1: Inventario de reservas y recursos U.M. Cerro Lindo

Año	Ampliación en TPD
2007	5000
2011	5000 a 10000
2012	10000 a 15000
2014	15000 a 18000
2017	18000 a 20000

A continuación se muestra un resumen de los recursos probados, medios e indicados según la Memoria Anual 2016:

Tabla N° 2: Inventario de reservas y recursos U.M. Cerro Lindo

RESERVAS	TONELADAS	Zn(%)	Pb(%)	Cu(%)	Ag(%)
Reservas probadas	33535526.00	2.30	0.24	0.67	0.68
Reservas Probables	21832204.00	1.87	0.18	0.67	0.59
Total de reservas	55367730.00	2.13	0.22	0.67	0.64
RECURSOS	TONELADAS	Zn(%)	Pb(%)	Cu(%)	Ag(%)
Recursos Medios	13812037.00	1.85	0.22	0.73	0.73
Recursos Indicados	8595913.00	1.88	0.22	0.71	0.80
Sub-Total Recursos (a)	22407950.00	1.86	0.22	0.72	0.76
Recursos inferidos (b)	9995639.00	3.17	0.35	0.71	0.90
Total de recursos (a+b)	32403589.00	2.27	0.26	0.72	0.80
Total de Reservas y Recursos	87771319.00	2.18	0.23	0.69	0.70

Fuente: Memoria Anual 2016.

Gracias a esto datos se estima que la vida de la mina es de 8 años, si consideramos los recursos probados e indicados sería de 11 años.

2.4 UBICACIÓN Y ACCESO

La mina se encuentra en el Distrito de Chavín, Provincia de Chincha, Departamento de Ica en la quebrada de Topara a una altitud de 1820 msnm y la Planta Concentradora a 2100 msnm, el acceso para llegar a la unidad desde lima hay que recorrer 175 kilómetros por la Panamericana Sur, y tomar un desvío hacia el este, hasta alcanzar el distrito de Chavín.



Figura N° 2: Ubicación U.M. Cerro Lindo.

2.5 TOPOGRAFÍA DE LA REGIÓN

Cerro Lindo se encuentra en las coordenadas UTM 392444 E y 8553785 N Zona 18. Presenta una morfología plana a ondulada que comprende altitudes variables entre 1,000 y 4,000 msnm. Presenta característicamente cerros con una topografía abrupta.

El río Topara discurre por la parte baja de la mina, las lluvias son escasas y las aguas del río son del régimen de estiaje, principalmente es causado por sequía y la aridez de la zona.

El clima es agradable en relación a otras unidades mineras, se considera seco y cálido con 27°C en verano y de 18°C en invierno con un rango de temperatura máxima de 30°C y mínima de 8°C.

2.6 GEOLOGÍA

La U.M. Cerro Lindo, se constituye principalmente de Sulfuros Masivos Volcanogénicos, tipo Andino. Se desplaza en una secuencia de rocas volcánico-sedimentarias (areniscas, lutitas, margas que se intercalan con tobas félsicas y derrames andesíticos) de la Fm. Huaranguillo (Cretáceo medio a superior) intruídas por stocks de granodiorita, tonalita y monzonita del Batolito.

El yacimiento geoméricamente está orientado al NW, buzando al SW con ángulo de buzamiento promedio de 65°.

2.7 MINERALIZACIÓN

Dentro de los yacimientos se reconocen tres nomenclaturas de sulfuros masivos y uno semimasivo, los se detallan a continuación:

- ✓ **SPB- Zn.-** Sulfuros de Barita primaria (Ba, Sf, Gn, Py > 50%) este mineral es *rico en Zn* (color castaño), la textura es granular gruesa y bandeada.

- ✓ **SPB- Cu** .- Sulfuros de Barita primaria (Ba, Sf, Gn, Py, Po, Cp > 50%) este mineral es *rico en Cu*, con textura homogénea y bandeamiento difuso, escasa presencia de Zn. Esta mineralogía es de más alta temperatura que la primera, los minerales de Cp y Po reemplazan a la Py y Barita.
- ✓ **SPP.-** Sulfuros de Pirita primaria (Py, Ba y Cp >50%), la textura es homogénea de fino a grueso, teniendo Cp intersticial.
- ✓ **SSM.-** Sulfuros Semimasivo (Sulfuros <20% - 50%>), Volcánicos con Py - Cp diseminada.

2.8 EXPLOTACIÓN MINERA

La planta se encuentra situada en la parte alta y la mina está situada en la parte intermedia de la quebrada Topará, esto para minimizar los riesgos de inundaciones ante las crecidas irregulares del río.

La mina es subterránea y su diseño se encuentra situada sobre la base de los recursos geológicos sulfuros volcanogenéticos y de las características del yacimiento donde el mineral es transportado (camiones de 35 toneladas) hasta la estación de chancado primario (interior mina) y luego mediante fajas transportadoras hasta el stock pile (parte alta), para poder pasar al chancado secundario, terciario y molienda, el mineral llega con el tamaño de partícula adecuado al circuito de flotación, de donde se obtienen concentrados de zinc, plomo y cobre.

Tabla N° 3: Ley de Cabeza

	Zn (g/t)	Pb (g/t)	Cu (g/t)	Ag (g/t)
Ley de Cabeza	2.18	0.23	0.69	0.70

2.9 SUMINISTRO DE OPERACIÓN

2.9.1 SUMINISTRO DE ENERGÍA

La energía se deriva del Sistema Interconectado Nacional (SIN) a través de la subestación Desierto, que convierte la energía de 220 a 60 kv para alimentar a la planta de procesos y 22,9 kv para alimentar a las estaciones de bombeo y la planta desaladora.

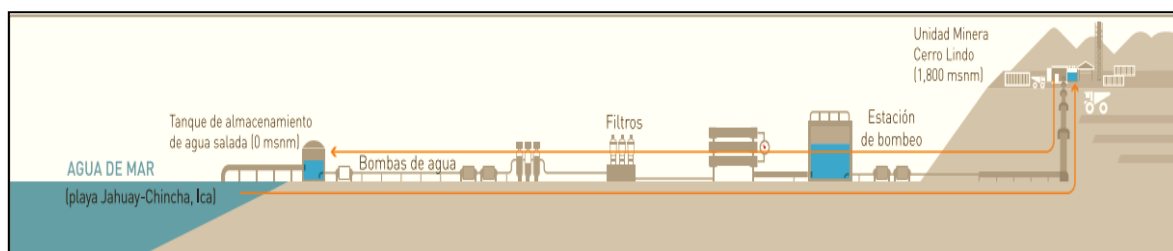
2.9.2 SUMINISTRO DE AGUA

La planta de osmosis inversa capta el agua de mar en la playa Jaguay a través de una tubería de 14 pulgadas y por medio de bombas llevan el agua a la planta ubicada a 90 metros de altitud.

El agua desalinizada y remineralizada para llegar a operaciones en mina, planta y para el consumo tiene que ser transporta para ello se vence una carga estática de 2.200 metros y recorrer tres estaciones de bombeo y una tubería de acero de aproximadamente 45 km.

Ya en planta concentradora la totalidad del agua se recircula, por lo que se tiene un impacto ambiental positivo pues reduce la demanda de agua de fuentes externas.

Figura N° 3: Planta de Osmosis inversa.



2.10 DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA DE PROCESAMIENTO CERRO

LINDO

2.10.1 CHANCADO PRIMARIO

La sección chancado primario se efectúa dentro de la mina subterránea.

El mineral cae de la estación de chancado por dos parrillas 14” que tiene dos alimentadores recíprocos 1A y 1B que descargan a las Fajas F1-B y F-1 respectivamente, en ésta fajas se encuentra dos electroimanes para captar cualquier metal que se está transportando las fajas; el mineral es transportado por la F-1 al Grizzli Vibratorio, el material fino es enviado directamente a la Faja N°2 y el material grueso ingresa a la Chancadora de Mandíbula de 42”x55” obteniendo un producto triturado con un tamaño aproximado de entre 5” y 6”, éste material triturado llega también a la Faja N° 2 en esta faja se encuentra un detector de metales, para luego pasar sucesivamente a la Faja N° 3, Faja N° 4 y Faja N° 5 .

La salida a la superficie del producto de chancado primario se realiza por la Faja N°3 por el nivel 1 945 msnm llegando a la planta en el nivel 2 167 msnm a través de la Faja N°5 para ser almacenado en un stock pile de gruesos de 20 000 toneladas de capacidad.

Cuando ocurre paradas en el circuito de chancado primario (chancadora) o algún desperfecto con la Grizzli o las fajas, el mineral es triturado por las LOCOTRACS en el botadero 100 y enviado al chute de la Faja N°3, para así asegurar la producción y tener reserva de mineral para la planta.

2.10.2 CHANCADO SECUNDARIO Y TERCARIO

El Chancado secundario y terciario se realiza a través de dos circuitos independientes el Circuito N°1 y Circuito N°2, cada circuito tiene una Chancadora secundaria y una chancadora terciaria que trabajan en circuito cerrado.

Se cuenta con cuatro alimentadores reciprocantes debajo de la cancha de gruesos. Los Alimentadores N°1 y N°2 alimentan a la Faja N° 6 y los alimentadores N°3 y N°4 alimentan a la Faja N°6-1, dirigiéndose a un mismo chute distribuidor que alimentan a cada una de las zarandas secundarias vibratorias METSO (dos pisos), de los circuitos independientes.

Circuito N° 1:

Los gruesos de la zaranda vibratorio Secundario N° 1 METSO 8´x20´ pasan a la Chancadora Secundaria Cónica N° 1 SANDVIK CH-660, el producto de la Chancadora Secundaria N°1 SANDVIK CH-660 pasa a la Faja N° 7, donde se encuentra un electroimán para captar fierros la

carga de la faja N° 7 alimenta a la Faja N° 8, que llega a un zaranda vibratoria Terciario N° 1 METSO 12'x20', los gruesos pasan a la Chancadora Terciaria Cónica N° 1 SANDVIK CH-870 el producto pasa a la Faja N° 7, cerrándose así el circuito, los finos de cedazos vibratorios Secundario N° 1 y Terciario N° 1 pasan a la Faja N° 9. El tamaño del producto final del chancado (F80) es 100% - malla 3/8".

Circuito N°2:

Los gruesos del cedazo vibratorio Secundario N° 2 METSO 8'x20' pasan a la Chancadora Secundaria Cónica N° 2 SANDVIK CH-660, el producto de la Chancadora Secundaria pasa a la Faja N° 7-1, donde se encuentra un electroimán para captar los fierros continuando a la Faja N° 7-2 y Faja N° 8-1, que llega a un cedazo vibratorio Terciario N° 2 METSO 12'x20', los gruesos pasan a la Chancadora Terciaria Cónica N° 2 SANDVIK CH-870 el producto pasa a la Faja N° 7-1, cerrándose así el circuito, los finos de los cedazos vibratorios Secundario N° 2 y Terciario N° 2 pasan a la Faja N° 9-2, Faja N° 9-1, llegando a la Faja N°9. El tamaño del producto final del chancado (F 80) es 100% - malla 3/8". El producto de la F-9 es almacenado en el Stock Pile de Finos.

2.10.3 CIRCUITO MOLIENDA CLASIFICACIÓN

a) MOLIENDA PRIMARIA

Está conformado básicamente por dos molinos de bolas primarios el METSO 16.5' x 24' y MARCY 14.5'x 23.5'.Cada molino pertenece a

un circuito cerrado independiente, con un tamaño promedio del producto de descarga del molino (P80) de 400micras (35%-m200).

Molino Metso: Se inicia con la descarga de la tolva de finos, hacia las fajas alimentadoras 2A, 2B, 3A y 3B las mismas que descargan a la Faja N° 11, alimentando al Molino METSO 16.5'x24', que opera en circuito cerrado y con bolas de 2 ½" y 3". La descarga del molino se envía a través de las bombas N° 3211-A y 3212-B (una como stand by) al cajón distribuidor de las Celdas SK o celdas Flash en este circuito se cuenta con dos Celdas Skim Air 500 y dos Celdas Skim Air 240, las espumas son enviadas mediante las bombas N° 3096A y 3096B (una como stand by) hacia la celdas SK 240 de estas sus espumas van al circuito de Separación Cu/Pb y su relave a la tercera limpieza Bulk y los relaves de Celdas Skim Air 500 y 240 hacia un mismo cajón, siendo después enviados mediante las bombas N°30331 y 30332 (una como stand by) hacia un distribuidor principal que luego alimentará a las Zarandas de Alta Frecuencia, este proceso de selección granulométrica húmeda trabaja con ocho Zarandas de alta frecuencia de la marca Derrick cada uno está conformado por cinco pisos. El Undersize (finos) de cada uno de las ZAF pasan a una canaleta que va como alimento al Circuito de Flotación Bulk (Cu/Pb) y el Oversize (gruesos) alimenta al Molino Metso II (molino secundario). El tamaño promedio del U/S (finos) es de 40% -m200.

Molino Marcy: Se inicia con la descarga de la tolva de finos hacia las fajas alimentadoras 1A y 1B, la mismas que descargas a la faja N°10, que alimenta al Molino Marcy 14.5'x23.5', que opera en circuito cerrado y con bolas de 2 ½'. La descarga del molino se envía a través de dos bombas que son la 3019 y 3016 hacia un cajón distribuidor de las Celdas SK o celdas Flash; en este circuito se cuenta con dos Celdas Skim Air 500 donde las espumas de las Celdas Skim Air 500 son enviadas mediante las bombas N° 3096A y 3096B (una como stand by) hacia la celdas *SK 240* de estas sus espumas van al circuito de Separación Cu/Pb y su relave a la tercera limpieza Bulk y los relaves de las dos celdas Skim Air 500 hacia un cajón, los cuales son enviados mediante dos bombas N° 3015 y 3018 (una como stand by) hacia el distribuidor de las Zarandas de Alta Frecuencia; este molino trabaja con ocho Zarandas de alta frecuencia de la marca Derrick cada uno está conformado por cinco pisos. El producto Undersize (finos) de cada uno de las ZAF pasa a una canaleta que va como alimento al Circuito de Flotación Bulk (Cu/Pb) y el Oversize (gruesos) retornan al molino Marcy. El tamaño promedio del U/S (finos) es de 50% -m200.

b) MOLIENDA SECUNDARIA

Está conformado básicamente por un molino de bolas METSO 16.5' x 24' y que solo trabaja con el circuito Metso primario y dos Celdas Skim Air 500; el tamaño promedio del producto de descarga del molino es (P80) de 200 micras (45%-m200).

El molino secundario METSO 16.5' x 24' N° II es alimentado con los gruesos de la zaranda de alta frecuencia del circuito Metso primario y con el relave SCV CLEANER III , que opera en circuito cerrado y con bolas de 2 ½'. La descarga del molino secundario alimenta a 2 Celdas Skim Air 500 donde las espumas de las Celdas Skim Air 500 son enviadas mediante las bombas N° 4A y 4B (una como stand by) hacia el Circuito separación Cu/Pb y los relaves de las dos celdas Skim Air 500 hacia un cajón, los cuales son enviados mediante dos bombas N° 2A y 2B (una como stand by) hacia el distribuidor del circuito Metso Primario.

2.10.4 CIRCUITO FLOTACIÓN

Está conformado por los siguientes circuitos:

- ✓ Circuito flotación Bulk.
- ✓ Circuito flotación separación Cobre-Plomo.
- ✓ Circuito flotación Zinc.

a) CIRCUITO DE FLOTACIÓN BULK

Este circuito se inicia con el alimento del Undersize (finos) de las Zarandas de alta frecuencia, obteniendo como producto parcial un concentrado de Pb/Cu y una cola (relave) que pasa a alimentar al Circuito de Flotación Zn. En el circuito Rougher Bulk se cuenta con doce Celdas, que están distribuidos en 6 celdas RCS (70m³) y 2 celdas RCS (50m³) en el Rougher I, dos celdas RCS (50m³) en el Rougher II,

una celda OK-30 (30m³) en el Rougher III, dos celdas OK-30 (30 m³) en el Rougher IV y 2 celdas OK-30 (30m³) Scavenger; en el Circuito Scavenger Bulk se cuenta con dos celdas OK-30 (30m³), en el Circuito Cleaner I con cuatro Celdas OK-5 (5m³), en el Circuito Cleaner II con cuatro Celdas OK-5 (5m³), en el Circuito Cleaner III con cuatro Celdas OK-5 (5m³), en el Circuito Scavenger Cleaner I con dos Celdas OK (5m³) y dos Celdas RCS (10m³), en el Circuito Scavenger Cleaner II tres Celdas RCS (10m³) y el Scavenger Cleaner III dos celdas OK-30 (30m³). El relave de éste último circuito mencionado pasan a remolarse mediante el molino 16.5'x24' (molino Metso II) en circuito cerrado con ZAF.

Actualmente se implementó dos celdas Rougher AI RSC 70m³ (2 unid) y cuatro celdas Cleaner III OK 5 m³ (4 unid) por la exigencia de la ampliación de la planta.

Las espumas de Celdas Skim Air 240 del circuito Metso primario Metso secundario, y Marcy primario, el relave de Cleaner Pb y las espumas del Cleaner III alimentan al Circuito de separación Cu/Pb.

b) CIRCUITO DE FLOTACIÓN DE SEPARACIÓN PLOMO-COBRE:

Las espumas del concentrado del Cleaner III Bulk, las espumas de las Celdas Skim de los circuitos Metso primario, Metso secundario, Marcy, y el relave Cleaner I Pb, son los alimentos que ingresan a los dos

acondicionadores de Separación Pb/Cu para luego pasar a las celdas Rougher (donde se tiene dos celdas OK (5m³) y una celda RCS (10 m³). La separación se efectúa deprimiendo el Cobre y flotando el Plomo, el Cobre se deprime con solución de complejo (NaCN y Óxido de Zinc). El acondicionamiento en la alimentación de la Separación Pb-Cu se realiza con Carbón Activado, luego en la etapa de Rougher 1 se flota el Plomo con Z-11.

Las espumas del circuito Rougher Pb/Cu ricas en Plomo ingresan a limpiarse al Cleaner I Pb (cuatro celdas de 1.5 m³), el relave de éste ingresa a los acondicionadores de la Separación Cu/Pb y sus espumas pasan al Cleaner II Pb (cuatro celdas de 0.5 m³), el relave del Cleaner II regresa al Cleaner I, el producto de estas celdas son el Concentrado final de Plomo y el relave final del circuito Rougher Pb/Cu es el concentrado final de Cobre.

c) **CIRCUITO DE FLOTACIÓN DE ZINC**

El relave de flotación Bulk (cola) es alimento a la primera rougher el cual se acondiciona a un pH de 10.8 - 11 con lechada de Cal. El Sulfato de Cobre se emplea como activador de los sulfuros de Zinc que fueron deprimidos en la molienda y el circuito bulk para flotar plomo y cobre. El circuito Rougher I Zn consta de un banco de cuatro celdas RCS 100m³ ; la Flotación Rougher II con 4 banco de dos celdas RCS 70m³; la Flotación Rougher III dos celdas RCS 70m³ y con 3 celda OK 40m³; Scavenger Zn lo conforman tres celdas OK 40m³.

Las espumas del Rougher I, pasan a las celdas Cleaner III (cinco celdas OK 5m³) y su relave pasa al Rougher II, el relave Rougher II va hacia al banco de celdas Rougher III y el relave de este al Scavenger, el relave de las celdas Scavenger son el relave final; las espumas del Rougher II junto con las espumas de Rougher III van hacia una bomba que luego lleva a un cajón de bombas del molino COMESA 8'x8' (Circuito de remolienda Zinc) el cual bombea hacia un Ciclón, el Underflow (gruesos) se envía hacia la entrada de molino, la descarga del molino retorna hacia el cajón y su Overflow (finos) se envía hacia las celdas Cleaner I (cinco celdas RCS 10m³), su relave pasa a las celdas Cleaner SCV I (cuatro celdas RCS 10m³), las espumas de las celdas Cleaner SCV I van hacia Rougher III y su relave retorna al Cleaner I; Las espumas del Cleaner I van hacia las celdas Cleaner II (ocho celdas OK 5m³) el relave de estas celdas van al cajón de bombas de molino COMESA y sus espumas van a las celdas Cleaner III, el relave del Cleaner III regresa al Cleaner II y las espumas del Cleaner III son el concentrado final de Zinc.

Las celdas de color rojo están siendo instaladas y trabajaran como el diagrama específico.

2.10.5 ESPESAMIENTO Y FILTRADO DE CONCENTRADOS

La operación de espesamiento y filtrado de concentrados trata inicialmente en una primera etapa sobre la sedimentación continua por floculación de los sólidos en los espesadores de los tres productos

obtenidos del circuito de flotación: concentrado de zinc, concentrado de cobre y concentrado de plomo. La sedimentación es lograda mediante la dosificación de floculante, luego el concentrado espesado es bombeado desde la descarga del cono del espesador hacia la tasa o artesa de los filtros. Los filtros de discos emplean un sistema de vacío mediante un eje central donde usa la fuerza impulsora de la filtración para extraer la mayor cantidad de agua con el menor porcentaje de sólidos en suspensión utilizando telas de alta resistencia, luego de ello mediante el soplado de aire se descarga la torta, todo esto es traducido en un menor porcentaje de humedad del concentrado como producto final.

Esta operación consta de un espesador de 22m Ø x 3m de altura para el concentrado de zinc, espesador de 12m Ø x 3m de altura para el concentrado de cobre y un espesador de 6m Ø x 3m de altura para concentrados de plomo.

Los filtros utilizados para extraer el agua de los concentrados son:

Filtrado de concentrados de Zinc.

- ✓ Filtro COMESA (9'x 12D)
- ✓ Filtro Fundición y Maestranza (9'x 12D)
- ✓ Filtro N°1(9'x 6D)
- ✓ Filtro N°2 (9'x 6D)

Filtrado de concentrados de Cobre.

✓ Filtro N°1(9'x 6D)

✓ Filtro N°2 (9'x 6D)

Filtrado de concentrados de Plomo.

✓ Filtro N°1(9'x 6D)

2.10.6 DESPACHOS DE CONCENTRADOS

Los concentrados obtenidos de la sección de filtrado de concentrados con una humedad promedio de zinc de 9%, Cobre 9.8% y Plomo 7% son transportados a Lima mediante volquetes metaleros cubiertos adecuadamente para minimizar las pérdidas del producto y evitar impactos ambientales. Esta actividad se lleva a cabo durante el turno noche. El promedio diario de despacho es de 50 camiones con un peso promedio de 35 toneladas húmedas por camión.

2.11 GENERALIDADES

4.2.1 LA GEOMETALURGIA

La geometalurgia es un concepto relativamente nuevo para el metalurgista, el cual se acrecentó en las investigaciones de CANNET Canadá y CSIRO Australia que desde 1970, estos contribuyeron notablemente al desarrollo de instrumentos y programas para cuantificar y acelerar el análisis mineralógico y textural de la mena. También es la integración de la información Geológica y Metalúrgica Extractiva, es así que se ocupa de clasificar los minerales dentro de un

yacimiento según su comportamiento frente a un tratamiento metalúrgico.

La geología y la metalurgia en este caso al ser integradas, mejoran la evaluación de los recursos económicos y hacerla mucho más efectivas en términos técnicos y económicos para maximizar el valor actual neto de un yacimiento al tiempo que se minimiza el riesgo operativo y técnico, ya que es aplicable en los estudios de factibilidad como en las etapas de operación.

La estrategia geometalúrgica en el planeamiento minero y el diseño de planta se basa en identificar las diversas propiedades del mineral. Esto incluye los atributos tradicionales tales como la ley económica de los elementos constituyentes y otras variables como:

- ✓ Concentración de elementos perjudiciales.
- ✓ Moliendabilidad.
- ✓ Consumo de reactivos.
- ✓ Especies minerales.
- ✓ Dureza del mineral.
- ✓ Liberación del mineral.
- ✓ Fragmentación, etc.

La geometalurgia complementa, pero no reemplaza al enfoque metalúrgico tradicional durante el desarrollo y operación de una mina ya que en las etapas de operación en planta, permite que el dialogo entre

metalurgistas, geólogos y mineros sea la mejor y con estas sinergia entre las disciplinas permiten realizar una evaluación del depósito y lograr una mejor planeamiento de la extracción logrando así reducir la incertidumbre y el riesgo del control de procesamiento, minado y ley.

4.2.2 CARACTERIZACIÓN E INTERACCIÓN DE LA GEOMETALURGIA

La siguiente figura muestra los cuatro tipos principales de análisis y su importancia; lo ideal es una caracterización completa lo cual nos asegura buenos resultados.

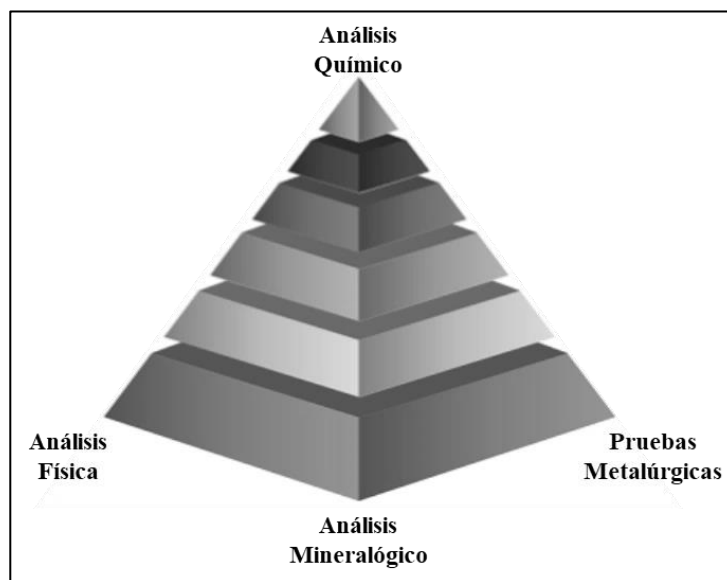


Figura N° 4: Caracterización de la Geometalurgia

La interacción de la Geometalurgia hace que sea una técnica costo efectiva usada para caracterizar la variabilidad de un mineral durante las etapas de exploración, desarrollo y operación.

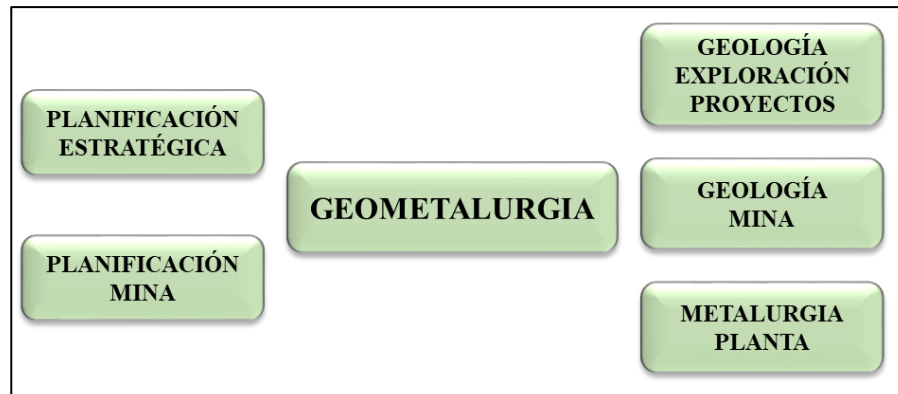


Figura N° 5: Interacción de la Geometalurgia

4.2.3 BASES DE LA GEOMETALURGIA

La geometalurgia se basa en la comprensión que las menas son combinaciones de minerales mas no de elementos químicos, puesto que todos los procesos tratan con minerales (las características fisicoquímicas de éstos son las que determinan las condiciones de un proceso de recuperación industrial). A continuación se mencionan la importancia de la geometalurgia:

- Los depósitos minerales están formados por más de un tipo de mena.
- Las menas son combinaciones de minerales. Son entonces estas características las que determinan las condiciones de los procesos industriales, la determinación y control de procesos basada sólo en ensayos químicos puede resultar irreal.
- En los procesos industriales los minerales presentan comportamiento muy variados por lo que las recuperaciones de resultar diferentes para cada elemento.

- El modelo geometalúrgico es el resultado del conocimiento global del depósito mineral en referencia a la mineralogía, química, procesamiento y recuperación. Esto significa que no deberían ocurrir problemas en la vida de una mina.

4.2.4 IMPLEMENTACIÓN DEL MODELO GEOMETALÚRGICO PROCEDIMIENTO

Para implementar un modelo Geometalúrgico se debe tener en cuenta las siguientes etapas:

a) Caracterización mineralógica piloto

- ✓ Caracterización geometalúrgica de zonas representativas del yacimiento.
- ✓ Desde el punto de vista del tratamiento metalúrgico, la identificación de los minerales críticos e indeseables.

b) Modelamiento metalúrgico de las variables críticas

Esta etapa deberá ser realizada por los metalurgistas con muestras compósito representativas de las menas, en base a los resultados de la caracterización mineralógica piloto. Se debe diseñar y realizar pruebas metalúrgicas para definir el comportamiento de las menas y gangas críticas al procesarlas; así como definir los límites de especificación de los minerales críticos y su modelamiento.

c) Análisis Mineralógico Sistemático (AMS)

Plenamente identificados y modelados a los minerales críticos así como sus combinaciones, se realizará el AMS (análisis mineralógico

sistemático) de las muestras representativas para de esta manera alimentar los datos al modelo geológico tradicional basado en las leyes, alteración y litología. De esta manera se implementará el modelo geometalurgico.

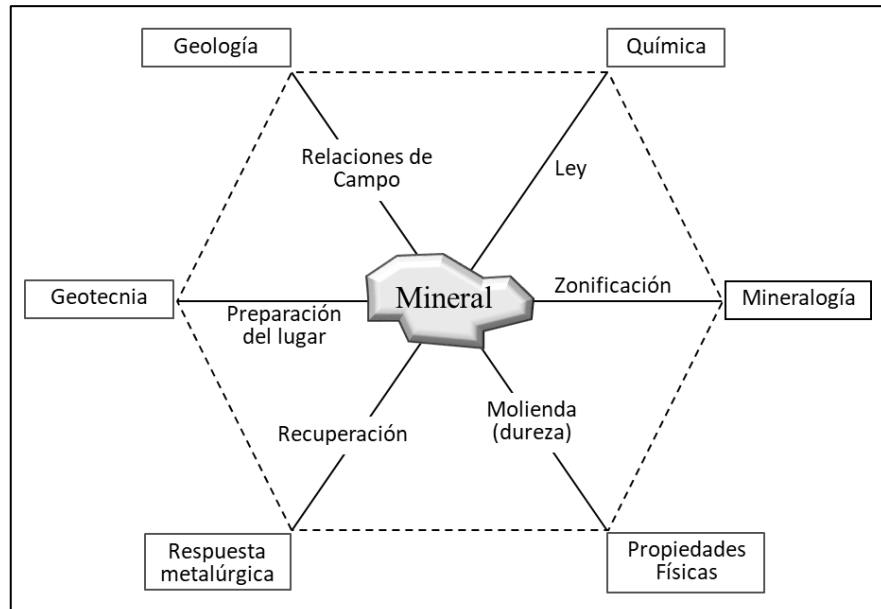


Figura N° 6: Disciplinas y su interacción en la caracterización Geometalúrgica.

4.2.5 ANÁLISIS MINERALÓGICO

Es una técnica dedicada a la identificación de los minerales, al conocimiento detallado de sus propiedades físicas y químicas, cuya asistencia es primordial en el desarrollo del proyecto minero.

a) El Análisis Mineralógico en la Metalurgia Extractiva

Aunque las aplicaciones son múltiples y variadas, estas pueden ser resumidas en dos:

- Investigación mineralógica de menas

- Estudio de los productos provenientes del tratamiento de minerales.

El análisis químico de una mena, aparte de indicar la cantidad de elementos presentes, nos proporciona información sobre las características principales de cada uno de los minerales que constituye la mena.

4.2.6 MICROSCOPIA ÓPTICA

Se usa dos tecnologías para el estudio microscópico:

Microscopía Óptica (MO).- Realiza la identificación basada esencialmente en la observación y eventual medición de las propiedades de la imagen formada por ondas electromagnéticas del espectro visible.

En la **Mo** lo que juega un papel importante es el nivel de conocimientos mineralógicos y la experiencia, lo que conlleva a la identificación específica de los minerales para el tratamiento metalúrgico, en menor tiempo y con una exactitud considerable.

Microscopía Electrónica de Barrido (MEB).- Se basa en la utilización del nivel de brillo de una imagen electrónica, generada por los rayos x que emiten los minerales sobre el campo de observación.

Se requiere del apoyo un software (QemSCAN o el sistema MLA), así como de equipos analíticos de alta precisión.

4.2.7 MICROSCOPIA DE LUZ REFLEJADA (OPACOS) - APLICADA A LA FLOTACIÓN

La aplicación en flotación está dedicada a minerales que por su comportamiento a la luz, se les puede calificar como minerales opacos y muchos de ellos caen dentro del grupo de sulfuros y sulfosales. Por esta razón el método de la microscopía de luz reflejada es ampliamente aplicado en el estudio de las menas con estos minerales.

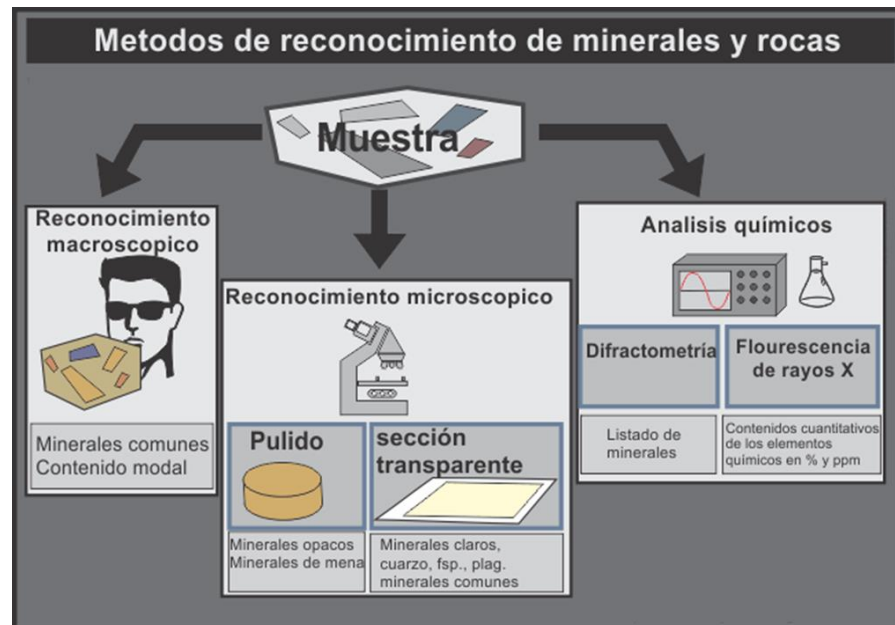


Figura N° 7: Métodos de reconocimiento de minerales y rocas

La información previa requerida para realizar con éxito el proceso de beneficio comprende:

a) Información Composicional

Es necesario saber a qué minerales está asociado el elemento que finalmente se va a beneficiar.

Hay una variedad de menas en las que, debido a procesos de oxidación posterior, sus minerales no responden al proceso de flotación, ocasionando grandes pérdidas.

Constituye una información valiosa el tipo de exfoliación de los minerales ya que ello tiene gran importancia en la producción de finos y molienda.

También se debe tener en cuenta la comercialización de concentrados y por lo tanto el mineralogista está obligado a reportar cualquier mineral que genere penalidades en la venta de los concentrados.

b) Información textural

En todos los estudios aplicados a los procesos de flotación trabajan con la mena reducida a partículas, es por eso que se detalla las características geométricas de las partículas:

b.1 Rasgos texturales internos de una partícula mineral

Partículas Homogéneas.- Mineralógicamente, es raro encontrar partículas homogéneas. En gran parte de los casos se va a tener minerales acompañados por la cristalización de fases minoritarias, que resultan en la formación de inclusiones, encapsulamientos, etc.

Partículas Heterogéneas.- Son aquellas que contienen inclusiones, las inhomogeneidades en una partícula mineral pueden ser:

Tipo físico.- Corresponden principalmente las imperfecciones en la estructura cristalina y porosidad (las maclas).

Tipo Químico.- Se manifiestan en forma ordenada como zonamientos o bandeamiento y en forma muy irregular dentro de la partícula mineral.

Las imperfecciones físicas o químicas de los minerales afectan tanto la molienda como la flotación de las partículas sometidas a los procesos de flotación.

Tabla N° 4: Inclusiones frecuentes control mineralógico de procesos metalúrgicos.

Mineral albergante	Mineral como inclusion
Bornita	Cobre Gris
Calcopirita	Bornita,cubanita,millerita,pirotita,esperrilita,moncheita
Calcosina	Bornita,estromeyerita
Cobre Gris	Calcopirita
Cromita	Hematita,Ilmenita
Cuprita	Cobre Nativo
Enargita	Calcopirita
Esfalerita	Calcopirita,pirotita,esntannita
Estannita	Esfalerita,Cubanita,calcopirita
Galena	Argentita,bourmonita,freibergita,pirargirita,proustita,Ag Nativa,etc.
Linneita	Millerita
Pirita	Oro
Pirotita	Vallerrita,Pentlandita,esperrilita
Cromita	Platino,esperrilita

* Fuente Propia

b 2. Rasgos texturales externos de una partícula mineral

Los rasgos texturales externos de una partícula mineral, abarcan los siguientes tres aspectos fundamentales:

Forma del grano

Por diferentes variables en el proceso de cristalización, los granos minerales pueden o no conservar la forma plana de las caras correspondientes a un cristal individuo. El caso más general está representado por agregados de las formas más diversas. La presencia de granos limitados por contornos muy complicados, son de especial importancia en la caracterización ya que generalmente constituye la causa de bajo grados de liberación de la mena.

Tamaño del grano

Para una mena finamente granular de galena una partícula puede estar compuesta de varios granos pequeños, sin embargo se podría considerar como una partícula.

Intercrecimientos

Los minerales se presentan en una amplia gama de arreglos geométricos (Intercrecimientos), que son particulares para cada tipo de yacimiento. Desde el punto de vista de la molienda podemos clasificar los Intercrecimientos en forma global como:

Intercrecimientos simples.- Están representados por arreglos de minerales cuyos contactos a nivel de una partícula son rectos o ligeramente curvados.

Intercrecimientos complejos.- Son todos aquellos arreglos con contactos mixtos muy caprichosos o inclusiones muy finas de difícil liberación y dan como resultados gran producción de mixtos en los concentrados o una excesiva producción de finos.

Para los efectos de cuantificación es necesario agrupar los intercrecimientos de una mena en tipos. Una de ellas es la tabla de G. C. Amstutz, publicada por el American Geological Instituto (1954-1960), en la cual se señalan 9 tipos básicos de intercrecimientos.

Sin embargo, es conveniente confeccionar un pequeño atlas de intercrecimientos de la mena que se está tratando, el cual debe ser hecho a medida que se va realizando las investigaciones sistemáticas previas a los estudios de control mineralógico. Esta documentación gráfica permitirá al metalurgista conocer en forma objetiva el mineral que va a tratar y las limitaciones texturales para la liberación de partículas.

4.2.8 SISTEMÁTICA DE LOS ESTUDIOS MICROSCÓPICOS APLICADOS A FLOTACIÓN

a) La Preparación de muestras

El éxito de los estudios microscópicos requiere mediciones cuantitativas que dependen de la preparación de las probetas. Se recomienda:

- ✓ Separar el mineral en diversas fracciones granulométricas.
- ✓ Montar las partículas en resinas de fraguado en frío ya que algunos minerales son sensibles a incrementos de temperatura, tratando de evitar efectos de sedimentación.
- ✓ Evitar las aglomeraciones de material ya que puede ser una fuente de error cuantitativo.

b) Directivas para el estudio de las muestras

El microscopista debe contar con la mayor información posible de la mena, tanto la de carácter mineralógico, como los ensayos químicos todo esto será de valiosa ayuda en la interpretación de resultados.

4.2.9 GRADO DE LIBERACIÓN

Cada mineral que se observa en un microscopio, tiene características propias y específicas como son los colores en cada especie mineralógica. En las muestras con cierto grado de liberación el mineral molido (isotamaños), se aprecian diferentes partículas entre libres y mixtas (amarres de dos o más especies), este conjunto de intercrecimientos se analizan con un sistema preestablecido.

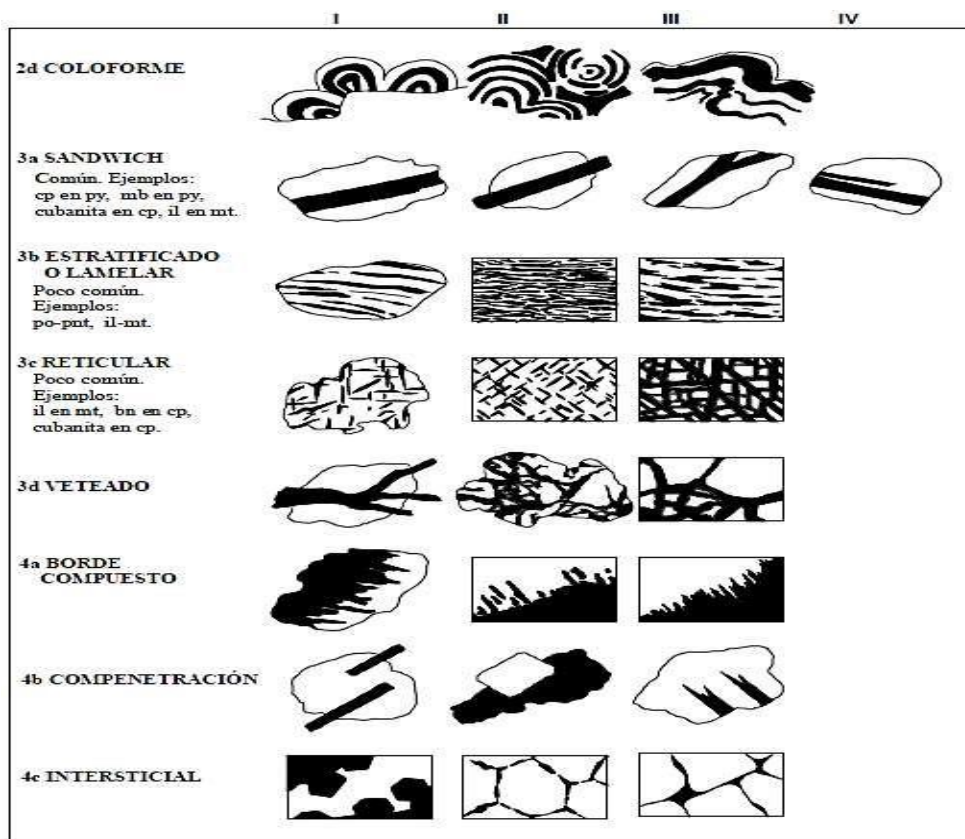
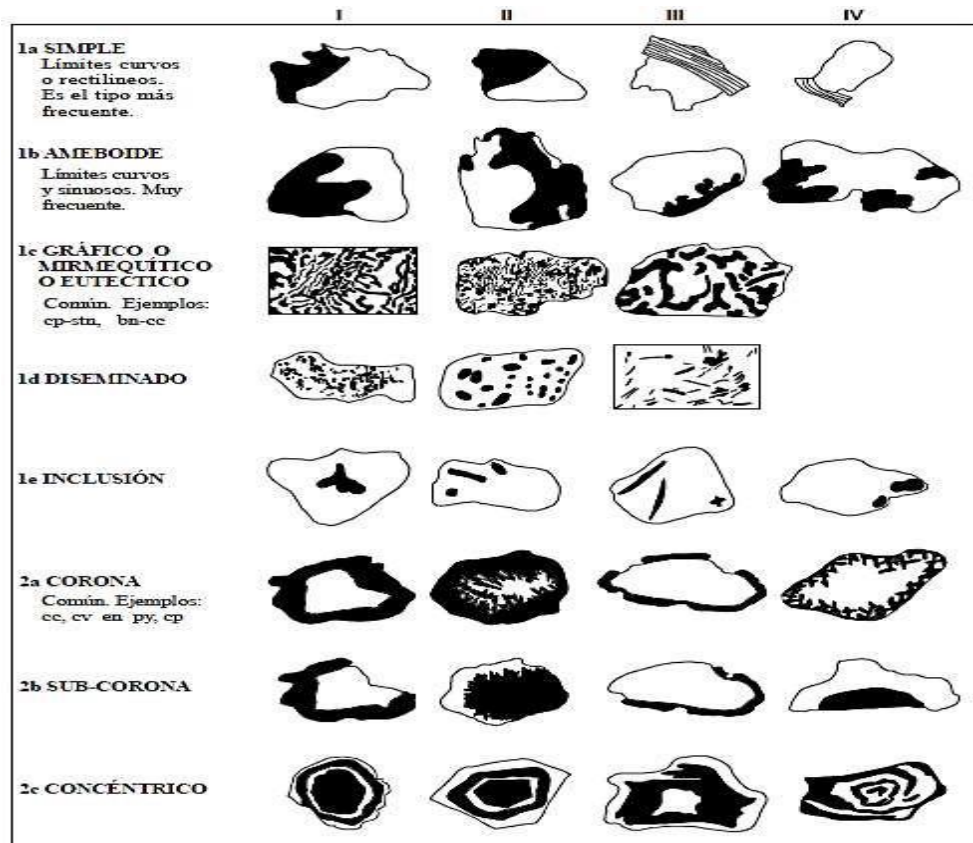


Figura Nº 8: Tipos de Intercrecimientos mineral desde el punto de vista estrictamente geométrico.






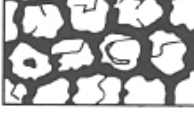



DESCRIPCIÓN		PROPIEDADES DE LIBERACIÓN
Intercrecimiento Simple. Bordes de grano rectilíneos.		Liberación fácil. Muy común en menas fuertemente recristalizadas y metamorizadas. También en minerales propios de secuencias deposicionales sucesivas.
Intercrecimiento Simple. Bordes de grano curvados sin interpenetración.		Liberación sencilla. Común en minerales de cristalización simultánea con energía libre interfacial similar.
Moteada o tipo "caries", con interpenetración parcial. Intercrecimiento relativamente simple.		Liberación sencilla. Propio de minerales que han sufrido procesos de reemplazamiento.
Gráfico o mirmequítico. Fuerte micropenetración.		Liberación completa difícil o imposible. No se presenta de manera frecuente. Se produce por exolución y reemplazamiento.
Diseminado, emulsión, goteado o eutectoide. Fases finamente diseminadas.		Liberación completa difícil o imposible. Requiere tratamiento químico. Exsolución (Au/arsenopirita; calcopirita/esfalerita) o reemplazamiento (pirita/esfalerita).
Intercrecimiento tipo revestimiento, envoltorio o corona.		Liberación completa difícil. Común en reacciones de reemplazamiento. Ejemplos: corona de hematites sobre oro; calcosina o covellina sobre pirita, galena o esfalerita.
Intercrecimiento concéntrico o esferulítico, capas coloformes.		Liberación bastante difícil. Común en menas de Fe, Mn y Al. Generalmente asociado a precipitación coloidal.
Intercrecimiento tipo veta, sándwich o lamelar.		Liberación variable. Exsolución (cubanita/calcopirita; ilmenita/magnetita) y reemplazamiento (magnetita/hematites)
Intercrecimiento tipo retículo o red. Interpenetración fina.		Liberación variable o difícil. Frecuente en procesos de reemplazamiento (bornita/calcopirita; anglesita/covellina) y exsolución (hematites/ilmenita/magnetita).

Figura N° 9: Clasificación de los tipos de Intercrecimientos de Amstutz incluyendo posibilidades de liberación (Craig y Vaughan, 1994).

4.2.10 REACTIVOS UTILIZADOS EN FLOTACIÓN

a) **Reactivos Modificadores:**

Típicamente se añaden estos reactivos a la mena para controlar los niveles de alcalinidad de la pulpa, normalmente para flotación de metal base, en un rango de pH de 8 a 12. Cal, hidróxido de sodio (NaOH), dióxido de carbono (CO₂) son ejemplos comunes de reactivos modificantes. Para propósitos de flotación en escala de laboratorio, se pesan los reactivos en cantidades pequeñas y se los añaden secos al molino y directamente a la pulpa. Generalmente el control de pH es uno de los aspectos más importantes del proceso de flotación y son comunes las adiciones por etapas de reactivo. Los niveles de dosis de los reactivos modificadores pueden variar desde 100 gramos por tonelada hasta kilogramos por tonelada para ajustar el pH.

b) **Depresores:**

Se añaden los reactivos depresores a la flotación con el propósito de prevenir que ciertos minerales floten (más hidrofílicos), por lo tanto, mejore la selectividad del proceso.

Cianuro de sodio (NaCN).- Se usa para deprimir minerales sulfurados de cobre fierro y zinc. Los iones de estos metales, forman unos complejos estables con el cianuro; asimismo se ha determinado que minerales no forman complejos cianurados estables (Pb, Bi, Sn, Sb y As), no son deprimidos por el cianuro. Los cianuros son

extremadamente tóxicos y letales inclusive en dosis bajas. Evitar el contacto con la piel e inhalación de polvo cuando preparen soluciones de este reactivo. Manipule las soluciones de cianuro con cautela y mantener el contenedor cerrado cuando no está en uso. Los niveles de dosificación de los depresores están comúnmente en el rango de 100 a 500 g/t.

Bisulfito de Sodio (NaHSO₃).- Depresor de sulfuros de zinc y fierro. Se usa en reemplazo del cianuro de sodio particularmente en minerales con contenido de plata.

La adición del agente reductor sulfito de sodio o bisulfito de sodio previene la oxidación y por consiguiente, la activación resultante de la esfalerita.

Sulfato de Zinc (ZnSO₄).- Son cristales incoloros; es uno de los reactivos reguladores principales de acción depresoras, utilizada para la flotación selectiva de minerales de cobre y plomo de la esfalerita.

c) **Activadores:**

Los Activadores son reactivos que promueven la flotación de ciertos minerales. En el beneficio de menas de sulfuros complejos, los minerales que han sido deprimidos con anterioridad en el proceso requieren de un activador antes que se logre la flotación. Las menas de Cobre-Plomo-Zinc son un ejemplo común cuando se han

deprimido los minerales de zinc durante la etapa de flotación de cobre.

Sulfato de cobre (CuSO₄), uno de los activadores más comunes, es usado en la etapa de flotación de zinc para promoción de minerales de esfalerita (Zn marmatita). Los activadores como el sulfato de cobre son fácilmente solubles en agua y se preparan como soluciones de 10%. Los niveles de dosificación de los actividades están comúnmente en el rango de 100 a 500 g/t.

d) Colectores:

Los colectores son un grupo amplio de reactivos químicos que, cuando se añaden en las dosis pequeñas, modifican la superficie del mineral deseado de una superficie con alta hidrofobicidad a una superficie hidrofílica. Este recubrimiento de superficie en la partícula del mineral entonces permite que la partícula se adhiera a una burbuja de aire cuando entra en contacto con éstas durante el proceso de flotación. La burbuja de aire entonces transporta la partícula del mineral a la superficie de la pulpa donde puede ser recuperada por el dispositivo de paleta.

Xantato Isopropílico De Sodio (Z -11).- Este ha llegado a ser el más ampliamente usado de todos los xantatos debido a su bajo costo y elevado poder colector.

General mente es un poco más lento que los xantatos etílico y a menudo puede sustituirlos con una definida reducción en la cantidad y costo de colector requerido. Se han obtenido aplicaciones muy exitosas en la flotación de prácticamente todos los minerales sulfurados.

e) **Espumantes:**

Un agente espumante es el último reactivo añadido a la pulpa y se añade sólo en cantidades suficientes para permitir la formación de una espuma estable y adecuada (disminuye la tensión superficial del agua a la pulpa) para permitir el transporte del minerales al borde de la celda, y una remoción subsecuente con la paleta. Algunos reactivos particularmente colectores, tienen propiedades espumantes por sí mismos, por lo que puede no recurrirse al uso de agentes espumantes separados. La primera selección de un espumante debe ser de uno tipo alcohol, como metil-isobutil-carbinol (MIBC) porque estos permiten la mejor selectividad de flotación. Para condiciones espumantes más fuertes, un espumante poliglicol como el Dowfroth 250 (Dow) es una elección apropiada. Algunos espumantes se controlan mejor adicionando puro (100%), mientras que otros se diluyen fácilmente a una concentración de 1%. Los niveles de dosis de los espumantes están generalmente en el rango de 5 a 20 g/t y frecuentemente se añaden por etapas como se requiera.

f) Flotación Flash

Conocida también como flotación rápida que consiste en la flotación instantánea de partículas valiosas desde un circuito de Molienda – Clasificación, se basa en una Celda de flotación especial instalada en el circuito de molienda, la que procesa el material grueso que tradicionalmente es retornado desde el underflow del Hidrociclón directamente al molino.

Variables de Flotación Flash

- a) Recuperación entre 40 a 60 %
- b) Tamaño de 350 micrones.
- c) Celdas dimensionales: En función de su tonelaje de alimentación (normalmente opera con el flujo de la carga circulante dentro del circuito de molienda).
- d) Capacidad: De 15 a 2400 TPH.
- e) Densidad recomendable: 1800 g/L

Ventajas de la Flotación Flash

En el procesamiento de minerales Polimetálicos, como el caso materia de estudio, donde se extraen minerales como el Plomo (Pb), Zinc (Zn), Cobre (Cu), Plata (Ag), y otros; el uso de esta tecnología frente a una Flotación Convencional, permite dar ventajas:

- a) Minimiza la Sobremolienda de los minerales valiosos.
- b) Concentrados finales de alta ley.

- c) Mayor cantidad de procesamiento.
- d) Reducción de carga circulante en el circuito de molienda.
- e) Mejor control del proceso, así como del proceso de filtración.
- f) Mejora la recuperación, aprovechando las características de mineral para la flotación.

Desventajas de la Flotación Flash

- a) Se requiere disminuir la densidad de Pulpa, previa alimentación a las celdas Flash.
- b) Dimensiones del equipo y tiempo de residencia.
- c) Mayor Clasificación en las zonas superiores de las Celdas.
- d) Se debe encontrar un equilibrio entre la mejor recuperación de metales de valor y la disminución de Recuperación debido a baja densidad de Pulpa en Molienda.
- e) El DUAL OUTLET, mantiene densidades de pulpa en la alimentación del molino a nivel aceptable para no perder eficiencia de Molienda y controla densidad óptima en la Flotación Flash.

g) Flotación Cu-Pb

El resultado de dos concentrados adecuadamente separados siempre será mejor una flotación bulk Pb-Cu (porque el cobre no se paga en un concentrado de plomo).

Esta flotación se realiza con una depresión simultánea de sulfuros de zinc y pirita, la flotación cobre – plomo se realiza a pH natural o levemente alcalino utilizando xantatos y ditionofosfatos como colectores, la depresión de la pirita y esfalerita se logra mediante el uso de cal, cianuro, bisulfito y sulfato de zinc en dosificaciones que no afecten la flotación del cobre que es deprimido por el cianuro y el plomo por el bisulfito en concentraciones altas.

4.2.11 FACTOR METALÚRGICO (FM)

A nivel laboratorio se analizan frecuentemente funciones respuestas tanto como la recuperación y/o grado de concentrado por separado (este análisis es erróneo porque es conocido que se pueden lograr altas recuperaciones con un grado de concentrado muy bajo).

En metalurgia, lo óptimo es lograr las mejores recuperaciones con el mejor grado de concentrado. La mejor operación es aquella donde se obtienen altas recuperaciones y buenos grados de concentrados con leyes de cabeza relativamente bajas.

El factor metalúrgico es un número adimensional que se obtiene del producto de la recuperación y el grado de concentrado y esto se divide entre la ley de Cabeza. Cuanto más alto sea el FM, mejor será la flotación. Este nuevo concepto recompensa las operaciones de baja ley de cabeza y que demandan un mayor esfuerzo en las plantas concentradoras por flotación.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

El tipo de investigación utilizada es el Método científico, definido como serie de pasos que conducen a la búsqueda de conocimientos mediante la aplicación de métodos y técnicas.

El tipo de investigación utilizada es experimental aplicada ya que se realizara estudios en el laboratorio metalúrgico de la U.M. Cerro Lindo de acorde a estudios realizados en investigación geometalúrgico para optimizar el circuito de flotación separación plomo-cobre en planta .

3.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN

La investigación es de nivel explicativa, ya que se centra en determinar las causas de un determinado fenómeno, donde el objetivo es conocer por que suceden ciertos hechos a través de la delimitación o al menos de las condiciones en que ellas se producen.

3.3 DESARROLLO DE LAS PRUEBAS

Las pruebas se realizarán en el laboratorio metalúrgico de la planta Concentradora Cerro Lindo para los cuales se utilizarán, muestras del concentrado de cobre y de las espumas de la celda OK-240 proveniente del circuito Metso primario, Metso secundario y Marcy primario que son alimento para el circuito separación Pb-Cu.

Los equipos a utilizar son de laboratorio tales como el Ro-Tap (nido de mallas), filtro de presión, secador de muestras, deslamador, molino de bolas, celdas de flotación, microscopio de opacos, que coadyuvaran a obtener datos del concentrado y de las espumas de flotación.

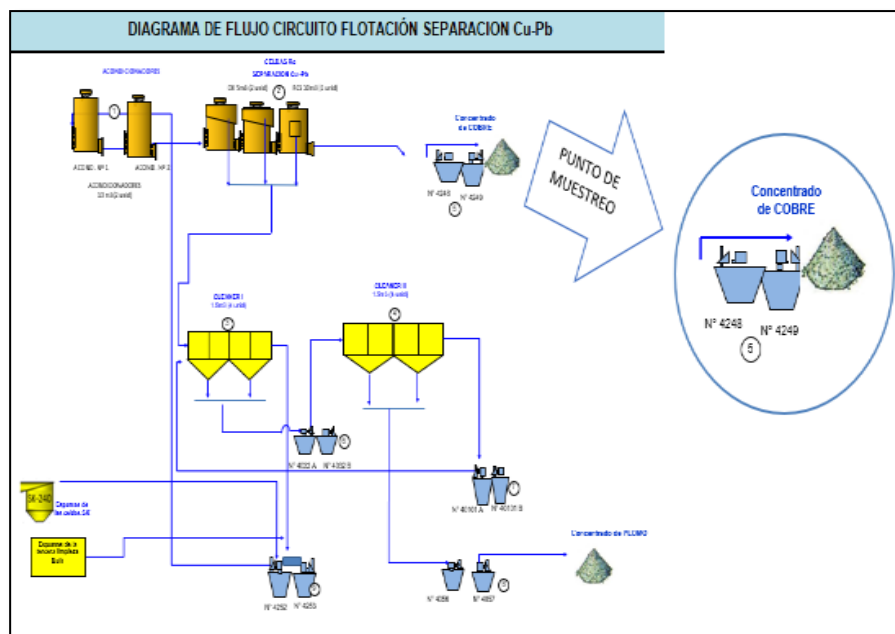
3.4 DESARROLLO DE LA PARTE EXPERIMENTAL

La etapa de separación Plomo – Cobre, que tiene como finalidad obtener concentrados de alta ley (buena calidad), viene siendo afectada por el desplazamiento de Pb al Cu, por lo por lo que se realizaron pruebas para detectar el problema y proponer una posible solución.

3.4.1 CONCENTRADO DE COBRE

Para identificar el problema del porqué del desplazamiento de Pb al Cobre, se realizó el análisis de malla valorada, regresión estadística y microscopia, con la muestra representativa del concentrado. El resultado se detalla a continuación:

Figura N° 10: Punto de Muestreo Concentrado de Cu



3.4.1.1 GRANULOMETRÍA

Para tener una visión sobre cómo se comporta el Pb en el concentrado de Cu se realizó un análisis de malla valorada que se muestra en la siguiente tabla:

Tabla N° 5: Análisis de Malla Valorada de Concentrado de Cobre.

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO VALORADO DEL CONCENTRADO DE COBRE														
MALLA	Peso				Leyes					Distribución				
Nº	GR	%	AC(+)	AC(-)	OZ/TM Ag	% Cu	% Pb	% Zn	% Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+50	6,00	1,06	1,06	98,94	12,03	28,15	5,34	2,32	26,93	0,87	1,08	7,42	0,46	1,06
+70	19,06	3,36	4,42	95,58	11,11	27,14	4,25	3,28	27,10	2,55	3,31	18,75	2,08	3,40
+100	45,85	8,08	12,50	87,50	7,78	29,03	1,32	2,95	26,71	4,29	8,51	14,01	4,50	8,07
+140	56,70	9,99	22,49	77,51	7,15	29,53	0,41	2,81	28,23	4,88	10,70	5,38	5,30	10,55
+200	68,07	12,00	34,49	65,51	8,01	30,16	0,22	2,80	28,98	6,56	13,12	3,47	6,34	13,00
+270	46,42	8,18	42,67	57,33	8,16	29,91	0,19	3,03	28,42	4,56	8,88	2,04	4,68	8,69
+325	35,37	6,23	48,90	51,10	8,60	29,74	0,19	3,25	28,56	3,66	6,72	1,56	3,83	6,66
+400	57,18	10,08	58,98	41,02	9,67	29,15	0,20	3,82	28,50	6,66	10,66	2,65	7,27	10,74
-400	232,8	41,02	100,00	0,00	23,54	24,88	0,83	8,46	24,65	65,96	37,02	44,73	65,53	37,82
Cabeza Calculada	567,42	100,00			14,64	27,57	0,76	5,30	26,74	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

De la tabla anterior se toma los pesos los cuales fueron expresados en la siguiente tabla:

Tabla N° 6: Análisis de distribución en peso

DISTRIBUCIÓN EN PESOS %					
Nº	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+50	0,87	1,08	7,42	0,46	1,06
+70	2,55	3,31	18,75	2,08	3,40
+100	4,29	8,51	14,01	4,50	8,07
total	7,71	12,90	40,18	7,05	12,54

En la tabla N° 5 se observa claramente que el **40,18%** del total de plomo en el **concentrado de cobre** se encuentran en las mallas +50, +70 y +100 confirmando que uno de los problemas son las partículas gruesas presentes. G. Jameson (2013), realizó estudios donde concluye e indica que la recuperación de partículas mayores a malla 100 (150 μm), por más que pudiesen estar adecuadamente liberadas resulta ser deficiente cuando se utiliza celda convencionales de flotación.

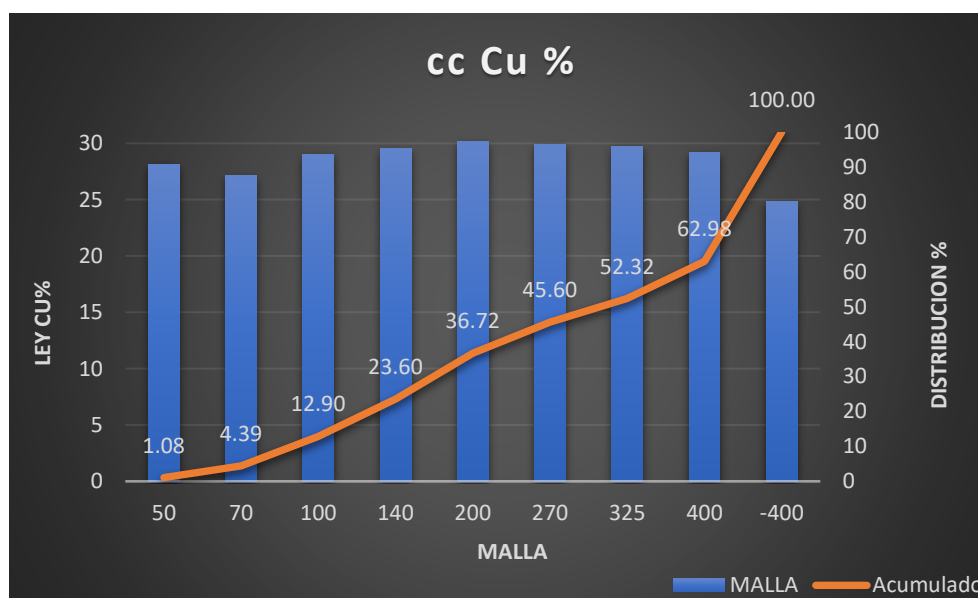


Figura N° 11: Grafica Ley Cu vs Malla vs Distribución Para el Cu.

La ley de Cu esta baja en las tres primeras mallas, debido a la presencia de plomo.

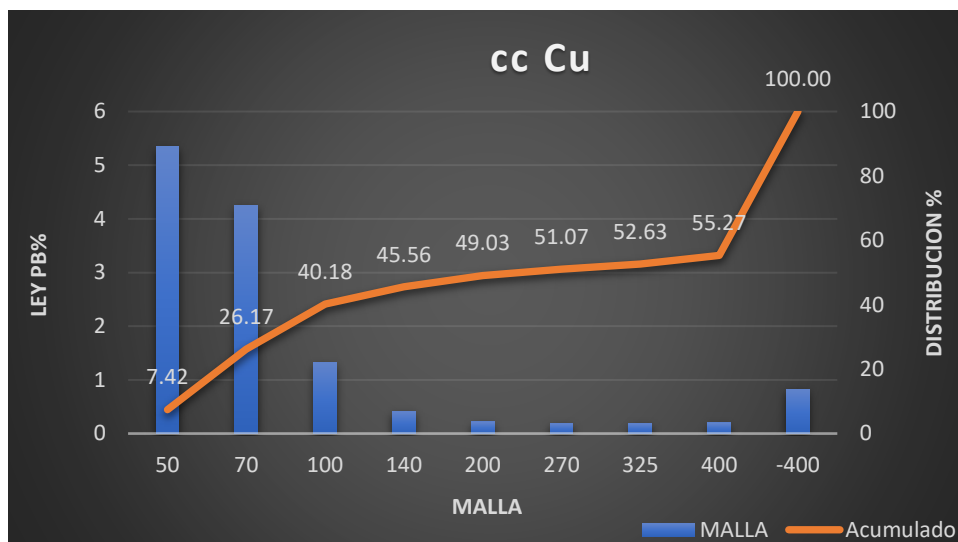


Figura N° 12: Grafica Ley Pb vs Malla vs Distribución Para el Cu.

Las leyes de Pb son más altas en las tres primeras mallas, debido a la presencia de plomo en el cc de Cobre.

3.4.1.2 PARTÍCULAS MIXTAS

Se realizó regresión estadística y microscopia de opacos para determinar si existen problemas de liberación o amarres entre las especies mineralógicas.

Tabla N° 7: Análisis Químico por mallas del concentrado de cobre.

Análisis Químico por Mallas					
MALLA	Leyes				
Nº	Oz/TM Ag	% Cu	% Pb	% Zn	% Fe
+50	12,03	28,15	5,34	2,32	26,93
+70	11,11	27,14	4,25	3,28	27,10
+100	7,78	29,03	1,32	2,95	26,71
+140	7,15	29,53	0,41	2,81	28,23
+200	8,01	30,16	0,22	2,80	28,98
+270	8,16	29,91	0,19	3,03	28,42
+325	8,60	29,74	0,19	3,25	28,56
+400	9,67	29,15	0,20	3,82	28,50
-400	23,54	24,88	0,83	8,46	24,65

Resultado de la Regresión Estadística Del Concentrado De Cobre En Las Mallas +50, +70, +100.

Con los datos obtenidos se realizó el análisis estadístico con la ayuda del MINITAB obteniendo así los siguientes datos:

a) Análisis estadístico - Regresión para el Concentrado de Cobre

Análisis de regresión: % Cu vs. % Pb

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	1	0,8174	0,8174	0,84	0,527
% Pb	1	0,8174	0,8174	0,84	0,527
Error	1	0,9715	0,9715		
Total	2	1,7889			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0,985649	45,69%	0,00%	0,00%

Coefficientes

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	29,22	1,35	21,72	0,029	
% Pb	-0,307	0,335	-0,92	0,527	1,00

Ecuación de regresión

$$\% \text{ Cu} = 29,22 - 0,307 \% \text{ Pb}$$

Análisis de regresión: % Cu vs. % Zn

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	1	0,2520	0,2520	0,16	0,755
% Zn	1	0,2520	0,2520	0,16	0,755
Error	1	1,5368	1,5368		
Total	2	1,7889			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
1,23969	14,09%	0,00%	0,00%

Coefficientes

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	30,18	5,17	5,84	0,108	

% Zn -0,73 1,80 -0,40 0,755 1,00

Ecuación de regresión

% Cu = 30,18 - 0,73 % Zn

Análisis de regresión: % Cu vs. % Fe

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	1	1,76589	1,76589	76,86	0,072
% Fe	1	1,76589	1,76589	76,86	0,072
Error	1	0,02298	0,02298		
Total	2	1,78887			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0,151579	98,72%	97,43%	81,78%

Coefficientes

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	157,4	14,8	10,67	0,059	
% Fe	-4,806	0,548	-8,77	0,072	1,00

Ecuación de regresión

% Cu = 157,4 - 4,806 % Fe

Análisis de regresión: % Pb vs. % Zn

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	1	1,593	1,593	0,23	0,718
% Zn	1	1,593	1,593	0,23	0,718
Error	1	7,051	7,051		
Total	2	8,644			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
2,65539	18,43%	0,00%	0,00%

Coefficientes

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	8,9	11,1	0,80	0,571	
% Zn	-1,83	3,85	-0,48	0,718	1,00

Ecuación de regresión

$$\% \text{ Pb} = 8,9 - 1,83 \% \text{ Zn}$$

Análisis de regresión: % Pb vs. % Fe

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	1	4,929	4,929	1,33	0,455
% Fe	1	4,929	4,929	1,33	0,455
Error	1	3,715	3,715		
Total	2	8,644			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
1,92752	57,02%	14,04%	0,00%

Coefficientes

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	-212	188	-1,13	0,461	
% Fe	8,03	6,97	1,15	0,455	1,00

Ecuación de regresión

$$\% \text{ Pb} = -212 + 8,03 \% \text{ Fe}$$

Análisis de regresión: % Zn vs. % Fe

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	1	0,03415	0,03415	0,08	0,827
% Fe	1	0,03415	0,03415	0,08	0,827
Error	1	0,44165	0,44165		
Total	2	0,47580			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0,664569	7,18%	0,00%	0,00%

Coefficientes

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	-15,1	64,7	-0,23	0,854	
% Fe	0,67	2,40	0,28	0,827	1,00

Ecuación de regresión

$$\% \text{ Zn} = -15,1 + 0,67 \% \text{ Fe}$$

Se realizó la contrastación de la misma en Excel para corroborar los datos obtenidos estos se muestran en el siguiente cuadro de resumen:

Tabla N° 8: Datos estadísticos de regresión para el Cu-Pb.

Tabla Resumen Cu-Pb	
Resultado de la regresión	
Constante	29.22
Error típico de est Y	0.986
R Cuadrado	0.457
Nº de observaciones	3
Grados de libertad	1
Coefficiente de X	-0.31
Error típico del coef	0.34
T-Student	-0.917

Tabla N° 9: Datos estadísticos de regresión para el Cu-Zn.

Tabla Resumen Cu-Zn	
Resultado de la regresión	
Constante	30.18
Error típico de est Y	1.240
R Cuadrado	0.141
Nº de observaciones	3
Grados de libertad	1
Coefficiente de X	-0.73
Error típico del coef	1.80
T-Student	-0.405

Tabla N° 10:: Datos estadísticos de regresión para el Cu-Fe.

Tabla Resumen Cu-Fe	
Resultado de la regresión	
Constante	157.441
Error típico de est Y	0.152
R Cuadrado	0.987
Nº de observaciones	3
Grados de libertad	1
Coefficiente de X	-4.806
Error típico del coef	0.548
T-Student	-8.767

Tabla N° 11: Datos estadísticos de regresión para el Pb-Zn.

Tabla Resumen Pb-Zn	
Resultado de la regresión	
Constante	8.8521
Error típico de est Y	2.6554
R Cuadrado	0.1843
Nº de observaciones	3
Grados de libertad	1
Coefficiente de X	-1.830
Error típico del coef	3.850
T-Student	-0.475

Tabla N° 12: Datos estadísticos de regresión para el Pb-Fe.

Tabla Resumen Pb-Fe	
Resultado de la regresión	
Constante	-212.44
Error típico de est Y	1.9275
R Cuadrado	0.5702
Nº de observaciones	3
Grados de libertad	1
Coefficiente de X	8.029
Error típico del coef	6.970
T-Student	1.152

Tabla N° 13: Datos estadísticos de regresión para el Zn-Fe.

Tabla Resumen Zn-Fe	
Resultado de la regresión	
Constante	-15.14
Error típico de est Y	0.66
R Cuadrado	0.07
Nº de observaciones	3.00
Grados de libertad	1.00
Coefficiente de X	0.67
Error típico del coef	2.40
T-Student	0.278

Tabla N° 14: Correlación r^2 y nivel de significancia (t-student) por par de elementos.

Elementos	Correlación R^2		T-Student	
Cu-Pb	0,46	0,50	-0,917	
Cu-Zn	0,14	0,10	-0,405	
Cu-Fe	0,99	1,00	-8,767	
Pb-Zn	0,18	0,20	-0,475	
Pb-Fe	0,57	0,60	1,152	
Zn-Fe	0,07	0,10	0,278	

Bondad de ajuste cercano a 1

	$r^2 = 1$ Ajuste perfecto
	$0,8 < r^2 < 1$ Ajuste excelente
	$0,5 < r^2 < 0,8$ Ajuste regular
	Relación indirecta -
	Relación directa +

Según nuestro r^2 la correlación es la siguiente

- Cu-Fe (calcopirita/pirita)
- Pb- Fe (galena/pirita; galena/calcopirita)
- Cu-Pb (calcopita/galena)

Se observa las asociaciones con mayor correlación cp/py, gn/cp, gn/py en el concentrado de cobre en las mallas +50, +70, +100.

Los ensambles que tienen t-student en términos absolutos superior 2 que indicará que la relación entre los elementos comparados es significativa, y si el signo es positivo representará una relación de tipo mineralógico lo cual se deberá verificar por el estudio microscópico.

Por otro lado, si el valor de “t” es alto y además tiene signo negativo explicará que existe contaminación debido al proceso de flotación.

En la Tabla, resaltada en fondo plomo, figuran el ensambles Gn/Py o Gn/Cp que tienen t-student (+1,152), los cuales representaría un probable amarre mineralógico que deberá ser verificado por el estudio microscópico .

Los resultados mostrados en fondo verde claro en la Tabla corresponden a los valores de t-student negativos, con valor absoluto mayor a 2, los cuales indican que el resultado de flotación no representa un ensamble mineralógico, es posible una contaminación moderada por excesiva flotación de piritita (-8,767).

b) Regresión Múltiple

Análisis de regresión: % Cu vs. % Pb; % Zn; % Fe

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	3	22,5072	7,50241	81,99	0,000
% Pb	1	2,1764	2,17636	23,78	0,005
% Zn	1	2,9468	2,94685	32,20	0,002
% Fe	1	0,0689	0,06885	0,75	0,425
Error	5	0,4575	0,09151		
Total	8	22,9648			

Resumen del modelo

R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	(pred)
0,302501	98,01%	96,81%
		73,86%

Coefficientes

Término	Coef	coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	27,49	5,72	4,80	0,005	
% Pb	-0,4411	0,0905	-4,88	0,005	2,75
% Zn	-0,748	0,132	-5,67	0,002	5,23
% Fe	0,163	0,188	0,87	0,425	5,76

Ecuación de regresión

$$\% \text{ Cu} = 27,49 - 0,4411 \% \text{ Pb} - 0,748 \% \text{ Zn} + 0,163 \% \text{ Fe}$$

Según el cuadro, el resultado de regresión analiza que es posible afirmar que para mejorar los grados de concentrado de Cobre al 98,01 % será

necesario el control de la activación de Zinc ($t = -0.748$), principalmente, luego del cual el control del depresor sulfato de zinc será muy importante, seguido del desplazamiento de plomo ($t=-0,4411$), se equilibra una operación de separación de Pb-Cu por flotación es descabezando al máximo el plomo antes de lograr un concentrado bulk que irá a separación. Ambos elementos, por el signo negativo, influyen negativamente en menores grados en concentrado de Cobre. De acuerdo con lo expuesto se demuestra la importancia del uso de la estadística de regresión.

Para tener una mejor visión de estos grados de significancia se realizó el análisis microscópico de opacos el cual se detalla a continuación:

MALLA +50

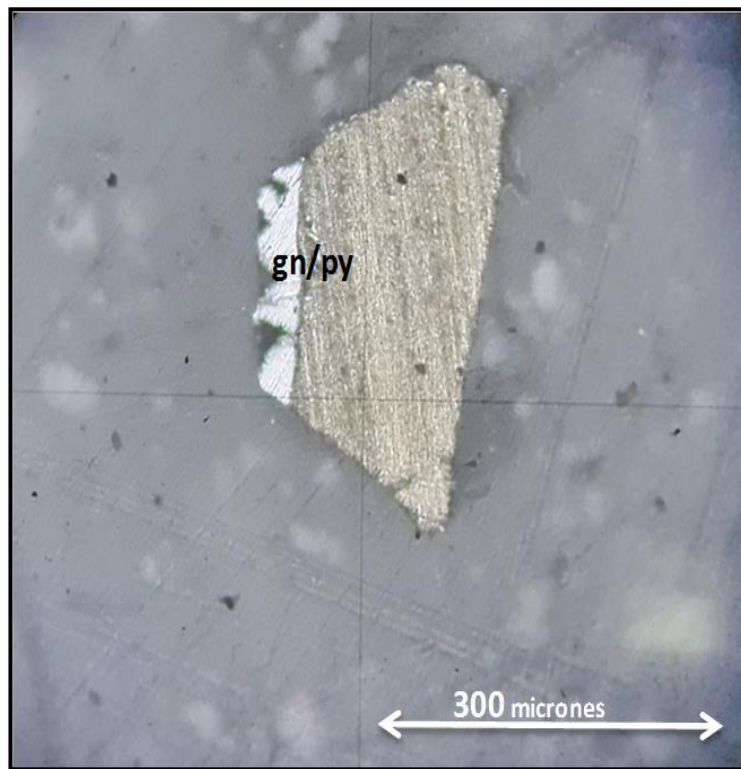


Figura N° 13: Asociación mineralógica gn/py que confirma los valores en la regresión.

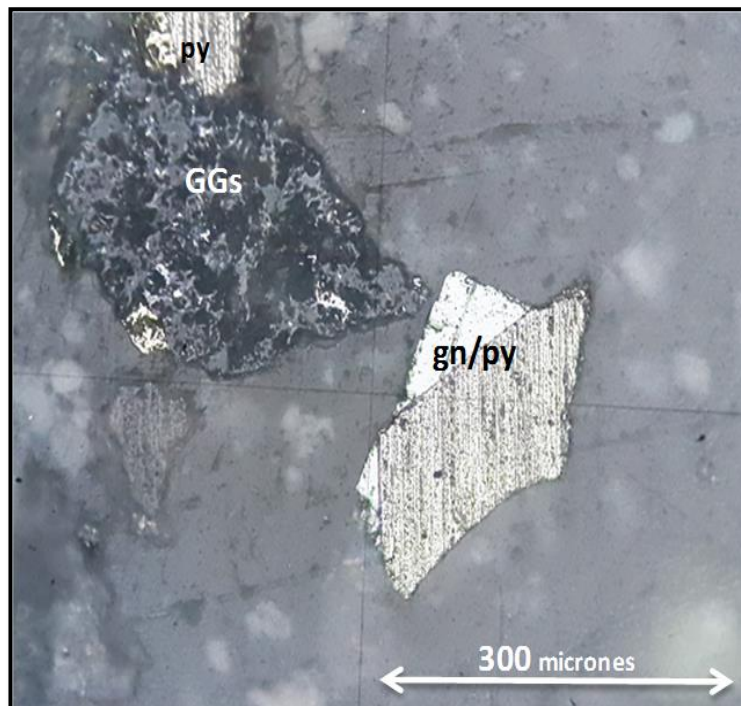


Figura N° 14: Asociación mineralógica gn/py que confirma los valores en la regresión

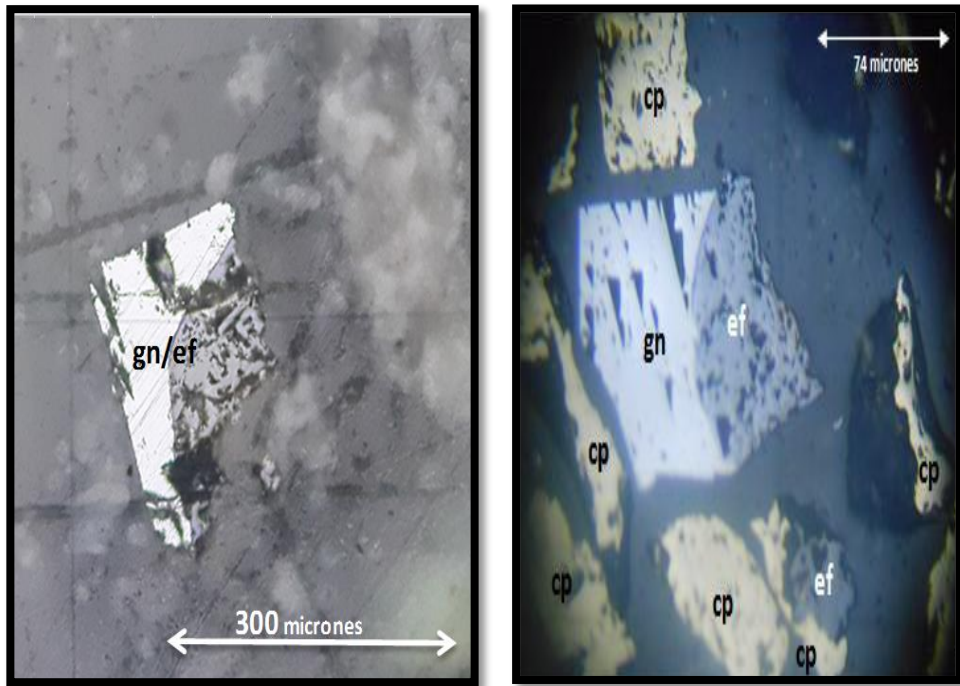
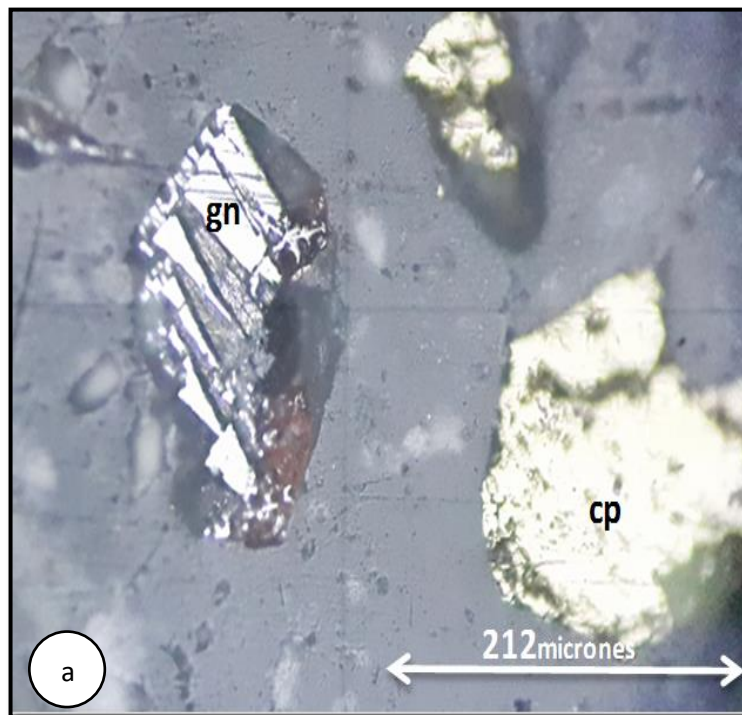


Figura N° 15: Mixtos de esfalerita con galena ef/gn y calcopirita cp.

MALLA +70



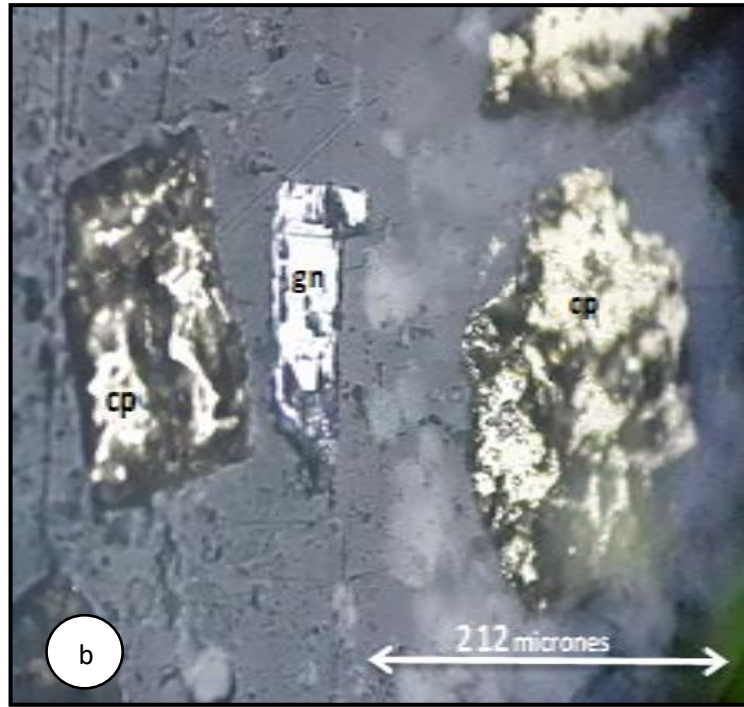


Figura N° 16: “a” y “b” Plomo libre a 212 micrones, partícula muy difícil de flotar, debido al tamaño de las partículas.

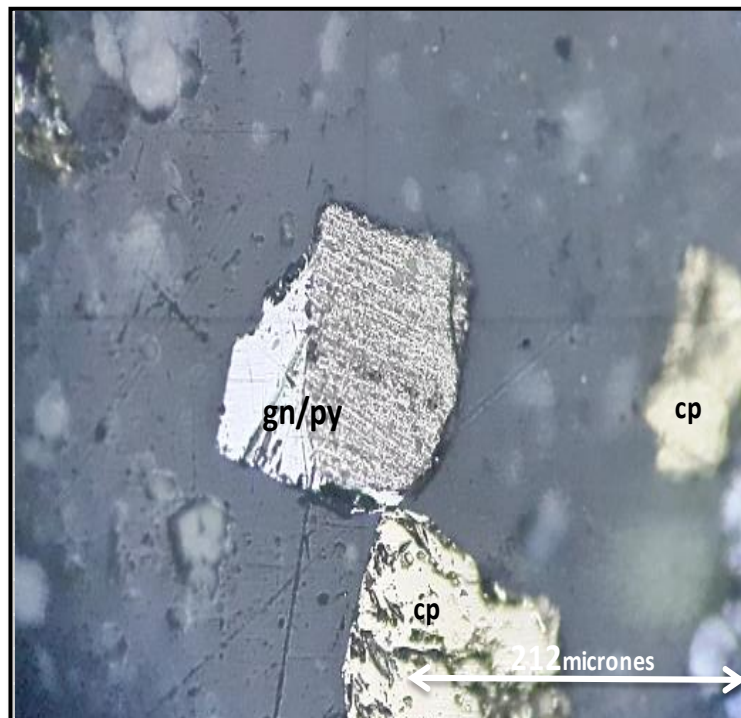


Figura N° 17: Se observa partícula mixta de gn/py y gn/cp.

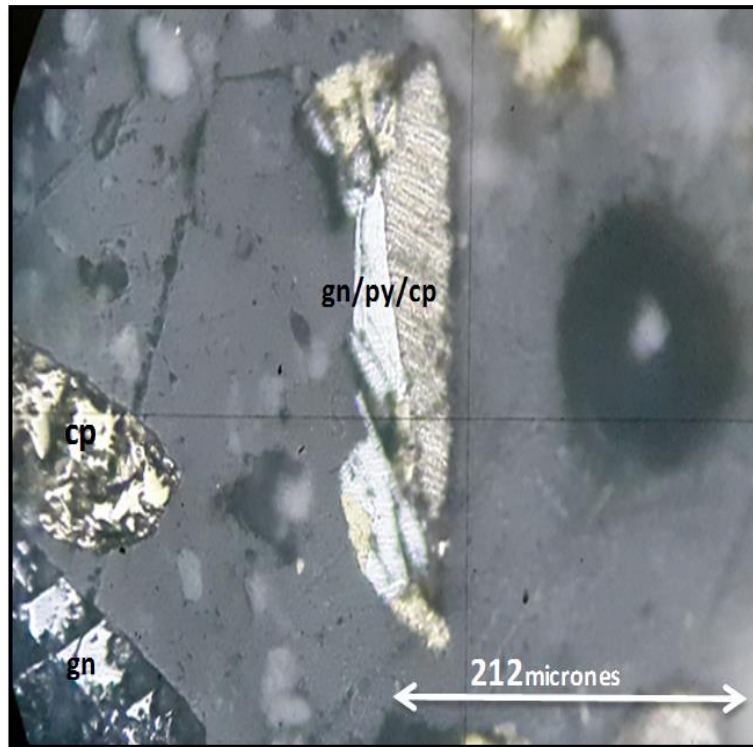


Figura N° 18: Presencia de partículas triple y Plomo libre.

MALLA +100

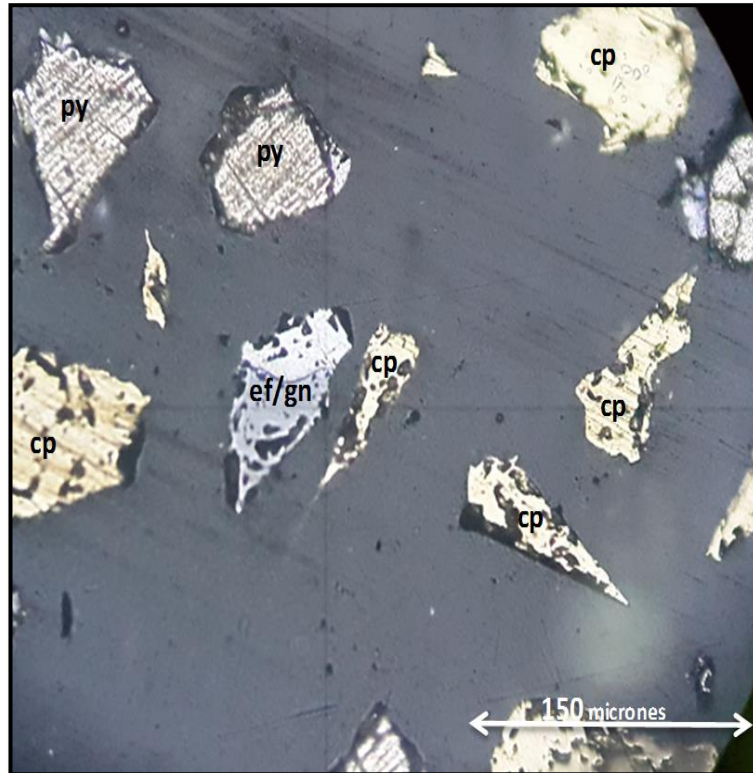


Figura N° 19: Presencia de partículas mixtas de ef/gn, así como cp y py. Presencia de Zn en el concentrado de cobre.

c) ANÁLISIS DEL ESTUDIO DE CONCENTRADO DE COBRE

Al haber confirmado que el problema de la separación es la granulometría y los amarres mineralógicos, detectamos que la mayor cantidad de partículas gruesas que ingresan a la separación son las ESPUMAS DE LA SK 240 CELDA QUE ACTUALMENTE RECIBE TODAS LAS ESPUMAS DE LAS SK500-240 DE LOS MOLINOS MARCY Y METSO MOLIENDA PRIMARIA Y SECUNDARIA, por lo tanto para confirmar esta hipótesis se procede a realizar un estudio detallado para ver las características de esta pulpa aparentemente con cantidad considerable de gruesos que ingresa a la etapa de separación.

3.4.2 ESPUMAS SK 240

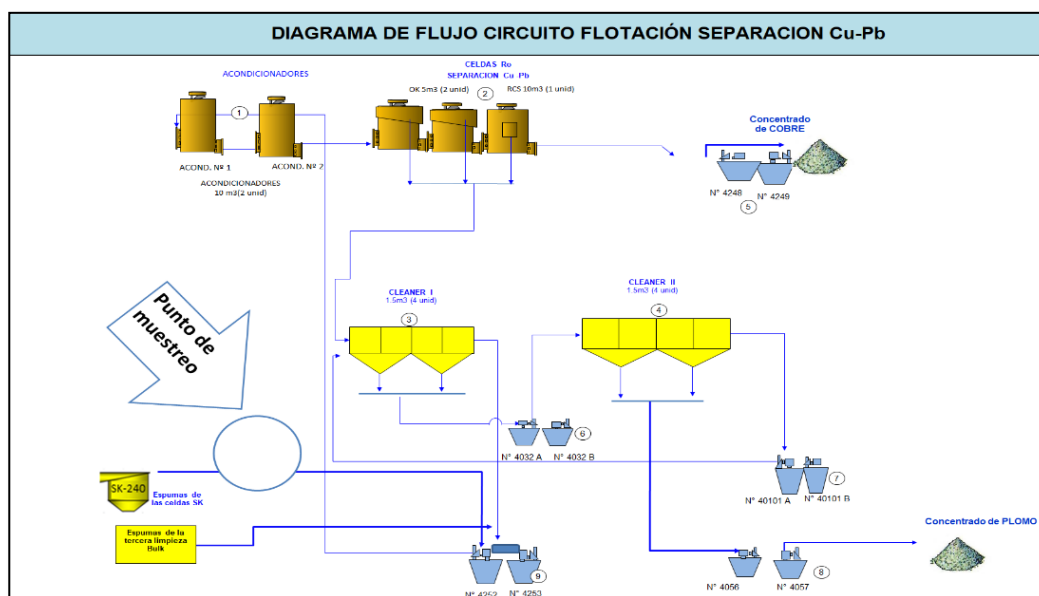


Figura N° 20: Punto de muestreo espumas Sk-240.

a) GRANULOMETRÍA

Para tener una visión sobre cómo se comporta el Pb en las espumas SK240 se realizó un análisis de malla valorada en esta etapa demostrando que se trata de un problema de granulometría.

Tabla N° 15: Malla Valorada las Espumas SK 240.

Malla Valorada														
MALLA	Peso				Leyes					Distribución				
Nº	g	%	AC(+)	AC(-)	OZ/TM Ag	% Cu	% Pb	% Zn	% Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
50	12,15	2,05	2,05	97,95	16,17	24,15	12,39	1,83	23,73	1,57	2,14	1,83	1,91	2,10
70	29,35	4,95	6,99	93,01	22,38	16,63	22,83	3,01	21,11	5,23	3,56	8,13	7,58	4,51
100	59,41	10,01	17,01	82,99	21,34	16,22	22,66	3,08	20,78	10,10	7,02	16,34	15,69	8,98
140	35,28	5,95	22,95	77,05	19,58	17,77	17,55	2,63	21,25	5,50	4,57	7,51	7,96	5,45
200	68,97	11,62	34,58	65,42	18,46	19,37	15,26	2,28	21,60	10,15	9,74	12,77	13,49	10,84
270	53,24	8,97	43,55	56,45	17,50	24,86	12,87	1,84	23,62	7,42	9,65	8,32	8,40	9,15
325	14,41	2,43	45,98	54,02	18,96	23,91	15,48	1,75	22,60	2,18	2,51	2,71	2,16	2,37
400	62,5	10,53	56,51	43,49	18,88	25,99	11,75	1,63	24,03	9,40	11,84	8,91	8,74	10,92
-400	258,0	43,49	100,00	0,00	23,56	26,04	10,69	1,54	24,34	48,44	48,97	33,48	34,08	45,68
Cab.Calc.	593,34	100,00			21,15	23,12	13,89	1,97	23,17	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Tabla N° 16: Malla Valorada las Espumas en las mallas +50, +70 y +100 - SK 240.

Distribución %					
Nº	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
+50	1,57	2,14	1,83	1,91	2,10
+70	5,23	3,56	8,13	7,58	4,51
+100	10,10	7,02	16,34	15,69	8,98
Total	16,90	12,72	26,30	25,18	15,58

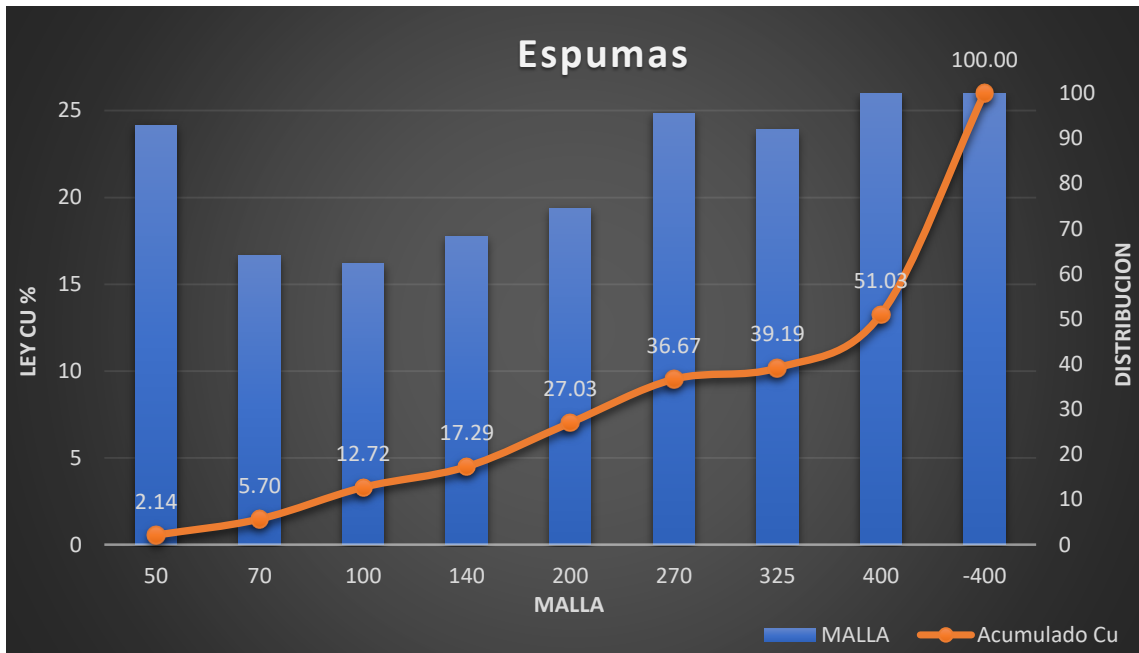


Figura N° 21: Grafica Ley Cu vs Malla vs Distribución Para las espumas.

La ley de Cu esta baja en las mallas 70 y 100, debido al desplazamiento de Pb

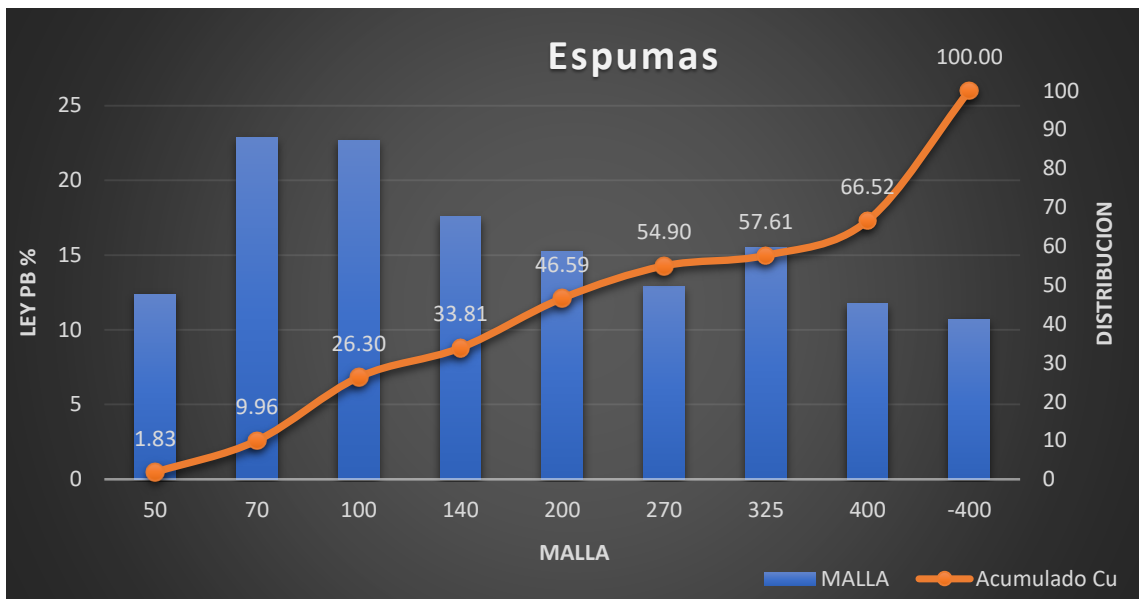


Figura N° 22: Grafica Ley Pb vs Malla vs Distribución Para las espumas.

La ley de Pb está más alto en las mallas 70 y 100, debido a la presencia de plomo.

b) PARTÍCULAS MIXTAS

Se realizó regresión estadística y microscopia de opacos para determinar si existen problemas de liberación o amarres entre las especies mineralógicas.

Tabla N° 17: Análisis Químico por mallas de las espumas SK 240

MALLA					
MALLA	Leyes				
Nº	OZ/TM Ag	% Cu	% Pb	% Zn	% Fe
+50	16,17	24,15	12,39	1,83	23,73
+70	22,38	16,63	22,83	3,01	21,11
+100	21,34	16,22	22,66	3,08	20,78
+140	19,58	17,77	17,55	2,63	21,25
+200	18,46	19,37	15,26	2,28	21,60
+270	17,50	24,86	12,87	1,84	23,62
+325	18,96	23,91	15,48	1,75	22,60
+400	18,88	25,99	11,75	1,63	24,03
-400	23,56	26,04	10,69	1,54	24,34

Resultado de la Regresión Estadística Del Concentrado De Cobre En Las Mallas +50, +70, +100.

Con los datos obtenidos se realizó el análisis estadístico con la ayuda del MINITAB obteniendo así los siguientes datos:

c) Análisis estadístico - Regresión para las espumas del SK 240

Análisis de regresión: % Cu vs. % Pb

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	1	39,7237	39,7237	275,74	0,038
% Pb	1	39,7237	39,7237	275,74	0,038
Error	1	0,1441	0,1441		
Total	2	39,8678			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0,379553	99,64%	99,28%	0,00%

Coefficientes

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	33,381	0,893	37,37	0,017	
% Pb	-0,7454	0,0449	-16,61	0,038	1,00

Ecuación de regresión

$$\% \text{ Cu} = 33,381 - 0,7454 \% \text{ Pb}$$

Análisis de regresión: % Cu vs. % Zn

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	1	39,8672	39,8672	65021,77	0,002
% Zn	1	39,8672	39,8672	65021,77	0,002
Error	1	0,0006	0,0006		
Total	2	39,8678			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0,0247616	100,00%	100,00%	99,06%

Coefficientes

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	35,7819	0,0673	531,30	0,001	
% Zn	-6,3568	0,0249	-254,99	0,002	1,00

Ecuación de regresión

$$\% \text{ Cu} = 35,7819 - 6,3568 \% \text{ Zn}$$

Análisis de regresión: % Cu vs. % Fe

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	1	39,7414	39,7414	314,51	0,036
% Fe	1	39,7414	39,7414	314,51	0,036
Error	1	0,1264	0,1264		
Total	2	39,8678			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0,355470	99,68%	99,37%	53,08%

Coefficientes

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	-41,32	3,41	-12,13	0,052	
% Fe	2,758	0,156	17,73	0,036	1,00

Ecuación de regresión

$$\% \text{ Cu} = -41,32 + 2,758 \% \text{ Fe}$$

Análisis de regresión: % Pb vs. % Zn

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	1	71,2054	71,2054	242,94	0,041
% Zn	1	71,2054	71,2054	242,94	0,041
Error	1	0,2931	0,2931		
Total	2	71,4985			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0,541384	99,59%	99,18%	0,00%

Coefficientes

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	-3,13	1,47	-2,13	0,280	
% Zn	8,495	0,545	15,59	0,041	1,00

Ecuación de regresión

$$\% \text{ Pb} = -3,13 + 8,495 \% \text{ Zn}$$

Análisis de regresión: % Pb vs. % Fe

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	1	70,5329	70,5329	73,04	0,074
% Fe	1	70,5329	70,5329	73,04	0,074
Error	1	0,9656	0,9656		
Total	2	71,4985			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0,982656	98,65%	97,30%	0,00%

Coefficientes

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	99,66	9,42	10,58	0,060	
% Fe	-3,674	0,430	-8,55	0,074	1,00

Ecuación de regresión

$$\% \text{ Pb} = 99,66 - 3,674 \% \text{ Fe}$$

Análisis de regresión: % Zn vs. % Fe

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	1	0,983893	0,983893	363,45	0,033
% Fe	1	0,983893	0,983893	363,45	0,033
Error	1	0,002707	0,002707		
Total	2	0,986600			

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
0,0520298	99,73%	99,45%	59,38%

Coefficientes

Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	VIF
Constante	12,131	0,499	24,32	0,026	
% Fe	-0,4339	0,0228	-19,06	0,033	1,00

Ecuación de regresión

$$\% \text{ Zn} = 12,131 - 0,4339 \% \text{ Fe}$$

Tabla N° 18: Datos estadísticos de regresión para el Cu-Pb.

Tabla Resumen Cu-Pb	
Resultado de la regresión	
Constante	33,38
Error típico de est Y	0,380
R Cuadrado	0,996
N.º de observaciones	3
Grados de libertad	1
Coefficiente de X	-0,75
Error típico del coef	0,04
T-Student	-16,61

Tabla N° 19: Datos estadísticos de regresión para el Cu-Fe.

Tabla Resumen Pb- Zn	
Resultado de la regresión	
Constante	-3,13
Error típico de est Y	0,541
R Cuadrado	0,996
Nº de observaciones	3,000
Grados de libertad	1
Coefficiente de X	8,50
Error típico del coef	1,80
T-Student	15,59

Tabla N° 20: Datos estadísticos de regresión para el Cu-Zn.

Tabla Resumen Cu-Zn	
Resultado de la regresión	
Constante	35,78
Error típico de est Y	0,025
R Cuadrado	0,99998
N.º de observaciones	3,000
Grados de libertad	1
Coefficiente de X	-6,36
Error típico del coef	1,80
T-Student	-254,99

Tabla N° 21: Datos estadísticos de regresión para el Pb-Zn.

Tabla Resumen Pb-Zn	
Resultado de la regresión	
Constante	-41,32
Error típico de est Y	0,355
R Cuadrado	0,99683
N.º de observaciones	3,000
Grados de libertad	1
Coefficiente de X	2,76
Error típico del coef	1,80
T-Student	17,73

Tabla N° 22: Datos estadísticos de regresión para el Pb-Fe.

Tabla Resumen Pb- Fe	
Resultado de la regresión	
Constante	99,66
Error típico de est Y	0,983
R Cuadrado	0,986
Nº de observaciones	3,000
Grados de libertad	1
Coefficiente de X	-3,67
Error típico del coef	1,80
T-Student	-8,55

Tabla N° 23: Datos estadísticos de regresión para el Zn-Fe.

Tabla Resumen Zn- Fe	
Resultado de la regresión	
Constante	12,13
Error típico de est Y	0,052
R Cuadrado	0,997
Nº de observaciones	3,000
Grados de libertad	1
Coefficiente de X	-0,43
Error típico del coef	1,80
T-Student	-19,06

Tabla N° 24: Correlación r^2 y nivel de significancia(t-student) por par de elementos.

Elementos	Correlación R ²		T-Student	
Cu-Pb	0,996	1,000	-16,61	
Cu-Zn	1,000	1,000	-254,99	
Cu-Fe	0,997	1,000	17,73	
Pb-Zn	0,996	1,000	15,59	
Pb-Fe	0,986	1,000	-8,55	
Zn-Fe	0,997	1,000	-19,06	

Bondad de ajuste cercano a 1

	$r^2 = 1$ Ajuste perfecto
	$0,8 < r^2 < 1$ Ajuste excelente
	$0,5 < r^2 < 0,8$ Ajuste regular

	Relación indirecta -
	Relación directa +

Se observa que todas las asociaciones tienen correlación en el concentrado de cobre en las mallas +50, +70, +100.

Observamos las relaciones resaltadas en fondo verde claro, figuran los ensambles que tienen t-student mayor a 2 positivos, los cuales representan un probable amarre mineralógico que deberá ser verificado por el estudio microscópico.

Se confirma una posible relación mineralógica cobre-Fierro (+ 17,73) indicando presencia de mixtos de calcopirita y pirita e indicación de un posible amarre galena y esfalerita (+15,59).

Los resultados mostrados en fondo verde claro en la Tabla corresponden a los valores de t-student negativos, con valor absoluto mayor a 2, los cuales indican que el resultado de flotación no representa un ensamble mineralógico y podría ser afectado por una contaminación en flotación.

Se observa una contaminación moderada por excesiva flotación de calcopirita y pirita (-16,61 , -8.55) y contaminación excesiva por excesiva flotación de esfalerita y calcopirita (-254,99, -19.06).

Del anterior análisis estadístico se demuestra que la pulpa que ingresa a la separación aparte de tener una granulometría poco flotable, cuenta también con amarres mineralógicos considerables, para tener una mejor visión de estos grados de significancia se realizó la microscopia de opacos.

MALLA +50

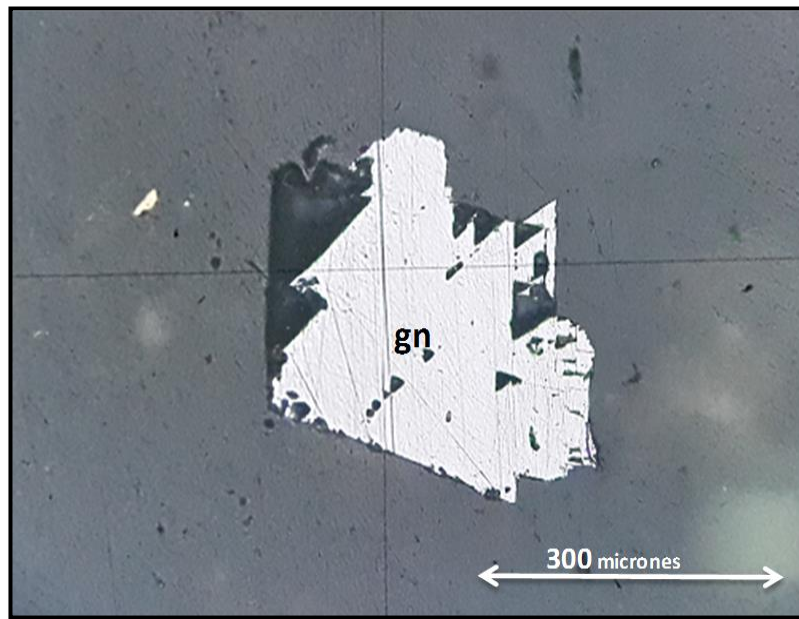


Figura N° 23: Presencia de Galena gruesa.

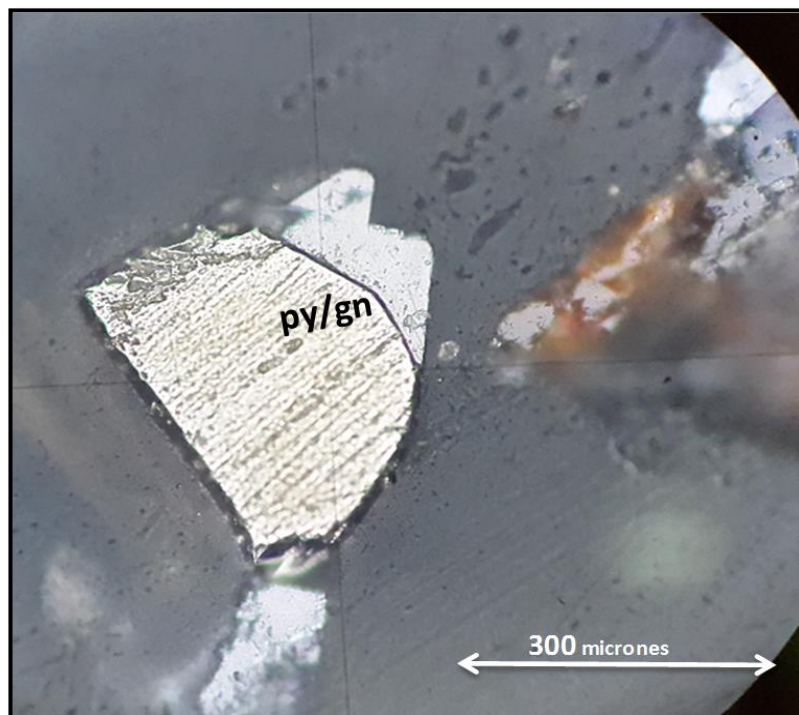


Figura N° 24: Galena gruesa que probablemente vaya a ser parte de los contaminantes del concentrado de cobre en la etapa de separación.

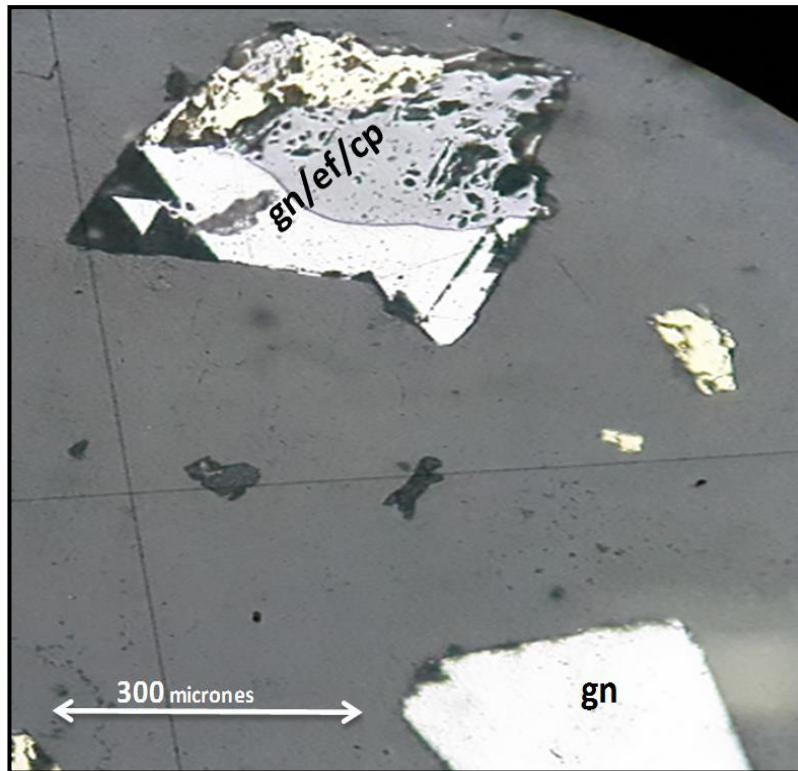


Figura N° 25: Presencia de partículas mixtas de (gn/ef/cp)

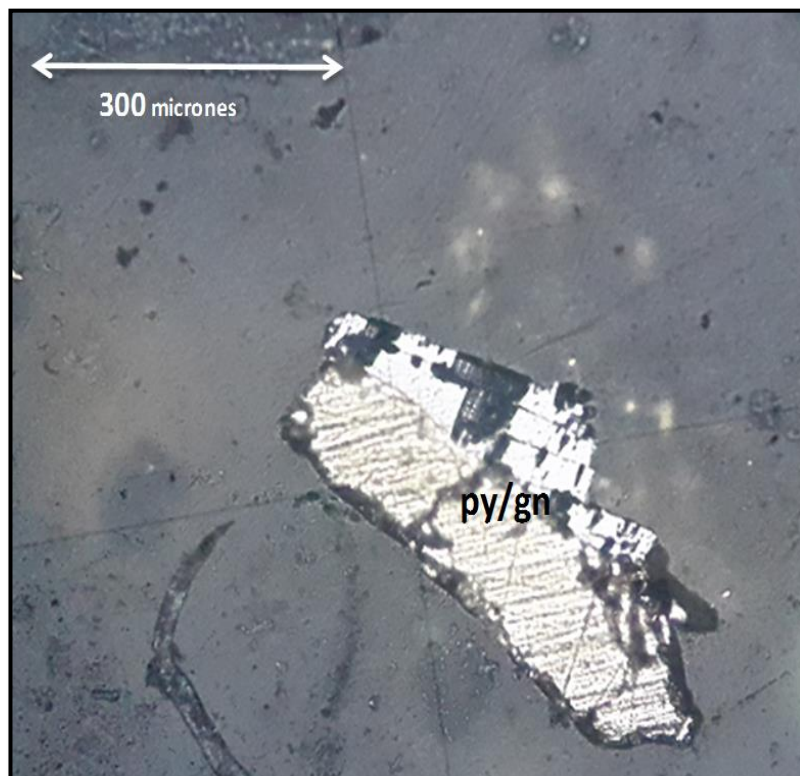


Figura N° 26: Presencia de alta de partículas mixtas (py/gn) con presencia de plomo grueso

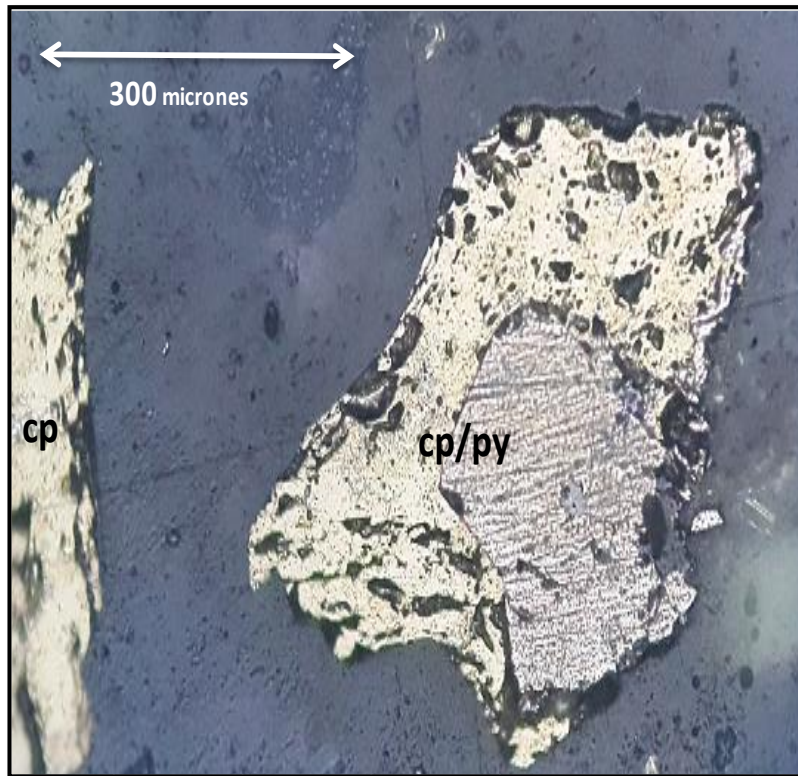
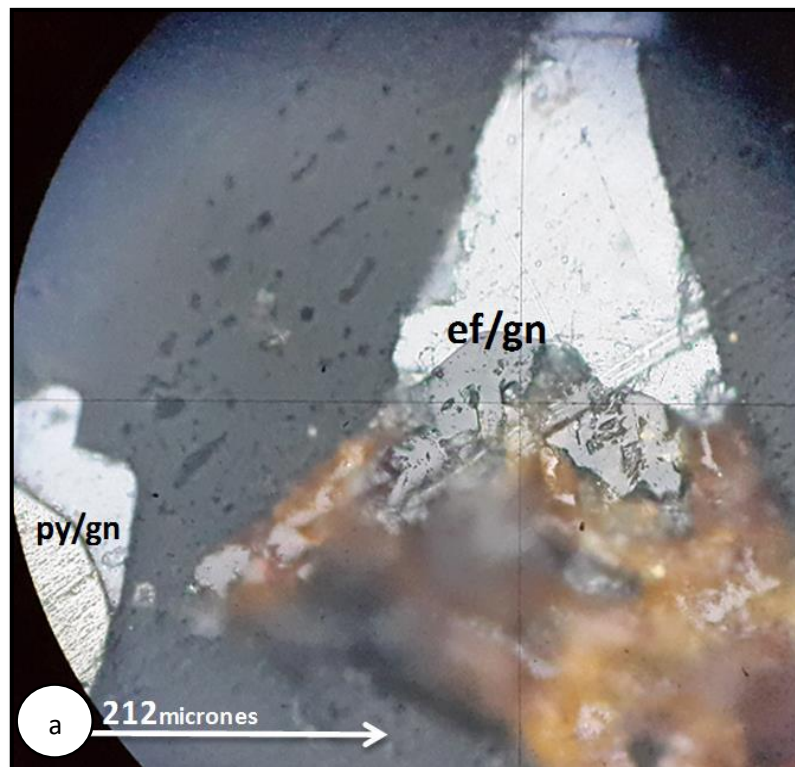
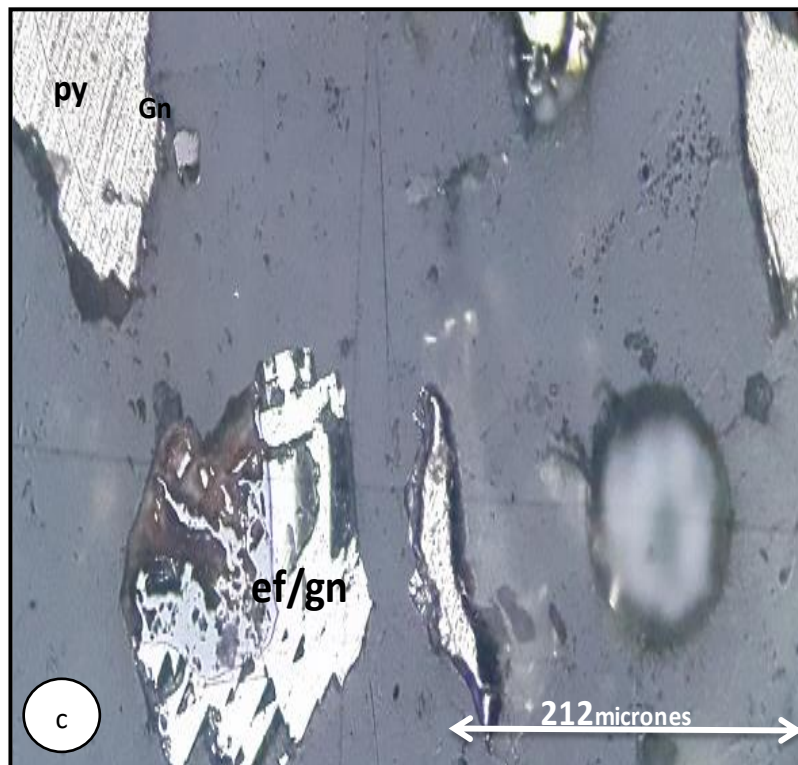
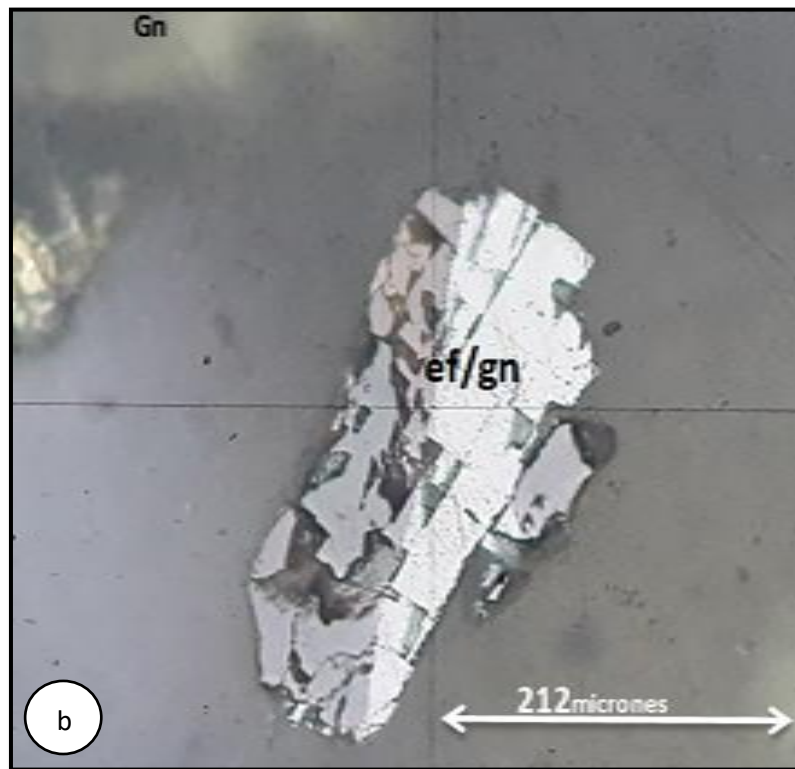


Figura N° 27: Presencia de partículas mixta cp/py

MALLA+70





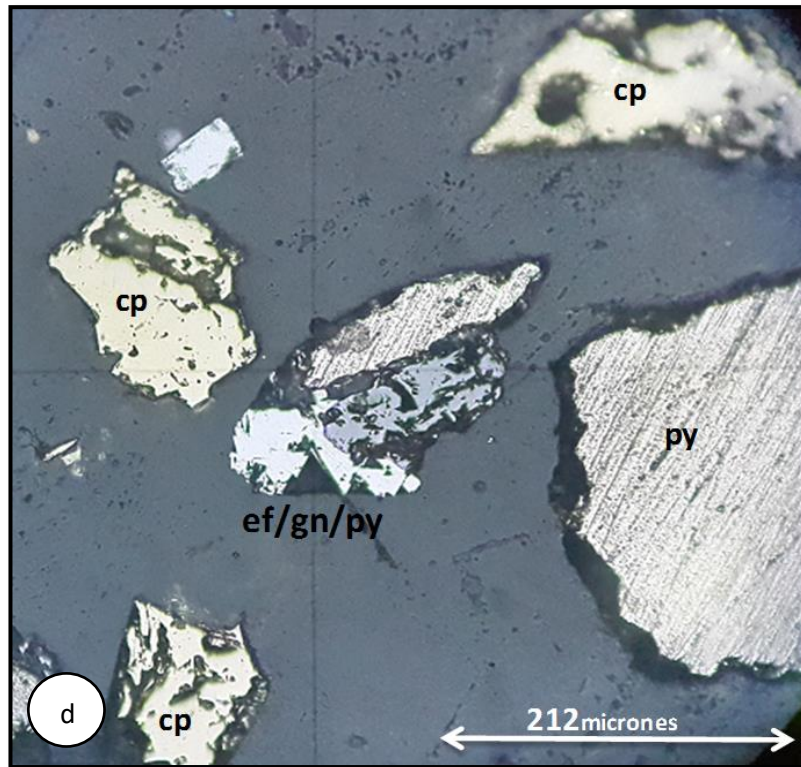


Figura N° 28: a, b, c y d Presencia de gran cantidad de amarres ef/gn que es a causa de la activación de zinc en la etapa rougher, en el afán de recuperar la mayor cantidad de Pb.

MALLA +100

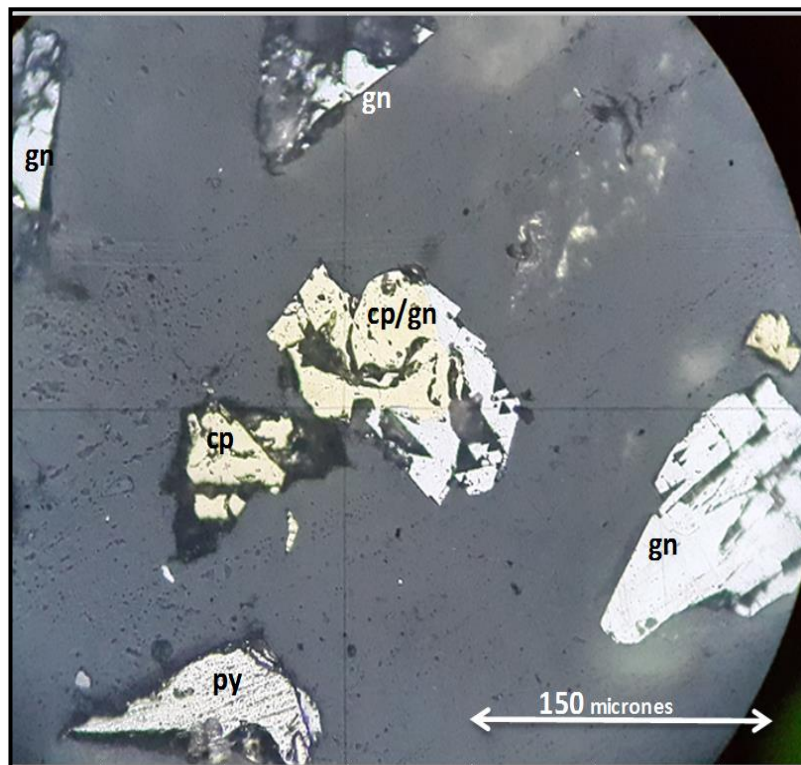


Figura N° 29: Presencia de partícula mixta de cp/gn

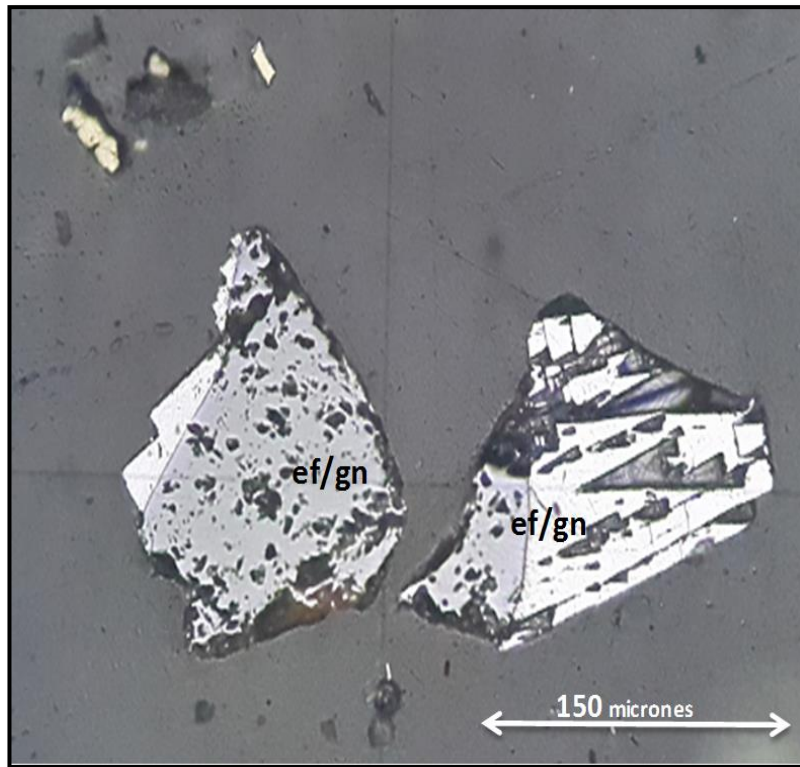


Figura N° 30: Presencia de partícula mixta de ef/gn

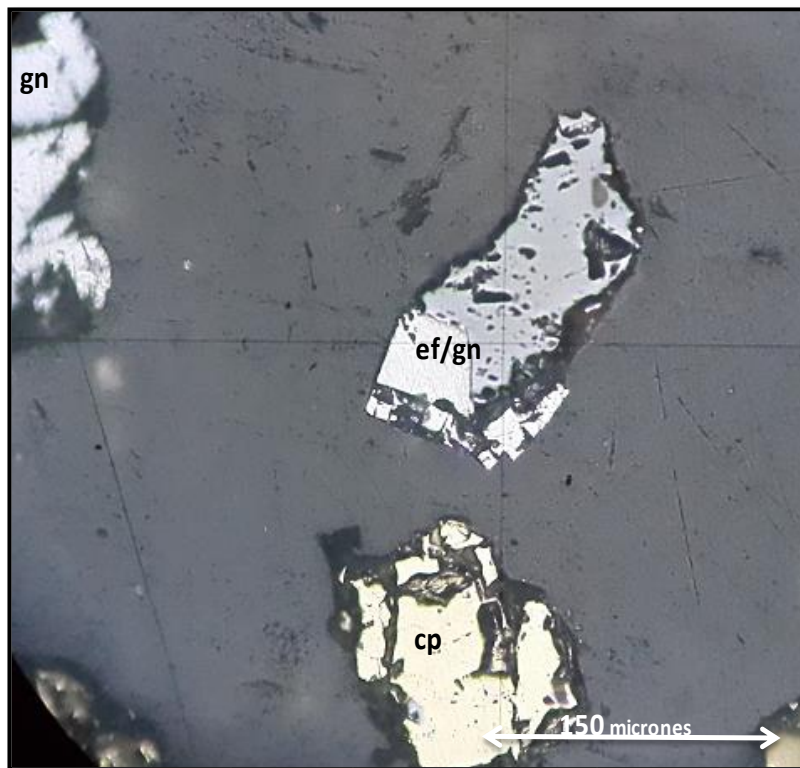


Figura N° 31: Presencia de partícula mixta de ef/gn

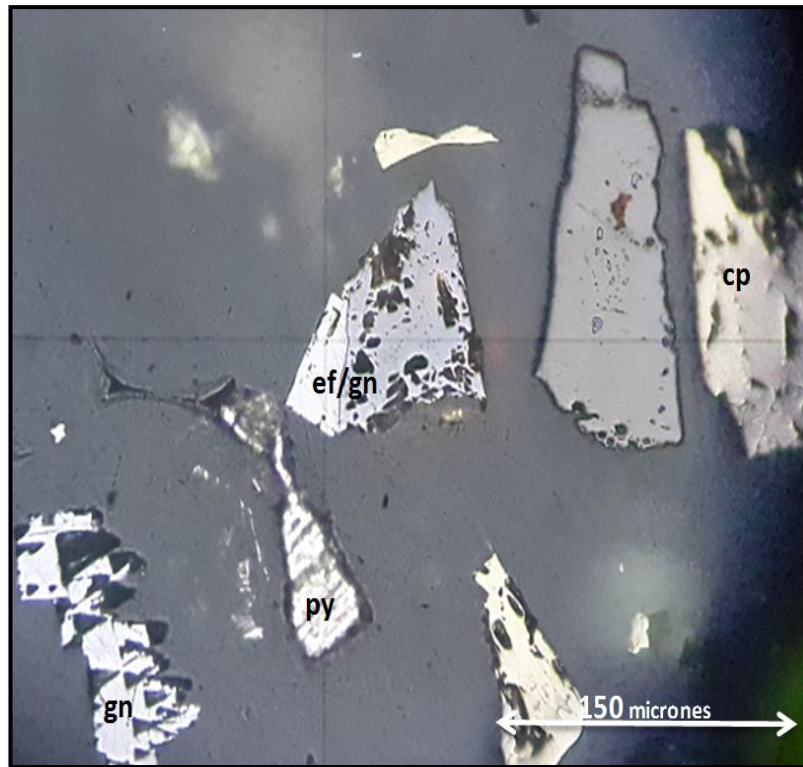


Figura N° 32: Presencia de partícula mixta de ef/gn

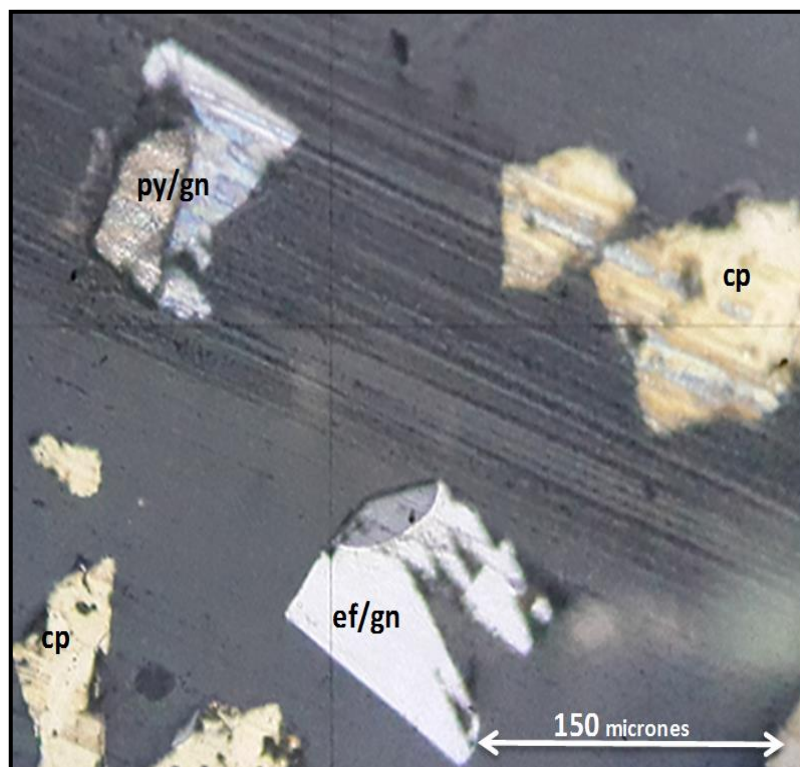


Figura N° 33: Presencia de partículas mixtas ef/gn, en cantidad considerable como muestra la significancia en la regresión.

3.4.3 PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Con el fin de demostrar que una remolienda sería la solución (hipótesis) al problema de separación se realizaron las siguientes pruebas.

a) PRUEBA N° 01

Condiciones de trabajo:

Tiempo Acondicionamiento : 5 minutos
 Complejo de Cianuro : 110 g/TM
 Colector Z-11 : 1g/Ton
 Tiempo de Flotación : 3 min

Tabla N° 25: Pruebas de flotación del alimento a separación Pb-Cu con y sin molienda previa.

CON MOLIENDA		3 min															
FLOTACIÓN	FLOTACIÓN	Leyes %, *Oz/TM					Contenido Metálico					Recuperación, %					FM
Productos	Productos	*Ag	%Cu	%Pb	%Zn	%Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	
1	Pb	56.52	11.08	39.86	2.95	11.44	8.85	1.73	6.24	0.46	1.79	35.51	7.48	67.88	8.65	8.06	9330
2	Cu	19.05	25.42	3.50	5.78	24.22	16.07	21.44	2.95	4.88	20.43	64.49	92.52	32.12	91.35	91.94	3458
Cabeza (Calc)	Cabeza Calculada	24.92	23.18	9.19	5.34	22.22	24.92	23.18	9.19	5.34	22.22	100	100	100	100	100	
SIN MOLIENDA		3 min															
FLOTACIÓN	FLOTACIÓN	Leyes %, *Oz/TM					Contenido Metálico					Recuperación, %					FM
Productos	Productos	*Ag	%Cu	%Pb	%Zn	%Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	
1	Pb	50.92	11.79	39.64	3.11	12.37	7.62	1.77	5.94	0.47	1.85	29.50	7.63	57.03	9.75	8.29	7795
2	Cu	21.43	25.13	5.26	5.07	24.11	18.22	21.37	4.47	4.31	20.50	70.50	92.37	42.97	90.25	91.71	3364
Cabeza (Calc)	Cabeza Calculada	25.85	23.13	10.41	4.78	22.35	25.85	23.13	10.41	4.78	22.35	100	100	100	100	100	

b) PRUEBA N° 02

Condiciones de trabajo:

Tiempo Acondicionamiento : 5 minutos
 Complejo de Cianuro : 110 g/TM
 Colector Z-11 : 1g/Ton
 Tiempo de Flotación : 3 min

Tabla N° 26: PM de Flotación de las Espumas - SK 240 con y sin Molienda Previa a t=3min.

FLOTACION		Leyes %, *Oz/TM					Contenido Metálico					Recuperación, %					FM
Productos	Productos	*Ag	%Cu	%Pb	%Zn	%Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	
1	Pb	45.32	15.04	35.01	1.38	15.36	8.73	2.90	6.75	0.27	2.96	38.03	11.61	68.97	16.08	12.18	8327
2	Cu	17.63	27.33	3.76	1.72	26.43	14.23	22.06	3.04	1.39	21.34	61.97	88.39	31.03	83.92	87.82	3501
Cabeza (Calc)	Cabeza Calculada	22.97	24.96	9.78	1.65	24.30	22.97	24.96	9.78	1.65	24.30	100	100	100	100	100	

FLOTACION		Leyes %, *Oz/TM					Contenido Metálico					Recuperación, %					FM
Productos	Productos	*Ag	%Cu	%Pb	%Zn	%Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	
1	Pb	51.01	16.3	34.79	1.16	16.01	9.68	3.09	6.60	0.22	3.04	40.22	12.32	62.31	14.36	12.63	7475
2	Cu	17.76	27.16	4.93	1.62	25.95	14.39	22.01	3.99	1.31	21.03	59.78	87.68	37.69	85.64	87.37	3451
Cabeza (Calc)	Cabeza Calculada	17.63	27.33	3.76	1.72	26.43	24.07	25.10	10.60	1.53	24.06	100	100	100	100	100	

c) PRUEBA N° 03

Condiciones de trabajo:

Tiempo Acondicionamiento : 5 minutos
 Complejo de Cianuro : 110 g/TM
 Colector Z-11 : 1g/Ton
 Tiempo de Flotación : 4 min

Tabla N° 27: PM de Flotación de las Espumas - SK 240 con y sin Molienda Previa a t=4min.

FLOTACION		Leyes %, *Oz/TM					Contenido Metálico					Recuperación, %					FM
Productos	Productos	*Ag	%Cu	%Pb	%Zn	%Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	
1	Pb	57.71	14.18	43.38	1.37	12.4	11.10	2.73	8.34	0.26	2.38	48.32	9.81	81.98	15.92	9.81	12263
2	Cu	15.38	31.04	2.27	1.41	27.7	12.42	25.07	1.83	1.14	22.37	54.09	90.19	18.02	68.84	92.09	4057
Cabeza (Calc)	Cabeza Calculada	23.52	27.80	10.18	1.40	24.76	23.52	27.80	10.18	1.40	24.76	102	100	100	85	102	

FLOTACION		Leyes %, *Oz/TM					Contenido Metálico					Recuperación, %					FM
Productos	Productos	*Ag	%Cu	%Pb	%Zn	%Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	
1	Pb	59.64	16.31	37.28	1.62	14.23	11.01	3.01	6.88	0.30	2.63	45.72	10.90	69.12	19.51	10.91	8885
2	Cu	14.45	30.16	3.77	1.55	26.78	11.78	24.59	3.07	1.26	21.84	48.95	89.10	30.88	82.47	90.75	3894
Cabeza (Calc)	Cabeza Calculada	17.63	27.33	3.76	1.72	26.43	22.79	27.60	9.95	1.56	24.46	95	100	100	102	102	

3.4.4 INTERPRETACIÓN DE PRUEBAS

Se realizó las pruebas bajo el estudio de malla valorada, regresión estadística y la microscopia, bajo un concepto geometalurgico logrando optimizar el proceso, así como mejorar la ley del concentrado, esto es corroborado con el factor metalúrgico.

Se pudo corroborar la influencia de la remolienda previa a la flotación así como el tiempo de residencia en la flotación influye en la recuperación de los concentrados de interés.

Se pudo corroborar que al aplicar una remolienda con un tiempo de flotación de 3 minutos se obtienen un 88.39% de Cu y sin remolienda la recuperación máxima es de 87.68%. Así como el concentrado de Pb es de 68.97% aplicando una remolienda, disminuye a 62.31% sin remolienda.

Posteriormente se realizaron pruebas con remolienda y aumentando el tiempo de residencia en flotación, logrando de esta manera una recuperación de 90.19% de Cu (sin remolienda se obtuvo un 89.10%); en el caso del Pb la recuperación aumenta con la remolienda hasta un 81.98% frente a 69.12 % sin remolienda.

El FM del concentrado de Cu con remolienda es de 4057 y sin remolienda es 3894; así como para el Pb con remolienda es de 12263 y sin remolienda es 8885, confirmando mejor calidad de concentrados.

Demostrando así nuestra hipótesis propuesta el cual refiere que es necesario la adición de una etapa de remolienda antes de la separación Plomo - Cobre lo que nos asegura una óptima separación, mayor recuperación y un concentrado de mejor calidad. Teniendo en cuenta que en planta se cuenta con disponibilidad de un molino Outotec con lo que se plantea el siguiente circuito:

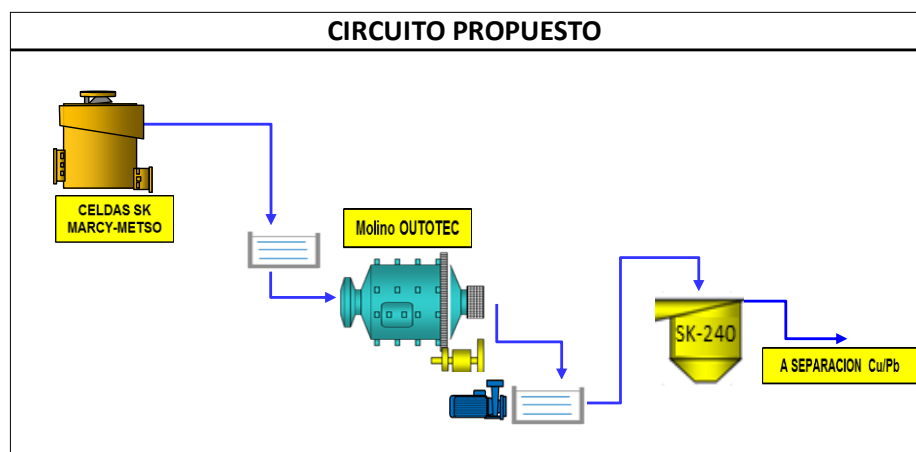


Figura N° 34: Circuito Propuesto con remolienda.

3.4.5 ANÁLISIS METALÚRGICO DE LOS ESTUDIOS

Se confirma que la carga gruesa que alimenta separación proviene de las celdas SK del molino Marcy y del Metso, estas alimentan a la SK 240 observándose cantidades considerables de partículas mixtas y plomo grueso en las mallas +50; +70 y +100, por lo tanto esta pulpa debería pasar por un proceso de remolienda antes de ingresar al circuito de separación Pb – Cu tal como se propone en el presente informe, basados principalmente a la disponibilidad del molino Outotec y sus bombas en la planta concentradora. Esto fue demostrado en pruebas de flotación con una remolienda antes de la separación y

complementándose con análisis estadísticos y microscópicos que sustentan la solución propuesta.

CAPITULO IV

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.1 DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Mediante la regresión lineal de los elementos de influencia de nuestra investigación aplicada al criterio mineralógico, el cual basado en el valor estadístico t-Student, nos indicó el nivel de significancia de la granulometría.

Observando los resultados de la investigación se confirmó la hipótesis, en el cual se propone la optimizar la separación Plomo – Cobre en planta concentradora U.M. Cerro Lindo, mediante la adición de una etapa de remolienda (disminución del tamaño de partícula) previa al circuito de separación Plomo – Cobre (Flotación).

Debido a que se lograron resultados eficientes aplicando una remolienda previa, con lo que se optimizó la separación Plomo – Cobre logrando así una buena calidad de concentrados y una mayor rentabilidad.

4.2 CONCLUSIONES

- La optimización del circuito flotación separación plomo-cobre se alcanzó con éxito buscando respuestas óptimas gracias a las pruebas metalúrgicas y la interrelación de la regresión lineal con la mineralogía con base en las variables definidas para cada respuesta, en nuestro caso la respuesta es la optimización del circuito y como reflejo se obtienen mejores recuperación grados y calidad de concentrados tanto de cobre y plomo.

La optimización se vuelve más efectiva cuando de manera combinada asocias la experiencia, la teoría y las disciplinas que involucran la geometalurgia.

- Al determinar cómo parámetros a la granulometría y los amarres se logrará optimizar el circuito de flotación separación Plomo -Cobre ya que la complejidad que tienen las especies minerales es amplia y llevar a cabo predicciones con estas nos permitirá adoptar un tratamiento metalúrgico.

El principal problema de desplazamiento de Pb al Cu es por la presencia de plomo grueso y amarres mineralógicos en las mallas +50,+70,+100 también observándose que el 40% de plomo del total que está en cc Cu está en dichas mallas y que también se advierte la presencia de los amarres Gn/Py y Gn/Cp . La pulpa de las SK de los molinos contiene mayor cantidad de gruesos que ingresan a la separación y se aprecia galena gruesa y una posible contaminación por excesiva flotación de Cp, Py, ef, y partículas mixtas.

- La evaluación de las asociaciones mineralógicas versus las mallas indican la notoria presencia de plomo grueso en las mallas +50,+70,+100 esto se deduce después del análisis de malla valorada y la presencia de los amarres que se

encuentran en las mallas +50,+70,+100 se aprecian después de realizar la microscopia de opacos pero ya con una idea previa de que amarres podría existir gracias a la regresión .

- El tratamiento más razonable es hacer una remolienda ya que mientras más ineficiente sea nuestra molienda primaria las espumas de las SK tendrán mayor cantidad de partículas gruesas principalmente en mallas +50,+70,+100, que complicaran la etapa de separación Pb/Cu entonces la molienda es una variable determinante para una buena separación y consecuentemente alta recuperación y calidad de concentrado.

4.3 RECOMENDACIONES

- Mientras menor sea la cabeza de plomo (0.29% Aprox) se recomienda mayor adición de depresor Cianuro de Sodio en la molienda para deprimir de manera eficiente el Cobre y Zinc.
- En caso de contaminación por Cianuro de Sodio (NaCN), adicionar Bisulfito de Sodio (NaHSO₃).
- Tener un control estricto en la flotación flash (flotación de Pb grueso) para evitar contaminación en los procesos posteriores por espumas bulk de Pb-Cu-Zn.
- Se recomienda habilitar el circuito en el molino Outotec para conseguir mejores resultados en la metalurgia antes del ingreso a .
- Se utilizarían las bombas de la descarga del molino Outotec, sacando de operación a las bombas 3096 A-B que actualmente bombean las espumas de las SK a la SK240.
- Controlar los parámetros en la molienda primaria ya que es vital para la etapa de separación.
- Se recomienda monitoreos continuos de las variables del circuito de molienda y separación.

4.4 REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- 1) Pérez Segura, E. (2003). Contribuciones de la minerografía a los procesos industriales de recuperación de minerales, Conferencia de ingreso a la Academia de Ingeniería (AI), México, D.F. 28 p.
- 2) Lamberg, P. (2011). Particles-the bridge between geology and metallurgy, Conference in Minerals Engineering, Alatalo, J. (ed), Lulea, 978-91-7439-220-3, p. 1-16.
- 3) Hallewell, M. (2009). Geometallurgy for mine data, Materials World, 17 (7), p. 48-50.
- 4) Dobby, G., Bennett, C., Bulled, D. and Kosick, G. (2004). Geometallurgical modeling – The new approach to plant design and production forecasting/planning, and Mine/Mill Optimization,
- 5) AGUILAR REVOREDO, J.F. “Preparación Mecánica de Minerales”. Lima: UNI.1985.
- 6) BALLESTER – VERDEJA – SANCHO – “Metalurgia Extractiva Fundamentos”. Madrid: Volumen I. Editorial Síntesis. 2000.
- 7) BRAY, John I. “Metalurgia Extractiva de Metales no Ferrosos”. Madrid: Ediciones Interciencia. 1978.
- 8) GAUDIN, AM. “Flotation”. New York: Editorial McGraw Hill. 1977.
- 9) CYANAMID Co. “Reactivos de Flotación”. Catálogos técnicos de reactivos de flotación.
- 10) BROWN, George Granger. “Operaciones básicas de Ingeniería Química”. Barcelona: Editorial Marín S.A. 1985.
- 11) Acosta H., L. E. GUIA PRÁCTICA PARA LA INVESTIGACIÓN Y REDACCIÓN DE INFORMES Editorial Piadós, Buenos Aires, 1998

4.5 ANEXOS

ANEXOS I: IDENTIFICACIÓN MICROSCÓPICA DE LOS MINERALES

MINERAL	COLOR CON LUZ		
	Directa	Trasmitida	Reflejada
Anglesita	Verde y Azul	Sin color	No
Antimonio	Blanco estaño	No	Blanco Plateado
Apatita	Verde o Amarilla	Sin color	No
Argentita	Gris	No	Gris
Arsenico	Gris Oscuro	No	
Arsenopirita	Blanco plateado	No	Blanco Galena
Atacamita	Verde Brillante	Verde Intenso	No
Azurita	Azul intenso	Azul claro	No
Berilio	Verdoso	Verde rosado	No
Bismuto	Blanco plateado	No	Rosado Cobre
Bismutina	Gris claro	No	Gris Claro
Blenda	Café Amarillo	Café Amarillo	Gris
Bornita	Purpura y Azul	No	Café Rosado
Brochantita	Verde Intenso	Verde	No
Brookita	Amarillo y negro	No	Amarillo o Negro
Calaverita	Amarillo	No	Amarillo claro
Calcosina	Gris plomo	No	Gris Azulado
Calcopirita	Bronce	No	Amarillo bronce
Casiterita	Café a negro	Amarillo Rojo	Gris
Cerusita	Blanco a Gris	Sin color	No
Chalcantita	Azul intenso	Azul	No
Cianita	Azul	Azul Palido	No
Cinabrio	Rojo o Café	Rojo	Gris Azulado
Cincita	Rojo Oscuro	Rojo	No
Circon	Verde y Rojo	Amarillo Claro	No
Cobatita	Blanco estaño	No	Gris Rosado
Columbita	Negro	Negro	No
Cobre	Rojo	No	Rojo
Covelina	Indigo Azul	No	Indigo Azul
Crisoberilio	Verdoso	Verde Claro	No
Crisocola	Verde Azulado	No	No
Cromita	Amarillo	No	No
Cuprita	Rojo	No	Gris Azulado
Enargita	Gris Negro	No	Gris
Esfalerita	Café Amarillo	Café Amarillo	Gris
Estibnita	Gris plomo	No	Gris
Flourita	Verde azulado	Purpura	No
Galena	Gris plomo	No	Blanco Galena

Germanita	Gris Rosado	No	Gris Rosado
Greenickita	Amarillo o Naranja	Sin color	Amarillo
Hematita	Rojo a Negro	Rojo a Negro	Gris
Hubnerita	Café oscura	Negro rojizo	Gris
Ilmenita	Negro Fierro	No	Café Gris
Irisdosmina	Blanco estaño	No	Blanco Estaño
Magnesita	Blanco y gris	Sin color	No
Magnetita	Blanco y gris	No	Blanco a Gris
Malaquita	Verde	Verde Claro	No
Marcasita	Bronce Pálido	No	Bronce Palido
Milerita	Bronce Pálido	No	Amarillo Bronce
Molibdenita	Gris plomo	No	Gris Perla
Molibdita	Amarillo claro	Amarillo Claro	No
Monacita	Rojo Café	Sin color	No
Muscovita	Verde a Café	Verde Claro	No
Nicolita	Rojo cobre palido	No	Rosado
Opalo	Gris claro a café	Gris claro	No
Oro	Amarillo bronce	No	Bronce
Oropimente	Amarillo limon	Amarillo Limon	Amarillo Palido
Pentlandita	Amarilla Bronce	No	Amarilla Bronce
Petzita	Blanco Crema	No	Blanco Galena
Pirargirita	Rojo Oscuro a negro	No	Gris Azulado
Pirita	Amarillo palido	No	Amarillo Palido
Pirclusita	Negro	No	Blanco grisaceo
Pirrotita	Amarillo Bronce	No	Café Rojizo
Pirustita	Rojo Rubi	Naranja Claro	Gris Azulado
Querargirita	Gris perla	Gris claro	Gris Oscuro
Regalgar	Rojo a Naranja	Rojo a Naranja	Rojo a gris Oscuro
Rodocrosita	Rosado	Rosado	No
Rutilo	Amarillo a claro	Amarillo a claro	Gris
Scheelita	Amarillo a rojo	Amarillo a rojo	Gris
Smithsonita	Amarillo Sucio	Sin color	No
Tenantita	Gris a Negro	Rojo Cereza	Gris
Tetraedrita	Gris a Negro	Rojo Brillante	Gris
Turquesa	Azul a verde	Verde azulado	No
Vanadinita	Rojo Rubi	Rojo claro	No
Vanoxita	Negro	Gris oscuro	No
Wilemita	Amarillo Verde y Café	Verde a rojo	No
Wolframira	Negro	No	Gris
Wulfenita	Amarillo Rojo	Naranja	No
Wurizita	Café Claro	Café Claro	Gris Oscuro

*Fuente propia

ANEXO 2 SÍMBOLOS MINERALÓGICOS UTILIZADOS EN MICROSCOPIA

Mineral	Abreviatura	Mineral	Abreviatura
Arsenopirita	(apy)	Ilmenita	(ilm)
Bismutinita	(bismt)	Lepidocrosita	(lepid)
Bismuto	(bismt)	Linneita	(ln)
Bornita	(bn)	Loellingita	(lò)
Boulangerita	(boul)	Magnetita	(mt)
Bourmonita	(bourn)	Marcasita	(mc)
Bravoita	(bv)	Molibdenita	(mo)
Calcosita	(cc)	Niquelina	(nq)
Calcopirita	(cp)	Oro/electrum	(Au)
Casiterita	(csst)	Pearceita-Polibasita	(pea-pol)
Cinabrio	(cnb)	Petlandita	(Pnt)
Cobaltita	(cobt)	Pirita	(py)
Cobre	(Cu)	pirolusita	(pirol)
Covellita	(cv)	Pirrotina	(po)
Cromita	(crm)	Plata	(Ag)
Cuarzo	(Q)	Platino	(Pt)
Cubanita	(cubnt)	Proustita Pirargirita	(prou-pir)
Cuprita	(cup)	Psilomelana	(psil)
Digenita	(dig)	Ramelsbergita	(rmm)
Djurleita	(djur)	Rutilo	(rut)
Enargita	(enarg)	Saflorita	(sflor)
Esfalerita	(sf)	Scheelita	(schel)
Eskuterudita	(skut)	Siegenita	(Sieg)
Estannita	(stnn)	Sperrilita	(sperr)
Estibina	(stbn)	Tetrahed-tennant	(thd-tnn)
Galena	(gn)	Ulvoespinela	(ulvô)
Gersdorffita	(grsf)	Uraninita	(uran)
Goethita	(ght)	Violarita	(viol)
Grafito	(C)	Wolframita	(wolf)
Hematites	(hm)	Wurtzita	(wtz)

*Fuente propia

ANEXO 3 FOTOGRAFÍAS

Muestreo



Filtrado de Espumas SK 240



Secado



Tamizado Análisis Granulométrico (Malla valorada)



Circuito Flotación

