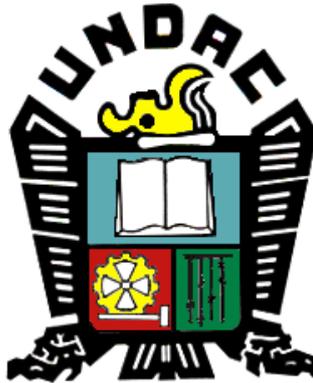


UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE
INGENIERÍA METALÚRGICA**



**“EVALUACIÓN METALÚRGICA AL BLENDING DE
MINERALES PARA LA RECUPERACIÓN DEL
COBRE, PLOMO Y ZINC EN LA UEA CHUNGAR,
VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S.A.A. - PASCO -
2018”**

TESIS

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

PRESENTADO POR:

Bach. CARHUAMACA TOLENTINO, NEWTON BECQUER

CERRO DE PASCO – PERU

2018

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



**“EVALUACIÓN METALÚRGICA AL BLENDING DE
MINERALES PARA LA RECUPERACIÓN DEL COBRE,
PLOMO Y ZINC EN LA UEA CHUNGAR, VOLCAN
COMPAÑÍA MINERA S.A.A. - PASCO - 2018”
TESIS**

Bach. CARHUAMACA TOLENTINO, NEWTON BECQUER

SUSTENTADO Y APROBADO ANTE LA COMISIÓN DE JURADOS:

**Mg. Marco Antonio Surichaqui Hidalgo
Presidente**

**Ing. Jonás Ananías Ramos Martínez
Miembro**

**Mg. Cayo Palacios Espíritu
Miembro**

**Ing. Hildebrando A. Cóndor García
Asesor**

RESUMEN

El presente trabajo de investigación se refiere a pruebas metalúrgicas de flotación realizadas en laboratorio al mineral denominado blending (Animón + Islay), teniendo como finalidad el de caracterizar y determinar su comportamiento metalúrgico por flotación, según el estándar de flotación de sulfuros.

El mineral en estudio contiene plata, los contenidos de plomo y zinc las leyes se encuentran en valores promedios, en el caso del cobre la ley es baja.

El Work Index comparativo con respecto al cuarzo obtenido para la muestra blending (Animón + Islay) es de 11,30 Kw-hr/TM, considerándose de baja dureza.

Analizando los resultados del mineral blending (Animón + Islay), se observa que los desplazamientos de valores de Zn y Ag al relave son altos es por la presencia del alto contenido de **Manganeso** en la cabeza afectando las recuperaciones propiciando la dilución de los valores de interés que nos está indicando la regresión estadística, como también la presencia de inclusiones de esfalerita en gangas; y la microscopia óptica confirma la presencia de esta especie, los cuales perjudica la

recuperación de Ag y Zn en sus respectivas etapas de flotación y el desplazamiento de estos valores al relave.

Para el caso de la metalurgia del Pb se observa una regular calidad (45,89 %), con una recuperación de 88,22 % en la primera etapa de flotación bulk.

En el caso de las pruebas de flotación de Zn presenta una baja performance para el mineral blending (Animón + Islay), obteniendo un grado de 25,72 % con una recuperación de 57,73 %.

Por lo expuesto se observa que el mineral blending (Animón + Islay), no responde a un proceso de flotación de sulfuros, observándose que la recuperación de Ag y Zn se ve afectado por la presencia de un pH ácido (6,35) y alto contenido de manganeso, como también la presencia de inclusiones de esfalerita en gangas.

DEDICATORIA

**A MIS PADRES QUE CON SU NOBLEZA Y SU
SABIDURÍA INFLUYERON EN MI MADUREZ PARA
LOGRAR TODOS LOS OBJETIVOS EN LA VIDA.**

**ESTA TESIS ES PARA MIS PADRES EN
AGRADECIMIENTO POR TODO SU AMOR Y
CONFIANZA.**

AGRADECIMIENTO

Mediante la presente expreso mis sinceros agradecimientos a:

- A Dios por darme salud y bienestar.

- A mis padres por darme lo mejor de mi vida que es la educación y profesión.

- A los docentes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería Metalúrgica por la orientación y apoyo recibido durante el desarrollo académico de mi persona. En especial al asesor de la presente investigación quien me brindo toda su confianza y sugerencias para que esto se haga realidad.

- Al personal Staff y a los trabajadores de Volcan Compañía Minera y a la Empresa Administradora Chungar S.A., por darme la oportunidad de realizar la presente investigación.

ÍNDICE

RESUMEN	ii
DEDICATORIA	iv
AGRADECIMIENTO	v
ÍNDICE	vi
INTRODUCCIÓN	x
CAPÍTULO I	
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	
1.1. DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA	1
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.2.1. Problema general	7
1.2.2. Problemas específicos	7
1.3. OBJETIVOS	
1.3.1. Objetivo general	8
1.3.2. Objetivos específicos	8
1.4. IMPORTANCIA Y LIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	
1.4.1. Importancia	8
1.4.2. Limitaciones	9
1.5. JUSTIFICACIÓN	9

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES	10
2.1.1. Unidades de producción	
2.2. UNIDAD CHUNGAR	11
2.2.1. Minas	14
2.2.2. Planta Concentradora	15
2.3. BASES TEÓRICAS	16
2.3.1. Tamizado	16
2.3.2. Mallas	17
2.3.3. Técnicas de tamizado	19
2.3.4. Técnicas microscópicas	23
2.3.5. Flotación de minerales sulfurados	27
2.3.6. Tipos de reactivos	29
2.3.7. Reactivos colectores	30
2.3.8. Beneficio de sulfuros de cobre por flotación	45
2.4. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	50
2.5. HIPÓTESIS	
2.5.1. Hipótesis General	52
2.5.2. Hipótesis específicos	52
2.6. VARIABLES	
2.6.1. Variable Dependiente	52
2.6.2. Variable Independiente	53
2.6.3. Variables Intervinientes	53

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS RECOLECCIÓN DE DATOS.

3.1. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN	54
3.2. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	55
3.3. TIPO DE INVESTIGACIÓN	55
3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA	56
3.4.1. Población	56
3.4.2. Muestra	57
3.5. RECOLECCIÓN DE LA INFORMACIÓN	57

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS DE RESULTADOS

4.1. IDENTIFICACIÓN DEL MINERAL	65
4.1.1. Ensayes químicos de la muestra	65
4.1.2. Moliendabilidad	67
4.1.3. Pruebas de moliendabilidad	69
4.2. WORK INDEX COMPARATIVO	71
4.2.1. Prueba de determinación del Work index comparativo	73
4.3. MICROSCOPIA CUALITATIVA CINÉTICA SELECTIVA	74
4.3.1. Microscopía del concentrado bulk	74
4.3.2. Microscopía del concentrado medio bulk	75
4.3.3. Microscopía del concentrado zinc	77
4.3.4. Microscopía de medios bulk	79

4.3.5. Microscopía del relave final	80
4.4. PRUEBAS DE FLOTACIÓN PARA BALANCE METALÚRGICO PROYECTADO	82
4.4.1. Condiciones de flotación – pruebas de flotación Batch	82
4.4.2. Balance metalúrgico proyectado	83
4.5. FLOTACIÓN DE SULFUROS	84
4.5.1. Condiciones de flotación	85
4.6. RESULTADOS METALÚRGICOS	85
4.7. REGRESIONES ENTRE ELEMENTOS QUÍMICOS	88

CONCLUSIONES**RECOMENDACIONES****BIBLIOGRAFÍA**

INTRODUCCIÓN

El crecimiento de la producción minera del Perú, ha permanecido limitado en el 2018 y permanecerá en el 2019 debido al proceso de agotamiento de ciertas minas y a una secuencia desfavorable en el plan de minado (migrando hacia zonas de menor grado del mineral) de algunas de las minas más grandes del país.

“Mantenemos nuestras proyecciones de un ligero incremento de 0,5% para el Producto Bruto Interno (PBI) minero en el 2018 y 3,4% en el 2019”, señaló la analista senior del Departamento de Estudios Económico, del **Scotiabank**, Erika Manchego.

Cuatro nuevos proyectos están añadiendo o añadirán a la producción minera del 2018/2019: los proyectos de oro Tambomayo (Buenaventura) y Expansión de Shahuindo (Tahoe), el proyecto cuprífero Expansión de Toquepala (Southern Perú) y el proyecto de hierro Expansión de Marcona (Shougang).

Durante el primer semestre del 2018 la **producción minera** ha caído 0,3% presionada, principalmente, por la menor producción de oro (- 4,9%) y cobre (-0,2%).

Producción de cobre

La producción de cobre se mantuvo estable en el primer semestre del 2018 después de haber aumentado a un promedio de 25% anual en los tres últimos años.

La producción de cobre actual está limitada por la falta de nuevos proyectos (los proyectos cupríferos más grandes iniciaron operaciones entre el 2011 y 2016) y por una secuencia desfavorable en el plan de minado de grandes productoras.

Además, la producción de cobre fue impactada negativamente por un cierre previsto por mantenimiento en la mina Las Bambas (MMG Ltd.), indicó en el Reporte Semanal del banco.

La producción del 2018 sería menor en Cerro Verde, Las Bambas y Hudbay debido a que estarán minando en zonas de baja ley del mineral.

“Estimamos que la Expansión de Toquepala empiece a operar en los próximos meses, impactando positivamente en la producción de cobre del 2019. Proyectamos que la producción de cobre se mantendría estable en el 2018 y se incrementaría alrededor de 4% en el 2019”.

Producción de zinc y plata

Durante el primer semestre del 2018 la producción de zinc se incrementó en 4,9%, mientras que la de plata cayó 5,4%. La producción de zinc se incrementó debido a la mayor producción de Antamina, que ha estado operando en zonas de alta ley de zinc.

El incremento en la producción de Antamina ha logrado contrarrestar la menor producción en Cerro Lindo (Milpo) (afectada por menor grado del mineral tratado, aunque la empresa estima que durante el segundo semestre obtendrán leyes más altas) y de Chungar (Volcan) que tuvo que paralizar sus operaciones debido a mejoras en el sistema de seguridad de la mina.

La producción de plata estuvo afectada por menores leyes en Uchucchacua (Buenaventura), Antamina y Milpo.

Inversión minera

Desde el 2017, las empresas mineras han empezado a invertir más en exploración y en la construcción de nuevos proyectos. La inversión minera alcanzó US\$ 3 928 millones en el 2017 (+18%) y asciende a US\$ 1 955 millones al primer semestre del 2018.

Para expresar la intención de la investigación manifiesto lo siguiente:

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

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO, donde se ha considerado los antecedentes de la investigación, el marco contextual de la planta concentradora, la caracterización de los minerales.

CAPÍTULO III: METODOLOGÍA Y RECOLECCIÓN DE DATOS, se da a conocer la metodología que se aplica para la realización de la investigación y poder demostrar la investigación que si es factible realizar, así mismo captar la información necesaria para realizar las pruebas metalúrgicas mediante la caracterización del blending (Animón + Islay).

CAPÍTULO IV: ANÁLISIS DE RESULTADOS, en este capítulo se ha considerado la caracterización del blending (Animón + Islay), los minerales de Chungar.

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

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA:

1.1. DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

En los años del 2010 al 2013 el mercado internacional daba mayor interés a la compra de los concentrados de plomo, zinc, cobre y plata, haciendo que éstos productos incrementen su valor y el país ve reflejado en un sostenimiento económico aceptable y creíble, cada vez con mayores incrementos en la caja fiscal. Pero a partir del 2014 se vio afectado con la disminución de los precios de dichos concentrados, en el cual las empresas mineras se ven obligadas a realizar investigaciones para incrementar el tonelaje de sus concentrados.

Volcan Compañía Minera S.A.A. en su Unidad Económica Administrativa Chungar, se dedica a la exploración, explotación y

beneficio de minerales por cuenta propia, correspondiéndole la extracción, concentración y tratamiento. La comercialización de todos los productos y concentrados es hecha por **Volcan**.

La duración de la empresa es de carácter indefinido, limitado a la disposición de reservas de mineral, lo cual a su vez puede variar en función de las inversiones que la compañía efectúe en exploraciones y a los resultados de éstas.

Generalmente en las empresas mineras, el tratamiento del mineral se hace una rutina diaria controlando a cada instante el funcionamiento normal de los equipos y maquinarias para no verse perjudicado y/o pérdida de tiempo en la guardia al tratar de reparar o reemplazar a uno de ellos que presenta fallas.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

La implementación de programas de aseguramiento y control de la calidad, el empleo de herramientas geoestadísticas para la generación de los modelos de bloques de recursos, y una adecuada interpretación geológica, permiten realizar una estimación precisa de las estructuras, así como de su categoría. El proceso actual permite generar modelos de reservas más robustos, otorgando mayor soporte a los planes de minado.

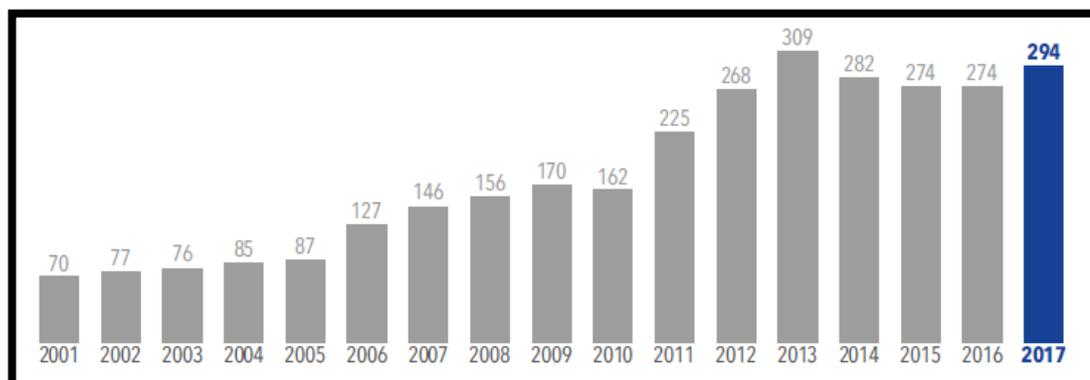
Las reservas de la compañía al 31 de diciembre de 2017 disminuyeron su tonelaje en 22,9% con respecto al año anterior, mientras que las leyes de Zn y Ag aumentaron en 4,3% y 7,9% respecto al año anterior respectivamente. La disminución del tonelaje se debió básicamente a los cambios ocurridos en la unidad de Yauli y Cerro de Pasco.

En la unidad de Yauli, las reservas disminuyeron en 14,7% con respecto al año anterior, manteniéndose las leyes a niveles similares. Los ajustes en el tonelaje se debieron a la incorporación de nueva información de zonas antiguas, la definición de algunas zonas intangibles y el empleo de una mayor ley de corte.

El plan de exploración que viene desarrollándose en esta unidad busca definir estructuras de mayor volumen en la zona de calizas, y comprobar la extensión de la mineralización de las estructuras de manera lateral para un minado más eficiente y a menores costos.

Los recursos minerales emplean una ley de corte próxima a los costos variables, tal que se asegure un interés económico mínimo en el material mineralizado previo a su incorporación como recurso mineral.

Figura N° 1.1: Evolución histórica de recursos minerales medidos, indicados e inferidos Volcan y subsidiarias (millones de toneladas)



Fuente: departamento de Geología

Los recursos medidos e indicados están conformados por el material mineralizado que no pasó a formar parte de las reservas, por encontrarse pendiente su evaluación económica (generalmente en el caso de proyectos), o por estar debajo de la ley de corte de reservas, pero mantener un potencial económico que, ante una eventual mejora en los precios o tecnología podrían resultar económicos.

Los recursos inferidos agrupan el material mineralizado con interés económico, pero cuyo nivel de certeza geológico aún no es suficiente para ser evaluado y poder clasificarlo como reserva.

Los recursos medidos e indicados de la compañía al 31 de diciembre son de 185,3 millones de toneladas, aumentando los niveles de

tonelaje y manteniendo las leyes similares a los registrados el año 2016.

Tabla N° 1.1: Recursos minerales medidos e indicados por tipo de explotación

Descripción	Miles De TM	% Zn	% Pb	% Cu	Ag oz/TM
Mina subterránea	38 061	3,63	1,13	0,07	1,60
Yauli San Cristobal	4 074	3,86	0,56	0,20	2,64
Carahuacra	1 270	4,34	0,43	0,08	1,58
Andaychagua	2 651	3,37	0,52	0,08	2,85
Ticlio	1 798	3,05	0,74	0,16	1,18
Cerro Paragsha	19 242	3,40	1,08	0,03	1,03
Chungar Animón	1 252	5,26	1,40	0,13	1,94
Islay	928	0,83	0,39	0,02	3,22
Shalca	201	8,68	2,25	0,07	3,49
Alpamarca Alpamarca	6 074	4,42	2,12	0,08	1,37
Vinchos Vichos	569	2,10	2,39	0,16	7,43
Tajos abierto	134 459	1,57	0,63	0,21	1,62
Yauli Carahuacra N&	2 320	2,25	0,56	0,01	1,19
Zoraida	3 660	0,87	1,22	0,00	1,61
Oyama	910	0,00	0,00	0,69	0,65
Cerro Raúl Rojas	53 779	3,05	1,12	0,00	1,20
Oxidos in situ	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Piritas (sulfuros)	29 539	1,24	0,59	0,25	4,49
Alpamarca Alpamarca	1 890	0,89	0,65	0,05	1,72
Rodoni Rodoni	42 360	0,00	0,00	0,49	0,19
Stockpiles	12 820	0,35	0,08	0,17	3,74
Cerro Marginales Pb-Zn	2 196	2,04	0,47	0,01	0,51
SP óxidos	259	0,00	0,00	0,12	3,43
SP sulfuros	10 364	0,00	0,00	0,20	4,43
Recursos medidos e Indicadores totales	185 340	1,91	0,70	0,18	1,76

Fuente: Elaboración propia

Los recursos inferidos a diciembre de 2017 están en el orden de 108,4 millones de toneladas y se mantienen a niveles similares que los registrados el año anterior.

Los recursos inferidos son un indicador importante respecto de la capacidad de crecer y asegurar la sostenibilidad futura de las

operaciones. Una parte significativa de los recursos mencionados se convertirán en reservas en el corto y mediano plazo.

Tabla N° 1.2: Recursos inferidos por tipo de explotación

Descripción	Miles De TM	% Zn	% Pb	% Cu	Ag oz/TM
Mina subterránea	55 214	5,70	1,47	0,17	3,02
Yauli San Cristobal	14 505	6,33	1,05	0,26	4,59
Carahuacra	3 122	6,78	0,85	0,09	2,96
Andaychagua	3 042	3,86	0,77	0,07	2,99
Ticlio	5 348	5,00	1,03	0,29	1,52
Cerro Paragsha	1 872	5,16	1,36	0,05	1,05
Chungar Animón	10 629	7,87	2,52	0,21	2,76
Islay	2 928	1,35	0,69	0,04	5,39
Shalca	54	5,36	1,13	0,03	1,65
Alpamarca Alpamarca	6 343	2,76	1,71	0,05	0,70
Río Pallanga	234	1,77	1,15	0,29	8,63
Tirol	464	0,34	0,25	0,13	6,35
Vinchos Vinchos	173	4,50	4,00	0,11	8,40
Proyecto Palma Palma	5 590	7,43	1,50	0,00	1,42
Proyecto San Sebastian	910	6,06	3,85	0,48	8,69
Tajos abiertos	46 566	0,61	0,31	0,32	1,62
Yauli Carahuacra	1 225	1,96	0,51	0,02	1,18
Zoraida	1,970	1,16	1,45	0,00	1,83
Oyama	3 780	0,00	0,00	0,73	0,68
Cerro Raúl Rojas	4 890	2,35	0,92	0,00	0,94
Óxidos in situ	667	0,00	0,00	0,00	4,50
Piritas	11 362	1,01	0,55	0,13	4,93
Alpamarca Alpamarca	677	0,89	0,67	0,06	1,82
Rondoni Rondoni	21 995	0,00	0,00	0,48	0,13
Stockpiles	6 681	0,00	0,00	0,21	4,02
Cerro SP óxidos	32	0,00	0,00	0,13	4,36
SP Sulfuros	6 649	0,00	0,00	0,21	14,02
Recursos inferidos totales	108 462	3,16	0,88	0,24	2,48

Fuente: Elaboración propia

Los recursos inferidos en las minas polimetálicas representan el 56 % del total, las piritas y óxidos el 17 %, y los proyectos un 26 %, de los 108,4 millones de toneladas. Siendo un mineral polimetálica que está ubicado en la parte interna de la corteza terrestre, es

sumamente necesario hacer la inferencia a los minerales para poder tratar en la planta concentradora.

Tabla N° 1.3: Distribución de los recursos inferidos

RECURSOS INFERIDOS		TMS	%	%
Minas Polimetálicas	Yauli	32 993	30,4	56
	Chungar	13 611	12,5	
	Alpamarca	7 719	7,1	
	Vinchos	173	0,2	
	Cerro UG	1 872	1,7	
	Cerro OP	4 890	4,5	
Piritas	Cerro Py	18 011	16,6	17
Oxidos	Cerro Ox	699	0,6	
Proyectos	Rondoní	21 995	20,3	26
	Palma	5 590	5,2	
	San Sebastian	910	0,8	
TOTALES		108 462	100	100

Fuente: Elaboración propia

1.2.1. PROBLEMA GENERAL

¿Cómo realizar la evaluación metalúrgica al blending de minerales para la recuperación de cobre, plomo y zinc en la UEA Chungar, Volcán Cía. Minera S.A.A.?

1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

1. ¿Cuál es la granulometría del mineral de cobre, plomo y zinc en la descarga del molino para la recuperación del cobre, plomo y zinc en la UEA Chungar?
2. ¿Cómo hacer la caracterización al blending de minerales

para la recuperación del cobre, plomo y zinc en la planta concentradora de la U.E.A. Chungar?

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. OBJETIVO GENERAL

Evaluar metalúrgicamente al blending de minerales para recuperar cobre, plomo y zinc en la Unidad Económica Administradora de Chungar de Volcan Cía. Minera.

1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

1. Determinar la granulometría del mineral de cobre, plomo y zinc en la descarga del molino para la recuperar el cobre, plomo y zinc en la UEA Chungar de Volcan Cía Minera S.A.A.
2. Caracterizar al blending de minerales para recuperar el cobre, plomo y zinc en la planta concentradora de la U.E.A. Chungar de Volcan Cía Minera S.A.A.

1.4. IMPORTANCIA Y LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. IMPORTANCIA

El presente estudio de investigación nos conllevará a evaluar metalúrgicamente a los minerales que existen en diversas zonas y plantear su recuperación del cobre, plomo y zinc en la planta concentradora de la U.E.A. Chungar, y que la empresa

sea favorecida económicamente en beneficio de sus trabajadores.

1.4.2. LIMITACIONES

La investigación a realizarse tendrá como limitaciones la evaluación metalúrgica a la identificación de los minerales mediante su caracterización y obtener la recuperación del cobre, plomo y zinc teniendo en cuenta que la bibliografía es escasa en el mundo de la minería, así como también se llevará a cabo en un lapso de 6 meses de estudio.

1.5. JUSTIFICACIÓN

La presente investigación está enmarcada en la evaluación metalúrgica de los minerales de la zona sur Nivel 180 y del mineral San Francisco para la recuperación del cobre, plomo y zinc. Es una investigación de índole tecnológico y preservando el medio ambiente.

En su factibilidad económica podremos decir que sí es posible llevar a cabo esta evaluación toda vez que se mantiene el precio del cobre, plomo y zinc y de los demás metales en el mundo.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

En el presente estudio de investigación se desarrollara con el uso adecuado del laboratorio metalúrgico de la planta concentradora de la U.E.A. Chungar subsidiaria de Volcan Cía. Minera.

2.1. ANTECEDENTES

La implementación de programas de aseguramiento y control de la calidad, el empleo de herramientas geoestadísticas para la generación de los modelos de bloques de recursos, y una adecuada interpretación geológica, permiten realizar una estimación precisa de las estructuras, así como de su categoría. El proceso actual permite

generar modelos de reservas más robustos, otorgando mayor soporte a los planes de minado. Las reservas de la compañía al 31 de diciembre de 2017 disminuyeron su tonelaje en 22.9% con respecto al año anterior, mientras que las leyes de Zn y Ag aumentaron en 4.3% y 7.9% respecto al año anterior respectivamente. La disminución del tonelaje se debió básicamente a los cambios ocurridos en la unidad de Yauli y Cerro de Pasco.

En la unidad de Yauli, las reservas disminuyeron en 14.7% con respecto al año anterior, manteniéndose las leyes a niveles similares. Los ajustes en el tonelaje se debieron a la incorporación de nueva información de zonas antiguas, la definición de algunas zonas intangibles y el empleo de una mayor ley de corte. El plan de exploración que viene desarrollándose en esta unidad busca definir estructuras de mayor volumen en la zona de calizas, y comprobar la extensión de la mineralización de las estructuras de manera lateral para un minado más eficiente y a menores costos.

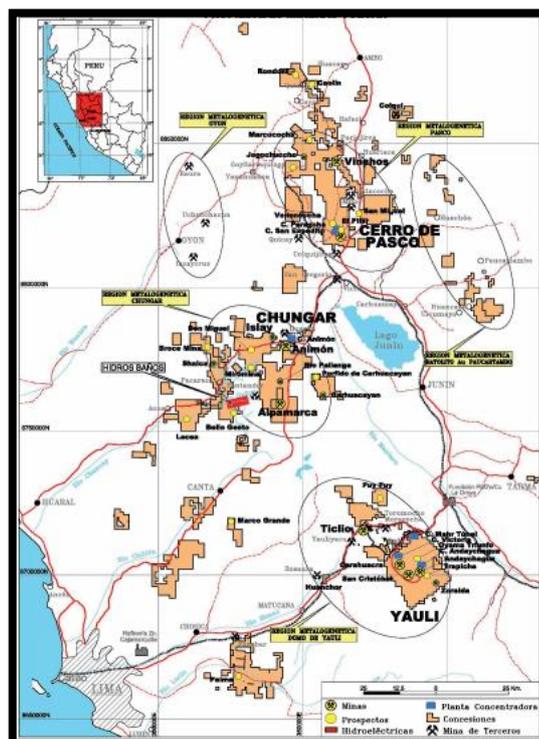
2.2. UNIDAD CHUNGAR

La unidad operativa Chungar se encuentra ubicada en el departamento de Pasco, a 219 kilómetros al este de Lima. Está conformada por dos minas subterráneas: Animón e Islay, y una planta concentradora denominada Animón. En el 2017, la producción

de finos de zinc ascendió a 87,8 mil toneladas y la de plata fue de 3,6 millones de onzas, esto significó una reducción de 9% y 12% respectivamente en relación al 2016. Esta disminución se debió a la menor ley de zinc en la mina Animón y al menor tonelaje tratado en la mina Islay con mayor contenido de plata.

En tanto, la producción de plomo fue de 22,5 mil toneladas, lo que significó un incremento de 13% respecto al año 2016. Este aumento se explica por la mayor ley de cabeza del plomo. Adicionalmente, se produjeron 1,9 mil toneladas de cobre que representa un incremento de 34% respecto al año 2016.

Figura N° 2.1: Ubicación de la U.E.A. Chungar

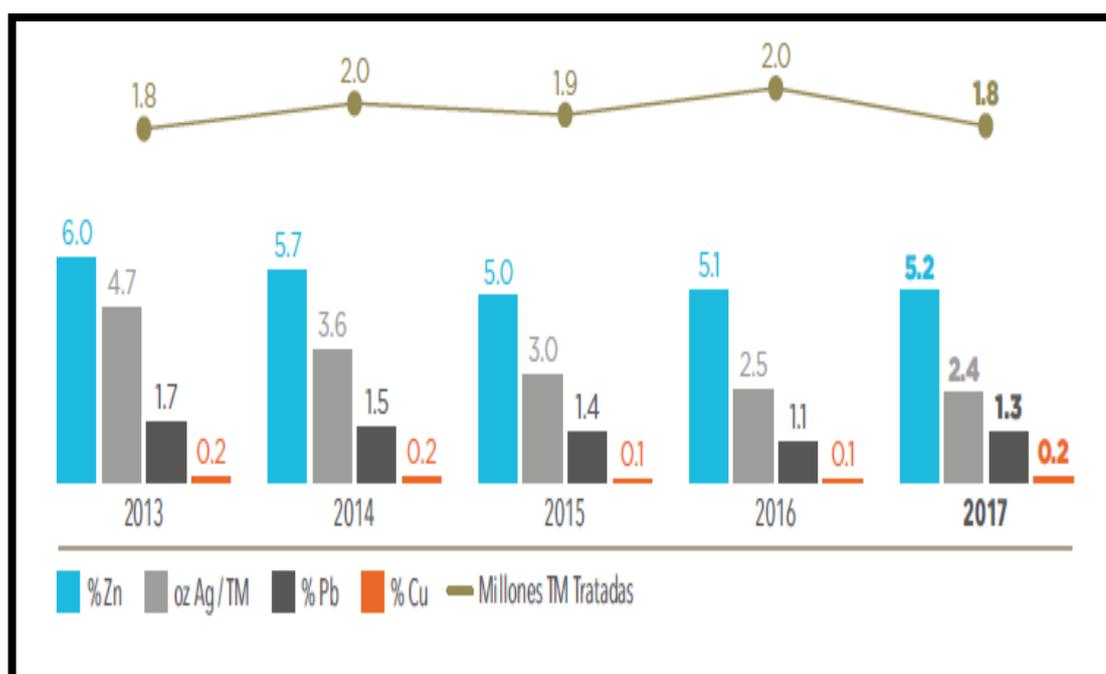


Fuente: Google Map

Durante el 2017, el mineral tratado proveniente de la unidad Chungar fue procesado en un 99,94% en la planta En el 2017, la producción de finos de zinc ascendió a 87,8 mil toneladas y la de plata fue de 3,6 millones de onzas, esto significó una reducción de 9% y 12% respectivamente en relación al 2016. Esta disminución se debió a la menor ley de zinc en la mina Animón y al menor tonelaje tratado en la mina Islay con mayor contenido de plata.

Animón y en un 0,06% en la planta San Expedito de la unidad Cerro de Pasco. Esta última fue alquilada solamente por el mes de enero para procesar un depósito grande de mineral de baja ley de la mina Islay.

Figura N° 2.2: Evolución de tonelaje tratado y leyes promedio



Fuente: Memoria anual de Volcan Cía. Minera

2.2.1. MINAS

La unidad de Chungar tiene dos minas subterráneas: la mina Animón, con una capacidad de producción de 4 100 TPD y la mina Islay, con una capacidad de producción de 1 500 TPD. Los tonelajes producidos por estas dos minas son tratados en la planta Animón, en tanto que el excedente de producción de Islay se envía a la planta San Expedito de la unidad de Cerro de Pasco.

- **Mina Animón.-** La mina Animón consolidó su producción en 4 100 TPD, lográndose una mejor performance gracias a la actividad en zonas de producción de mineral más centralizadas. Durante el 2017, se avanzó con la puesta en marcha del sistema de bombeo de dos etapas y se puso en marcha los raise borer de veta Principal y veta Gisela. Además, se culminó con la infraestructura del taller principal en el nivel 175.
- **Mina Islay.-** Durante el 2017, la producción de la mina Islay se vio afectada por la paralización de 65 días, durante el periodo agosto-octubre. Esto se debió a conflictos con la comunidad por la autorización del desarrollo del raise borer en la veta Sur.

Finalmente, se lograron realizar obras de infraestructura para optimizar el sistema de ventilación en el interior de la mina,

ejecutando el raise borer de la veta Sur, del Manto Anita y de la veta Islay Piso. Además, se optimizó el sistema de bombeo con la instalación de tuberías con capacidad de 210 litros por segundo, la instalación de la tercera línea de bombeo de Islay hacia Animón y la estandarización de la infraestructura para las bombas sumergibles.

2.2.2. PLANTA CONCENTRADORA

- **Planta Animón.-** En el 2017, la planta Animón disminuyó su tonelaje tratado en 9% respecto al año anterior, debido principalmente a una paralización de 65 días de la mina Islay.

Durante el año, la planta concentradora Animón mantuvo una importante eficiencia metalúrgica, logrando una recuperación de: 92.5% Zinc. 91% Plomo. 65.1% Cobre. 81.3% Plata.

Tabla N° 2.2: Producción de concentrados

Tratamiento Planta Animón (000 TM)	2016	2017
Tonelaje tratado	2 016	1 838
Concentrado de Zinc	179	160
Concentrado Bulk	40	47

Fuente: Memoria anual de Volcan Cía. minera

En el 2017, la producción ascendió a 11,7 mil toneladas de zinc y 7,2 mil toneladas de plomo; esto significó un incremento de 20% y 4% respectivamente en relación al 2016, el cual se debió al mayor tonelaje tratado y a la mayor ley de zinc tratada.

En tanto, la producción de plata fue 1,8 millones de onzas finas, lo que significó una disminución de 7,6% respecto al año 2016, explicada por la menor ley de cabeza.

2.3. BASES TEÓRICAS

2.3.1. TAMIZADO

La muestra de partículas es tamizada en una torre de tamices con mallas de distinto diámetro que siguen una progresión geométrica y se encuentran estandarizados. Una vez que se establece la torre de tamices, se colocan en un equipo que agita el conjunto de tamices por el tiempo que se desee, o la técnica requiera. En general, si se carga más masa mayor tiempo de tamizado será requerido. El tamiz que tiene la apertura mayor se coloca arriba, y un recipiente ciego al fondo para contener todas las partículas pequeñas que pasan el tamiz de menor apertura. Una vez terminado el proceso de tamizado se pesa lo recolectado en cada tamiz, los datos luego

se representan de diversas maneras como se verá a continuación. Es importante recalcar que el análisis por tamizado da resultados en masa. El método de tamices es muy usado porque requiere baja inversión, los operadores no tienen que ser muy calificados, la técnica es simple.

Figura N° 2.3: Esquema de orden de tamices



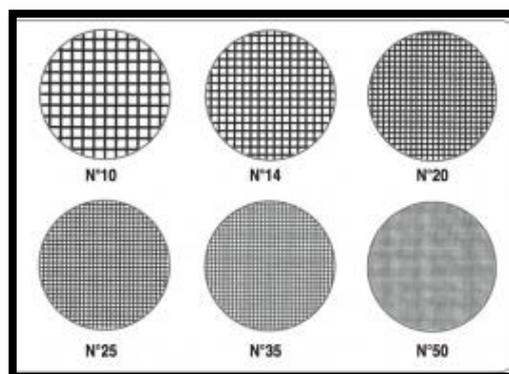
Fuente: Sistemas de partículas

2.3.2. MALLAS

Las mallas que poseen los tamices pueden ser especificadas por el número de aperturas por pulgada lineal (MESH) y el espesor del alambre; o también por el diámetro de apertura. En la Figura N° 2.4, se muestran mallas de diferente “MESH”, cuanto más grande es el “MESH” menor la apertura. El tamaño

de las partículas queda determinado por los diámetros de tamiz. Figura 2.4, Mallas de diferente “MESH”

Figura N° 2.4: Abertura de las mallas



Fuente: Sistema de partículas

Tamices estándares Existen muchos tamices estándares por ejemplo: ASTM (EEUU), BSI (Gran Bretaña), DIN (Alemania), AFNOR (Francia), JSA/JIS (Japón), ISO (Normas internacionales). En general las aperturas siguen una progresión 4-5-6-7-8 así sucesivamente.

Por lo tanto el cociente de dos diámetros de tamiz consecutivos debe dar una razón siempre constante¹.

El tamaño de las partículas que pasan una malla, pero quedan retenidas en la siguiente, se puede calcular como una media geométrica o la media aritmética entre las aperturas nominales

¹ José Manzanela Cabala, Procesamiento de minerales 2000

de ambas mallas, para caracterizar el tamaño de las partículas en el intervalo.

$$dp = (dp+di+1)/2$$

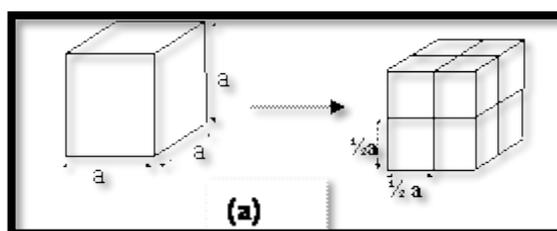
Dónde: dp : diámetro de partícula promedio dp : Abertura de la malla $di+1$: Abertura de la malla siguiente en la columna de tamices

2.3.3. TÉCNICAS DE TAMIZADO

El tamizado se puede definir como la técnica de clasificar partículas de una muestra en términos de su capacidad o incapacidad que presentan para pasar a través de un orificio de dimensiones regulares. La técnica consiste en colocar la muestra de polvo en la parte superior de un juego de tamices, uno debajo del otro con una secuencia de reducción sucesiva del tamaño del orificio de la malla. El juego de tamices junto con la muestra se agita y las partículas con las dimensiones adecuadas pasaran a través de las diferentes mallas, reteniéndose sobre aquellas las partículas que no presenten la capacidad de atravesarlas. Existen mallas con orificios hasta de 37 (m tejidas comúnmente con finos alambres de bronce. Es muy difundido el termino **mesh** para identificar la cantidad de orificios que existen en una pulgada lineal (25,4 mm).

La relación entre el tamaño del orificio y el diámetro del alambre empleado definen el número de orificios por pulgada (número de mesh) que se diferencian en cierta medida acorde a los diferentes estándares existentes: ASTM, USA, UE etc. La calibración del orificio de la malla se realiza usando un micrómetro óptico. Mallas de orificios uniformes hasta 2 (m se obtienen por técnicas de electrodeposición o perforaciones con rayos láser en láminas metálicas.

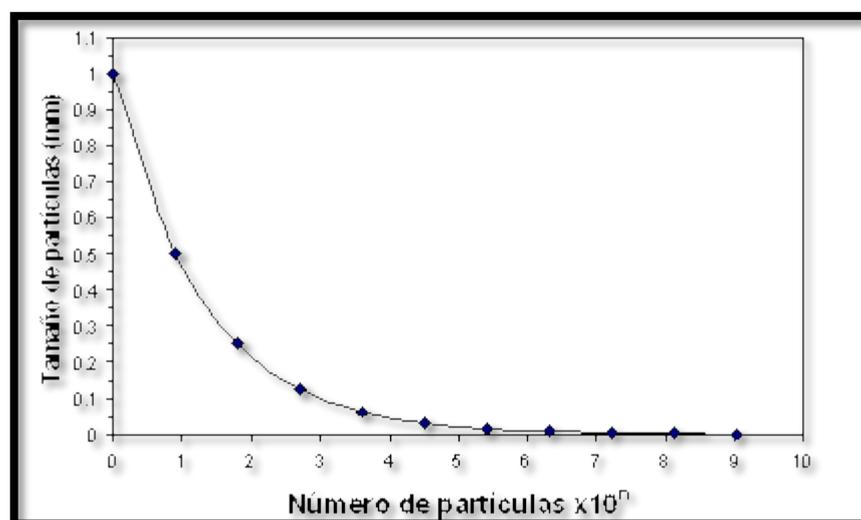
Figura N° 2.5. Incremento de partículas



(a) Ejemplo hipotético de incremento del número de partículas por seccionamiento de un cubo manteniendo la masa constante.

Fuente: José Manzaneda Cabala Procesamiento de minerales 2000

Figura N° 2.6: Curva del incremento de las partículas finas



(b) Desarrollo del incremento del número de partículas por trituración partiendo de una misma masa; n representa los números en la escala de las abscisas y el exponente que determina la cantidad de partículas.

Fuente: José Manzaneda Cabala. Procesamiento de minerales 2000

La tamización es la técnica más ampliamente usada para clasificar partículas hasta 44 μ m. En la elección de un juego de tamices, el tamaño del orificio de las mallas en **mm** puede seguir una secuencia según la progresión $2^{-\frac{n}{2}}$ o 2^{-n} donde $n = -2, -1, 0, 1, 2, 3$, etc. Tomemos por ejemplo la secuencia $2^{-\frac{n}{2}}$. Si el primer tamiz elegido tiene una malla de 1mm, entonces $n = 0$. En el próximo tamiz, la malla debe ser de 0,707 mm ($n = 1$) y para el tercer tamiz la malla será de 0,5 mm. ($n = 2$) y así sucesivamente hasta completar el número deseado de tamices.

El fenómeno de aglomeración se presenta en polvos cuyas partículas tienen tamaños por debajo de 44 μ m, lo que puede introducir errores en el análisis granulométrico. El análisis granulométrico por vía seca se puede extender hasta tamaños de partículas de 20 μ m en polvos extremadamente secos y mezclados con deshidratante (desecante) de conocido tamaño de partículas. Un método alterativo es la tamización por vía húmeda de muestras suspendidas en un líquido adecuado.

Para una misma cantidad de masa el número de partículas se incrementa en el mismo orden que (tamaño)⁻³. Por ejemplo

seccionamos una partícula cúbica de masa 1g en cubos de $\frac{1}{2}$ de la arista (a), entonces tendremos $(\frac{1}{2})^{-3} = 8$ partículas (figura 2.5 a). Pero si esa misma masa la trituramos hasta obtener cubos de arista de 15,63 μ m (0,01563 mm) entonces el número de partículas se incrementa a 261892 (figura 2.6 b).

Cuando la muestra a tamizar es muy voluminosa los orificios de la malla pueden ser bloqueados, resultando una baja eficiencia en el mecanismo de tamización. Existen modernos equipos de alta frecuencia de vibración mecánica con dispositivos de chorro de aire que logran una alta eficiencia de tamizado para muestras de partículas pequeñas. La combinación de equipos de baja vibración mecánica para muestras de partículas gruesas con los de alta vibración permite realizar un tamizado por vía seca con relativa exactitud y abarcar un amplio rango de tamaño de partículas si éstas presentan una forma regular o ligeramente anisométrica. Las partículas alargadas con características de forma no definida influyen en la precisión del análisis granulométrico que depende de la relación geométrica de la forma.

La tamización por vía húmeda con micromallas más finas que 37 μ m requiere de succión para pasar el líquido y las partículas a través de la malla. Para facilitar la tamización de partícula

finas por vía húmeda se puede colocar los tamices en un recipiente ultrasónico a soplado a un vibrador mecánico. La tamización por vía húmeda se emplea frecuentemente en las fracciones muy finas -44 o -37 (m en los análisis granulométricos de la fracción arcillosa de diferentes materiales.

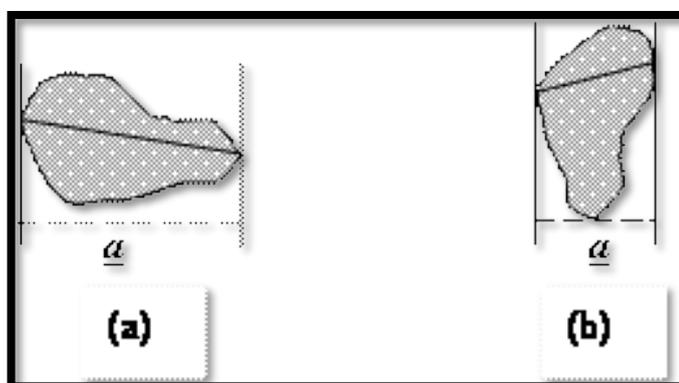
2.3.4. TÉCNICAS MICROSCÓPICAS

El análisis granulométrico por microscópica permite visualizar rápidamente el tamaño y forma nominal de las partículas en una muestra y obtener una micrografía representativa de la región analizada, obteniendo además por ampliación detalles de la forma y de la superficie de partículas atípicas. Usando microscópica óptica y electrónica se puede abarcar un extenso rango de tamaño de partículas. Es frecuente que empleando solamente la microscópica electrónica de barrido (MEB) se considera suficiente para analizar los rangos de tamaño de partículas de mayor interés. En MEB el análisis de polvos secos puede realizarse adicionando un adhesivo dentro del polvo. Para análisis de partículas extremadamente pequeñas se realiza por deposición de las partículas de una suspensión muy dispersa en el portamuestra y secándolas rápidamente o por secado y enfriamiento sucesivos para minimizar las aglomeraciones.

El análisis granulométrico cuantitativo de la imagen micrográfica requiere de una ampliación de la misma independiente de la técnica empleada. Para obtener valores de representabilidad estadística es necesario medir o contar no menos de 700 partículas. Resultará muy difícil distinguir y medir partículas muy pequeñas en una sola micrografía cuando estas están pobremente dispersas y también resulta difícil el análisis cuando las partículas grandes se distinguen de las pequeñas en más de un orden en la magnitud del tamaño.

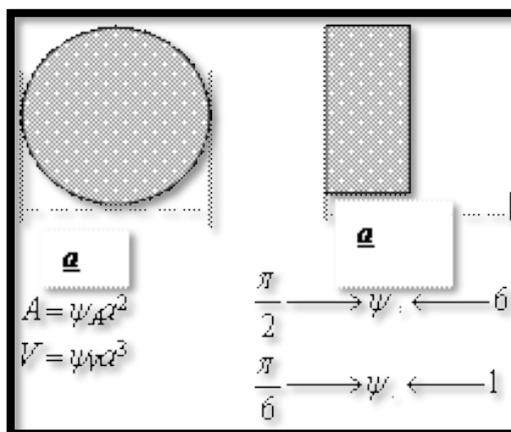
La forma de las partículas puede variar ampliamente de acuerdo al origen y/o tratamiento. Minerales o sustancias trituradas o agregados calcinados presentan generalmente superficies rugosas y angulares. Minerales o sustancias molidas presentan partículas redondeadas, pero los agregados pueden presentar superficies quebradas o rugosas.

Figura N° 2.7: Ubicación de la partícula en luz de la malla



a representa las cuerdas máxima **(a)** y mínima **(b)** perpendicular a dos tangentes como criterio de dimensión característica de una partícula.

Fuente: José Manzaneda Cabala. Procesamiento de minerales 2000
 Figura N° 2.8: Representación ilustrativa de los factores de forma de área ((A) y volumen ((V).



Fuente: José Manzaneda Cabala. Procesamiento de minerales 2000

Las partículas pueden presentar formas regulares, tales como cubos o esferas cuyas características son definidas en términos de aristas o diámetros. Para la mayoría de las partículas reales la definición de las características de la forma es menos definida. Las longitudes de la cuerda máxima y mínima de una partícula orientada en una dirección preferencial de referencia y trazadas perpendicularmente a dos tangentes en sus lados opuestos, son frecuentemente usadas como criterio de tamaño equivalente para las partículas de forma irregular, tal como lo representa el parámetro a (figura 2.8).

Otra característica representativa de las dimensiones de las partículas es la longitud de la cuerda que biseca el área de la partícula (figura 2.8a). Imágenes de microscopios óptico y

electrónico pueden ser representadas en una cuadrícula de una computadora acoplada a un analizador de imágenes que puede barrer rápida y automáticamente la imagen y determinar una dimensión característica de partículas para cada región de diferente densidad óptica.

La relación de forma de una partícula está definida por la división de la dimensión mayor entre la menor. Si una partícula presenta una relación mayor que 1, entonces es denominada anisométrica. La relación de forma de una partícula puede determinarse por la medición del eje mayor y el menor de una partícula orientada convenientemente en una fotomicrografía. La constante de proporcionalidad del tamaño de la partícula puede referirse tanto a su área (A) como a su volumen (V) y considerarse un factor numérico de forma. Por ejemplo el área (A) y el volumen (V) de una esfera están dados por $\frac{1}{2}\pi a^2$ y $\frac{1}{6}\pi a^3$ respectivamente, entonces los factores de forma (para una partícula esférica pueden ser tanto $\frac{1}{2}\pi$ como $\frac{1}{6}\pi$ (figura 2.8). También es usada la relación Ψ/Ψ relativa a la esfera como índice de angularidad para las partículas.

La fuente de errores de las técnicas microscópicas suelen encontrarse en una amplificación incorrecta, distribución no

homogénea y un muestreo insuficiente, por lo que es un requisito esencial de que el microscopio se encuentre adecuadamente calibrado. Partículas anisométricas presentan la tendencia de depositarse con la dimensión mayor paralela al plano de la imagen, por lo que introduce un error de parcialidad en los valores.

2.3.5. FLOTACION DE MINERALES SULFURADOS

La flotación es un proceso selectivo que se emplea para llevar a cabo separaciones específicas de minerales complejos, basándose en las diferentes propiedades superficiales de cada uno de ellos.

Es el método de procesamiento de minerales más eficaz y con mayores aplicaciones de todos los existentes, aunque en muchos aspectos, es el más complejo de ellos.

De las tres alternativas iniciales:

- Flotación con aceite,
- Por película o
- Con espuma,

Ésta última es la que se ha impuesto y ha alcanzado un notable desarrollo. Esta técnica se fundamenta en la adhesión selectiva

de los minerales en el seno de una pulpa acuosa a unas burbujas de aire que se introducen en ella.

Los minerales adheridos a las burbujas se separan en forma de espuma mineralizada constituyendo el concentrado, mientras que los demás se quedan en la pulpa y constituyen el estéril. Los antecedentes históricos del proceso se remontan a los inicios de la historia.

En este método de separación los reactivos son el componente y la variable más importante, ya que el número de especies de flotabilidad natural es tan reducido: talco, azufre, grafito, molibdenita y pocos más, y su importancia comercial tan reducida que se puede afirmar que la flotación industrial moderna no se podría efectuar si reactivos. La flotabilidad natural depende de la polaridad.

Un elemento tan importante del proceso influye con gran sensibilidad, ya que no solo tiene repercusión el tipo de reactivo, sino también su combinación, dosis, forma y orden de adición. Se ha comprobado que los efectos favorables o desfavorables debidos a otras variables: grado de molienda, aireación, densidad de pulpa, etc.

Nunca superan en importancia a los efectos positivos o negativos de una fórmula de flotación apropiada, por tanto, no debe extrañarnos que al estudio de la fórmula de flotación apropiada se haya dedicado el mayor tiempo y esfuerzo investigador.

El problema es complejo ya que la acción de los reactivos está basada en equilibrios iónicos, y este equilibrio es difícil de controlar, ya que aparte de los reactivos que introducimos en la pulpa, hay una considerable cantidad de iones en ella, procedentes de las impurezas que aporta el mineral así como el agua de tratamiento.

2.3.6. TIPOS DE REACTIVOS

La planta concentradora de Chungar, hace la clasificación moderna divide a los reactivos en función del papel que desarrollan en el proceso:

- **COLECTORES:** Proporcionan características hidrofóbicas a los minerales.
- **MODIFICADORES:** Regulan las condiciones de funcionamiento de los colectores.
- **ESPUMANTES:** Permiten la formación de una espuma estable.

2.3.7. REACTIVOS COLECTORES

Es un grupo grande de reactivos orgánicos de composiciones diversas. Su misión es la hidrofobización selectiva de las superficies minerales, creando condiciones favorables a su adherencia a las burbujas de aire, disminuyendo la humectación, aumentando el ángulo de contacto con las burbujas.

Por su capacidad de disociación en la pulpa, los colectores se dividen en dos grupos:

IONIZABLES

- IONOGENOS: Se disocian en iones

NO IONIZABLES

- NO IONOGENOS: Actúan de forma molecular

Además, dependiendo de si la parte activa es anión o catión, los colectores ionógenos se subdividen en:

- **ANIONICOS**
- **CATIONICOS**

Los anionicos en función de su estructura química se dividen en:

TIPO OXIDRILO:

- Ácidos grasos,
- Jabones,
- Alquilsulfatos

TIPO SULFHIDRILO:

- Xantatos,
- Ditiolfosfatos, otros

Los catiónicos están representados por las aminas y los derivados amínicos. Los no ionógenos son hidrocarburos y aceites hidrocarbonados.

ANIONICOS

TIPO SULFHIDRILO XANTATOS.- Los xantatos son sales sódicas o potásicas del ácido xántico o xantogénico. Este grupo de reactivos tiene una gran difusión debido a su bajo coste, sus fuertes propiedades colectoras y su alta selectividad. Son apropiados para la colección de sulfuros, minerales nativos y minerales oxidados previamente sulfurados. Se deben emplear en circuitos neutros o alcalinos ya que en medio ácido sufren hidrólisis. Se ha comprobado que las propiedades hidrofobizantes de los xantatos aumentan con la longitud de la cadena hidrocarbonada y con la ramificación.

En la práctica se emplean en dosis que van desde los 5 a los 100 g/t.

DITIOFOSFATOS.- Son ésteres secundarios del ácido ditionfosfórico y se obtienen al hacer reaccionar pentasulfuro de fósforo con alcoholes.

Estos compuestos fueron desarrollados inicialmente por American Cyanamid que les dio el nombre comercial de Aerofloats, que es como habitualmente se les conoce.

Los ditionfosfatos son colectores de menor poder que los xantatos por lo que se deben emplear dosis mayores que en el caso de los xantatos. Son más solubles en agua que los xantatos por lo que los depresores les afectan en mayor grado que a aquellos, lo que explica su difusión en la flotación global. Son menos susceptibles a la hidrólisis que los xantatos, lo que permite su actuación en medio ligeramente ácido.

TIOLES.- Son útiles para la flotación de sulfuros de cobre y de cinc, así como para especies oxidadas. Su utilización está restringida por su desagradable olor.

DITIOCARBAMATOS.- Compiten con los xantatos en cuanto a sus propiedades colectaras pero su precio más elevado les hace perder competitividad con aquellos.

DIFENIL TIUREA o TIOCARBANILIDA.- Su propiedad más destacable es la de ser un excelente colector para la galena y no hidrofobizar la superficie de la pirita.

TIPO OXIDRILO CARBOXILICOS.- En este grupo se encuentran los ácidos grasos y sus sales, los jabones. Históricamente han jugado un papel importante en flotación debido a sus fuertes propiedades colectoras, pero su poca selectividad impide una eficaz separación, lo que ha ocasionado un gradual y casi absoluto reemplazo por los colectores sulfhídricos, quedando su utilización reducida para el caso de minerales oxidados y no metálicos.

SULFATOS y SULFONATOS.- Este grupo de reactivos se obtiene por sulfonación o sulfatación de alcoholes. Se emplean para la flotación selectiva de óxidos y sales. Conviene destacar que estos reactivos tienen propiedades espumantes, lo que supone una ventaja por una parte y un inconveniente por otra.

CATIONICOS

Este grupo de reactivos está constituido por aminas y derivados amínicos. Estos colectores se caracterizan por su fácil adsorción y desorción, como consecuencia de una actuación debida a un mecanismo de atracción electrostático.

En general son menos selectivos que los aniónicos, aunque en ciertas flotaciones específicas como la flotación de cuarzo, silicatos y algunos minerales oxidados son mucho más efectivos que los aniónicos. Presentan además la ventaja de no ser muy sensibles a la presencia de iones extraños en la pulpa, por lo que son válidos en tratamientos con agua excesivamente dura. Por otra parte tampoco son muy sensibles a las variaciones de pH.

NO IONIZABLES

En la flotación de minerales hidrofóbicos como el carbón, grafito, azufre o molibdenita tienen importancia los colectores no ionizables como el keroseno, hidrocarburos o aceites hidrocarbonados que no posean grupos polares. Estos reactivos son fuertemente hidrofóbicos y debido a la ausencia de grupos polares no tienen medios propios para adsorberse sobre las superficies minerales por lo que deben ser adicionados en combinación con otros compuestos orgánicos de carácter heteropolar.

Utilizan por tanto un mecanismo que podríamos definir como de coadsorción. Debido a su insolubilidad en agua, la

distribución de estos colectores ofrece dificultades, por lo que precisan medios mecánicos para su mejor distribución.

Por último, conviene resaltar que debido a su efecto negativo sobre la espuma hay que tener especial cuidado con la presencia incontrolado de los mismos ya que pueden ocasionar trastornos graves en la espumación.

MECANISMO DE LA COLECCIÓN

Un estudio sobre los colectores no quedaría completo sin referirse a su modo de fijación sobre las superficies de los minerales.

Sobre este punto han surgido una serie de dudas centradas en las siguientes cuestiones:

¿Cuál es la orientación del colector en la superficie del mineral?

¿Cuál es el mecanismo de la fijación?

¿Cuál es la densidad de la película colectora?

El punto menos discutido y más evidente es el de la orientación. Parece obvio que el colector se orientará con toda seguridad de modo que su parte apolar o su grupo hidrófobo se oriente hacia el agua. Con respecto al mecanismo de la fijación, no existe una opinión uniforme al

respecto y se admiten dos teorías como probables: una química, que atribuye la fijación del colector a una reacción de intercambio iónico, y otra física, de adsorción, que explica la fijación en base a un mecanismo molecular.

Como defensores de la primera teoría podemos citar a Taggart y sus colaboradores, que afirman que los colectores, al disolverse en agua, reaccionan químicamente con las superficies de los minerales formando compuestos insolubles que se depositan sobre ellas hidrofobizándolas y haciéndolas susceptibles a la flotación.

Taggart afirma que, los colectores reaccionan en la pulpa del mismo modo como lo haría cualquier reactivo químico disociado en agua y puesto en contacto con otro reactivo soluble. Como confirmación experimental de esta teoría podemos citar el hecho de que al tratar sulfuros metálicos con xantatos alcalinos, y tras analizar concentrado y estéril se comprueba que en el primero se encuentra más del 95 % de la forma aniónica del colector, mientras que en el estéril aparece el 95 % del catión alcalino. Igualmente se ha comprobado que la fijación del xantato va acompañada con la producción estequiométrica de iones sulfito o sulfato.

Ello puede indicar que el reemplazo del anión en la red cristalina, no se efectúa por la acción directa del xantato sino que primeramente ocurre una oxidación parcial de la superficie transformándose el sulfuro en sulfito o sulfato y serían éstos los aniones reemplazados por el xantato. Como confirmación de lo anteriormente expuesto podemos decir, por ejemplo, que la galena pura, inoxidada no flota, lo que se explica ya que el sulfuro de plomo no es soluble en agua y por lo tanto no puede reaccionar con el xantato.

Los partidarios de la teoría física admiten la posibilidad de que parte del mineral disuelto pueda reaccionar en el agua con el colector y que el producto de la reacción se fije posteriormente a la superficie del mineral de forma distinta a un intercambio iónico, por ejemplo por adsorción.

Esta hipótesis tiene mayor significado en el caso de los colectores catiónicos, donde se ha visto la posibilidad de reacciones reversibles, más propias de procesos de adsorción física. En general, se considera que los minerales con cristales de estructura atómica favorecen la colección por adsorción física, mientras que los minerales con estructura iónica favorecen la fijación por intercambio iónico. Con respecto al tercer punto, consistente en conocer la

cantidad de colector necesaria para conseguir una flotación satisfactoria, históricamente ha sido uno de los más importantes del proceso.

Recordemos, por ejemplo, que en el proceso bulk-oil la cantidad de aceite utilizado era de una tonelada por tonelada de mineral, mientras que en la actualidad con los reactivos sintéticos hemos llegado a utilizar dosis inferiores a los 20 g/t. Esta impresionante trayectoria sugiere alguna pregunta como:

¿Es posible disminuir más la dosis de colector?

y en general

¿Cuál es el criterio científico en la dosificación de colectores?

El mayor obstáculo para responder a estas preguntas ha sido el limitado conocimiento del mecanismo de la flotación, ya que este desconocimiento origina otras dudas:

¿Es necesario que las moléculas de colector recubran totalmente la superficie del mineral?

¿Es útil que se formen dos o tres películas simultáneamente?

Se ha comprobado experimentalmente que la práctica totalidad del colector aparece en el concentrado, lo que evidencia que los minerales de la ganga no participan en el consumo del mismo, por lo que la cantidad necesaria es función exclusivamente de la concentración de especies útiles.

Por otra parte, el recubrimiento que requiere cada mineral para flotar es una peculiaridad en cada caso, ya que varía en función de consideraciones de tipo estructural, estado de la superficie, oxidación, etc. En definitiva, como regla general se puede afirmar que se produce un aumento del ángulo de contacto y por consiguiente de recuperación, con el aumento de la concentración de colector hasta que se produce el recubrimiento completo con una película monomolecular en torno al mineral, a partir de ese punto, un aumento en la dosificación ocasiona, normalmente, efectos negativos, explicándose al considerar que la segunda capa de colector se dirige con su parte apolar hacia la anterior y con su parte polar hacia el agua, con lo que el mineral se vuelve más mojable.

MODIFICADORES

La función específica de los reactivos modificadores es preparar las superficies minerales para la adsorción o desorción de un determinado reactivo sobre ellas y crear en la pulpa las condiciones propicias para realizar una buena flotación.

Tradicionalmente los modificadores se clasifican en:

- a Modificadores del medio o de pH, que controlan la concentración iónica de las pulpas y sus reacciones a través de la acidez o basicidad.
- b Activantes, que fomentan las propiedades hidrofóbicas de los minerales y aumentan su flotabilidad.
- c Depresores, que hidrofilizan las superficies minerales e impiden su flotación.

MODIFICADORES DEL MEDIO O DE pH

El pH de una pulpa tiene gran importancia en la flotación, ya que los iones H^+ y OH^- compiten con otros iones en alcanzar las superficies de los minerales, y además, su concentración influye en la disociación de las sales y en los intercambios iónicos. Es importante además tener en cuenta los efectos de hidrólisis que pueden sufrir algunos reactivos en función de la

acidez del medio, por ejemplo los xantatos pierden afectividad en circuitos ácidos. Las aminas dan los mejores resultados en circuitos medianamente alcalinos y en circuitos de alta alcalinidad su poder colector disminuye notablemente. En el caso de los ácidos grasos, su actividad se favorece en pulpas alcalinas ya que de este modo se favorece la formación de jabones en la superficie mineral. De forma general debemos reconocer que el circuito alcalino es más empleado que el ácido, entre otros motivos porque los reactivos suelen ser más estables y las sales de los iones pesados precipitan eliminándose de la pulpa. Para producir el pH necesario en los circuitos industriales se recurre a ácidos y bases de bajo coste, por lo que habitualmente se utilizan:

- Cal,
- Hidróxido de sodio,
- Carbonato de sodio y
- Ácido sulfúrico

ACTIVANTES

Los reactivos de este tipo sirven para aumentar la adsorción de los colectores o para fortalecer el enlace entre el colector y la superficie mineral. Hay distintas maneras de actuar sobre una superficie:

- 1 Renovando o limpiando la superficie del mineral afectada por un proceso secundario como es la oxidación o la adhesión de lamas.
- 2 Formando en la superficie una capa particularmente favorable para la adsorción del colector.
- 3 Reemplazando en la red cristalina algunos iones metálicos por otros que forman uniones más firmes con los colectores.

Ejemplos:

1. Limpieza de las superficies de sulfuros de Fe, Cu y Zn con Ac. Sulfúrico.
2. Sulfidización de las superficies de los óxidos.
3. Activación de la superficie de la esfalerita por ion Cu.

DEPRESORES

La función específica de los depresores es la de disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de colectores que puedan hidrofilarla. Hay varias formas de conseguirlo:

1. Introduciendo en la pulpa un ion que compita con el colector por alcanzar la superficie del mineral.
2. Neutralización química y eliminación del colector

3. Añadiendo sustancias que generan grupos hidrofílicos que una vez que alcanzan la superficie mineral orientan la parte polar hacia el agua.

Ejemplos:

1. Depresión de los sulfuros de metales pesados con CN-o SH
Depresión de galena con Dicromato.
2. Actuación de cationes alcalinos y alcalinoterreos que forman precipitados con los ácidos grasos y los xantatos.
3. Sustancias orgánicas de tipo almidón, quebracho, tanino se hidrolizan y se generan múltiples grupos hidrofílicos dirigidos hacia el exterior de las partículas. Sería como un efecto colector a la inversa.

REACTIVOS ESPUMANTES

La producción de una espuma estable requiere la introducción de agentes orgánicos conocidos como espumantes, que suelen ser sustancias tensoactivas heteropolares que pueden adsorberse en la interfase agua-aire. En los líquidos puros y en el agua, en particular, al hacer pasar aire a través de ellos no se produce espumación.

Al agregar pequeñas cantidades de algunos compuestos orgánicos, como por ejemplo alcoholes, la inyección de aire irá

acompañada por la formación de burbujas de aire en forma de esferas, que al ascender a la superficie del líquido, antes de entregar su contenido de aire a la atmósfera, tratarán de detenerse en forma de espuma.

El tamaño de las burbujas y su estabilidad dependerán del tipo de espumante empleado, ya que con un aumento de espumante disminuirá el diámetro de las burbujas para producir con la misma cantidad de aire la mayor superficie de contacto y la estabilidad de la espuma aumentará debido al mayor grosor de la película. Esto sucede hasta un punto, a partir del cual, los efectos se estabilizan, y si se sigue aumentando la dosis de espumante comienzan a aparecer efectos negativos. Los espumantes que se usan en flotación son reactivos orgánicos de carácter heteropolar, por lo tanto de estructura similar a los colectores, pero mientras estos últimos tienen afinidad por la interfase líquido-sólido, los espumantes la tienen por la líquido-gas. Los agentes más apropiados para realizar la espumación son:

- Alcoholes alquílicos y arílicos
- Ácidos carboxílicos
- Aldehidos,
- Cetonas
- Aminas y Nitrilos

Clásicamente los más utilizados han sido el aceite de pino, el ácido cresílico y el aceite de eucalipto. Actualmente se comercializan gran cantidad de productos de base glicol conocido con el nombre de Aerofroth y Dowfroth.

Conviene destacar que los Dwfroth no tienen propiedades colectoras, por lo que las funciones colectoras y espumante se pueden regular de manera independiente.

2.3.8. BENEFICIO DE SULFUROS DE COBRE POR FLOTACIÓN

El cobre, debido a la actual demanda mundial y el precio, es de gran interés para la industria minera. Muchas de sus propiedades están en proceso de ser puestas en producción o están siendo objeto de consideración. Los minerales de cobre ocurren generalmente en depósitos de bajo grado y requieren concentración antes de la fundición. El método y el grado de concentración dependen de la ubicación de la fundición y programas de producción, junto con la naturaleza del yacimiento. Los minerales de sulfuros de cobre generalmente ocurren con la pirrotita, pirita, arsenopirita y molibdenita, y con el oro y la plata. Una completa separación de hierro y cobre no siempre pueden ser esenciales para la recuperación

económica máxima y, a menudo, está vinculado a la distribución de los valores de oro y plata.

El diagrama de flujo está diseñado para el tratamiento por flotación de cobre como chalcopirita con valores de oro y plata. El mineral, que va desde 60-65% de sílice, con la pirita, arsenopirita y calcita puede tener de 0,8 a 2,0% de cobre. Este esquema, aunque simple, es adecuado para los tonelajes de 100 a 500 toneladas o más por día, dependiendo del tamaño del equipo seleccionado. Puede ser fácilmente ampliado mediante la duplicación de unidades de mayor tonelaje. Mediante pequeños cambios en el circuito, proporciona la flexibilidad necesaria para tratar una variedad de minerales que se suelen encontrar en cualquier operación minera de cobre. Generalmente en estas plantas pequeñas la recuperación de molibdeno se ignora a menos que esté presente en cantidades considerables. Las plantas más grandes suelen incorporar un circuito de recuperación de molibdeno del concentrado de cobre por flotación. Celdas mecánicas puede considerarse para esta clase de operaciones.

CHANCADO DE SULFUROS DE COBRE

La sección de chancado tiene dos etapas de reducción y es adecuada para pequeños tonelajes dependiendo de las

características del mineral. La reducción en tres etapas, ya sea en un circuito abierto o cerrado, con zarandas para la separación de finos puede emplearse, cuando las condiciones lo exijan. Los finos son retirados por una parrilla instalada adelante de cada etapa de reducción para una mayor eficiencia y un menor desgaste en las superficies de trituración.

CIRCUITO DE MOLIENDA SULFUROS DE COBRE

El control de la alimentación es esencial para la eficiencia de la molienda y ayuda a reducir las sobrecargas y las fluctuaciones a lo largo de toda la planta. El molino de bolas en circuito cerrado con un clasificador produce una pulpa en aproximadamente un 60% menos malla 200. El molino de bolas está equipado con un diseño en espiral sobre la descarga para remover el material de sobre tamaño, bolas de molienda desgastadas y fragmentos de madera del circuito.

CIRCUITO DE FLOTACIÓN DE SULFUROS DE COBRE

La pulpa descargada del acondicionador puede ser tratada por ejemplo en un banco de 10 celdas de flotación mecánicas y 4 celdas de flotación mecánicas. A veces no se incluyen acondicionadores, sin embargo su uso asegura que los

reactivos se mezclen bien con la pulpa antes de iniciar la flotación. Esto proporciona una alimentación más uniforme y efectivo uso de reactivos de flotación y mejores condiciones. En este caso las 10 celdas de flotación mecánicas son del tipo flujo libre. Existen compuertas para el control de nivel de pulpa en el banco de celdas. Este “flujo libre” ofrece un amplio volumen para fluctuaciones en la alimentación sin efectuar ajustes en la celda. Los puertos de descarga de material grueso ayudan a ampliar la larga vida del caucho moldeado de piezas de desgaste.

Los primeras ocho células producen un concentrado primario mientras que los últimos dos celdas permiten recuperar el mineral que no floto antes. El concentrado o producto intermedio de estas dos celdas es devuelto por gravedad a la quinta celda. El concentrado primario de las primeras ocho celdas se limpia en dos etapas en un banco de cuatro celdas del tipo “celda a celda”. Las bombas no son necesarias para recircular estos productos a la etapa de limpieza. Esta característica de las celdas de flotación Sub-A proporciona mayor flexibilidad, permitiendo al operador cambiar los circuitos de limpieza fácilmente, si las condiciones exigen. Los relaves de la flotación de limpieza se bombean de vuelta al molino de bolas para remoler. Para controlar la dilución se coloca un

clasificador cónico en este circuito, los sólidos gruesos se remuelen, y el rebose es usado como dilución en el circuito de molienda. Es posible eliminar esta clasificación en algunos casos, pero el control es menos positivo. Una sección s de remolienda independiente podría considerarse si la cantidad de productos intermedios justifica la inversión.

REACTIVOS DE FLOTACIÓN DE COBRE

Cal se añade al molino de bolas por medio de un alimentador. Otros reactivos, tales como el cianuro, el xantato y un espumante son alimentados por medio de Alimentadores, llegando los reactivos al acondicionador ubicado antes de las celdas de flotación.

Muestreadores automáticos son instalados en el circuito. El uso de estos dispositivos elimina el error humano y asegura la precisión necesaria para el control y la evaluación.

Las operaciones de minería en gran escala, de los cuales los pórfidos de cobre son típicas, deben recurrir a la concentración. Esto es necesario porque los minerales son generalmente de bajo grado y requieren de flotación para producir un concentrado aceptable para las fundiciones. En estas

operaciones de gran escala el tratamiento del mineral de bajo grado obedece a una planificación muy cuidadosa en el diseño de su planta y selección de equipos. Los circuitos de molienda debe ser lo más simple posible y para grandes tonelajes, y del menor número como sea posible. Es por esta razón, que los molinos y los circuitos de flotación están diseñados para manejar estos grandes tonelajes a bajo costo.

Las celdas de flotación mecánicas son una parte importante de las operaciones a gran escala y su uso debe asegurar una buena recuperación a un bajo costo. Especial énfasis se ha colocado en el diseño y operación de estos equipos para las etapas de flotación primaria y de limpieza. Los mecanismos internos se han simplificado y existen partes cubiertas con jebe para alargar la vida de los componentes expuestos a abrasión.

2.4. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.

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

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

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

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

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

Proyecto.- Considera la construcción de una planta concentradora de mil toneladas al mes para minerales sulfurados.

Análisis.- Tanto de su origen como de sus propiedades mecánicas, y el cálculo de la abundancia de los correspondientes a cada uno de los tamaños previstos por una escala granulométrica.

Granulometría.- A la medición y graduación que se lleva a cabo de los granos de una formación sedimentaria, de los materiales sedimentarios, así como de los suelos.

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

2.5. HIPÓTESIS

2.5.1. HIPÓTESIS GENERAL

Si evaluamos metalúrgicamente al blending de minerales entonces podemos recuperar del cobre, plomo y zinc en la Unidad Económica Administradora de Chungar de Volcan Cía. Minera.

2.5.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS

1. Si determinamos la granulometría del mineral de cobre, plomo y zinc en la descarga del molino entonces podemos recuperar el cobre, plomo y zinc en la UEA Chungar de Volcan Cía. Minera S.A.A.
2. Si caracterizamos al blending de minerales entonces podemos recuperar el cobre, plomo y zinc en la planta concentradora de la U.E.A. Chungar de Volcan Cía. Minera S.A.A.

2.6. VARIABLES

2.6.1. VARIABLE DEPENDIENTE

Recuperación de cobre, plomo y zinc en la planta concentradora de la U.E.A. Chungar.

2.6.2. VARIABLE INDEPENDIENTE

Evaluación metalúrgica al blending de minerales.

2.6.3. VARIABLES INTERVINIENTES

Variable independiente

- Análisis granulométrico
- Análisis químico.
- Análisis mineralógico

Variable dependiente

- Cobre - Plomo
- Zinc

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y RECOLECCIÓN DE DATOS

3.1. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

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

Es de cuidado las muestras para no contaminarlas.

3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

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

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

3.3. TIPO DE INVESTIGACIÓN

Teniendo en cuenta los Objetivos de la Investigación y la naturaleza del Problema planteado, para el desarrollo del presente estudio se empleó el Tipo de Investigación **experimental**, porque permite responder a los problemas planteados, de acuerdo la caracterización sobre la evaluación metalúrgica a los minerales

sulfurados en la planta de beneficio de la Unidad Económica Administrativa de Chungar de la Compañía Minera Volcán S.A.A., describiendo y explicando las causas y efectos, traducidos en resultados obtenidos de las pruebas experimentales.

3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.4.1. POBLACIÓN

Como población de estudio lo considero a los minerales sulfurados de la planta concentradora de la U.E.A. de Chungar de Volcan Compañía Minera S.A.A.

En la unidad Chungar, las reservas se incrementaron en 6.3% con respecto al año anterior, con leyes ligeramente mayores a las registradas anteriormente. En la mina Animón se destacó el desarrollo de las vetas al este de la concesión, mostrando la oportunidad de incorporar esta zona al área operativa. Islay muestra zonas al oeste con estructuras tipo mantos que serán desarrolladas con mayor detalle en la campaña de este año. En esta unidad se destaca el inicio de la exploración de la concesión Islay 4, entre las minas de Animón e Islay, la cual muestra importantes indicios de mineralización.

Reservas minerales probadas y probables por unidad minera

Tabla N° 3.1: Reservas probadas y probables de la unidad de Chungar

Unidad	Miles TM	Leyes				Finos			
		Zn %	Pb %	Cu %	Ag oz/TM	Miles TM	Miles TM	Miles TM	Millones onzas
Yauli	23 322	5,45	0,92	0,25	3,12	1272	215	58	73
Probadas	9 918	5,60	0,96	0,19	3,33	556	95	19	33
Probables	13 403	5,34	0,89	0,29	2,97	716	120	39	40
Cerro	15 490	1,25	0,44	0,07	4,94	193	69	11	77
Probadas	1 696	1,23	0,44	0,13	5,44	21	7	2	9
Probables	13 794	1,25	0,44	0,06	4,88	172	61	9	67
Chungar	10 419	5,42	1,69	0,15	2,60	564	176	15	27
Probadas	4 380	5,74	1,76	0,16	2,68	251	77	7	12
Probables	6 039	5,18	1,63	0,14	2,54	313	99	8	15
Alpamarca	1 065	0,90	0,59	0,07	2,05	10	6	1	2
Probadas	49	0,74	0,45	0,13	5,18	-	-	-	-
Probables	1 016	0,91	0,60	0,06	1,90	9	6	1	2
PROBADAS	16 044	5,16	1,12	0,18	3,38	828	179	28	54
PROBALES	34 252	3,53	0,83	0,17	3,63	1 211	286	57	124
TOTAL	50 296	4,05	0,93	0,17	3,55	2 039	465	85	179

Fuente: Memoria anual de Cía. Minera Volcan

3.4.2. MUESTRA

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

3.5. RECOLECCIÓN DE LA INFORMACIÓN

Mediante el presente reporte se refiere al estudio mineragráfico realizado a la cabeza y Relave Final (puntual) del blending de mineral correspondiente de las guardias del día 19 del mes de marzo del 2018. Donde se ha realizado el muestreo de las muestras en

horas determinadas antes del ingreso a las celdas de flotación y en las colas.

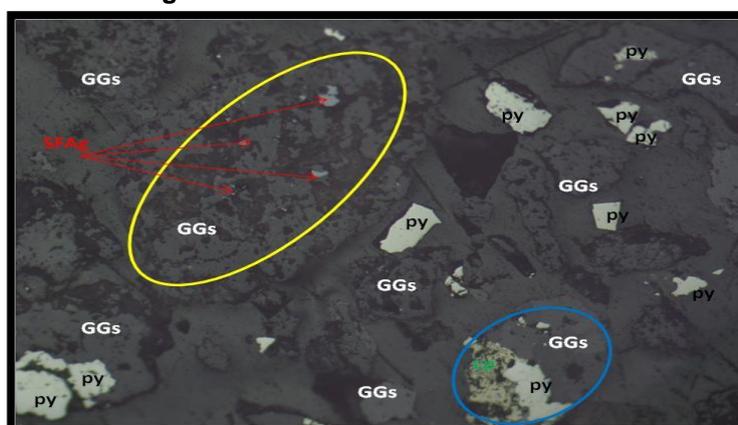
Tabla N° 3.2: Toma de muestra de la cabeza y relave del blending

Descripción	Ag g/T	% Cu	% Pb	% Zn
Cabeza puntual 10:00 am	164,20	0,50	1,07	2,55
Relave puntual 10:00 am	44,80	0,08	0,14	0,36
Cabeza puntual 12:00 m	159,30	0,34	1,16	2,36
Relave puntual 12:00 m	42,20	0,07	0,12	0,34
Cabeza puntual 02:00 pm	144,45	0,45	1,61	3,48
Relave puntual 02:00 pm	43,50	0,08	0,12	0,47
Cabeza puntual 04:00 pm	178,25	0,46	1,75	2,82
Relave puntual 04:00 pm	40,50	0,08	0,13	0,47

Fuente: elaboración propia

La muestra de relave presenta como es propio gran presencia de insolubles y pirita; pero también existe presencia significativa de esfalerita (Zn), como se explica en cada una de los imágenes (aumento de 20x). Además se tiene presencia significativa de sulfosales de plata mixtos y disminuciones en ganga. También se observa en menor proporción galena (Pb) y calcopirita (Cu) mixtos con diferentes especies mineralógicos. **Realizándose una microscopía cualitativa, y encontrándose lo siguiente:**

Figura N° 3.1: Relave Puntual 10:00 am



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo amarillo partícula finas con inclusiones de sulfosal de plata en ganga (**SFAg-GGs**) y dentro del círculo azul una partícula mixto calcopirita – pirita - ganga (**cp/py/GGs**), por la presencia de estas partículas en el relave es alto el contenido de plata y zinc. Completando la vista se observa partículas libres de pirita (**py**) y ganga.

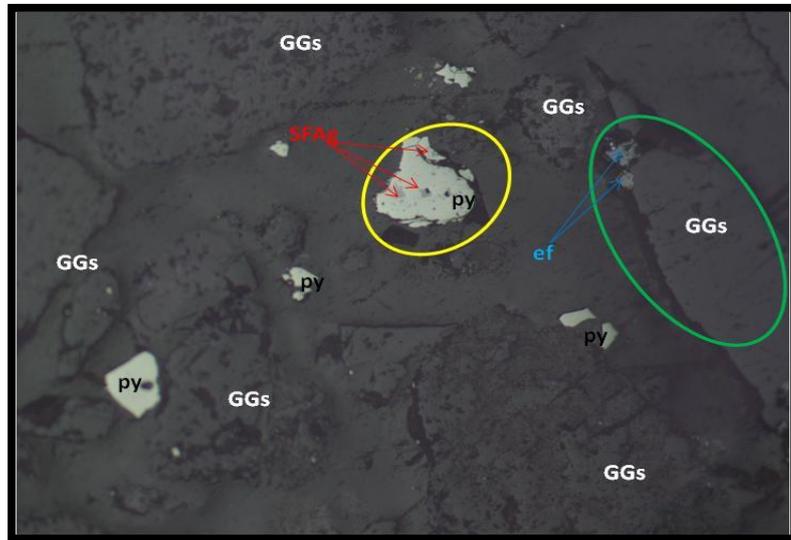
Figura N° 3.2: Relave puntual 10:00 a.m.



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo amarillo partícula fina de esfalerita con inclusiones en ganga (**ef-GGs**), dentro del círculo azul una partícula libre de sulfosal de plata (**SFAg**), nos indica que es necesario una remolienda. Completando la vista se observa partículas libres de sulfuro de 3 hierro y ganga.

Figura N° 3.3: Relave Puntual 12:00 pm



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo verde partícula mixtos de esfalerita – ganga (**ef/GGs**) y dentro del círculo amarillo inclusiones de sulfosales de plata en pirita (**SFAg-py**), es importante una remolienda para minimizar este tipos de partículas. Completando la vista se observa partículas libres ganga y sulfuro de hierro.

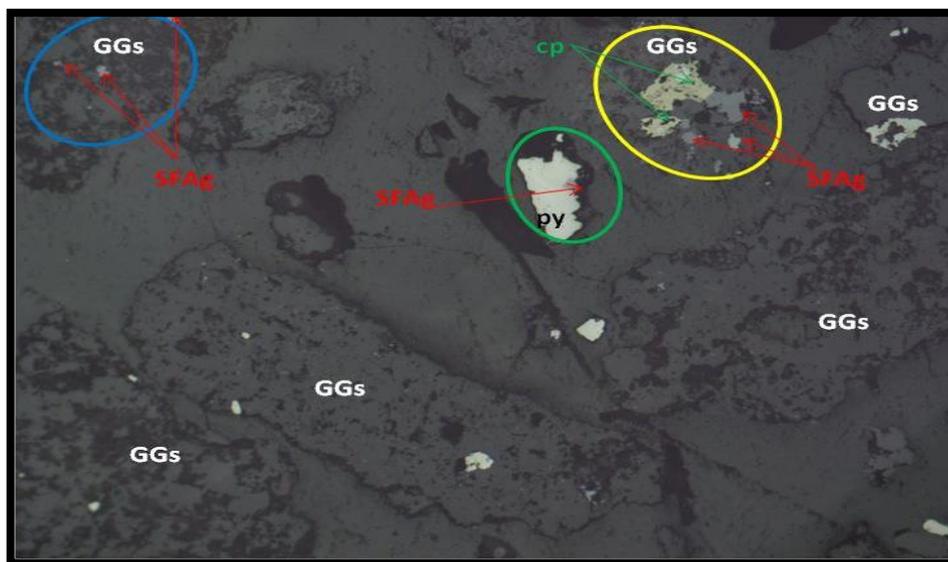
Figura N° 3.4: Relave Puntual 12:00 pm



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo amarillo una partícula mixto de esfalerita del tipo5 (finas de sulfosales de plata con disminuciones en esfalerita) – ganga (**ef/GGs**), este tipo de partículas en el relave final es perjudicial. Completando la vista se observa partículas libres de ganga y sulfuro de hierro.

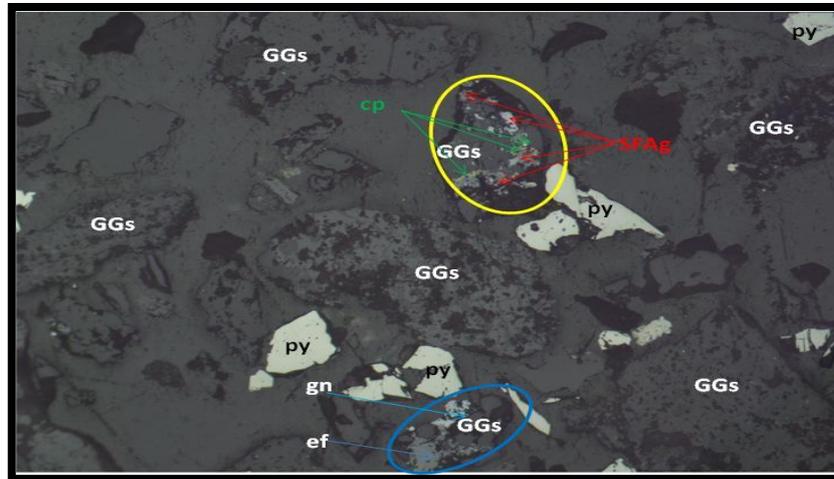
Figura N° 3.5: Relave Puntual 02:00 pm



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo amarillo una partícula mixto de calcopirita-sulfosal de plata-ganga (**cp/SFAG/GGs**), dentro del círculo azul inclusiones de sulfosales de plata en ganga y dentro del círculo verde inclusiones de sulfosales de plata en pirita. Completando la vista se observa partículas libres de ganga y sulfuro de hierro.

Figura N° 3.6: Relave Puntual 02:00 pm



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo azul una partícula mixta de esfalerita – galena – ganga (**ef/gn/GGs**) y dentro del círculo amarillo inclusiones de sulfosal de plata y calcopirita en ganga (**SFAg.cp-GGs**), este tipo de partículas es complicado de liberar. También se observa sulfuro de hierro y ganga.

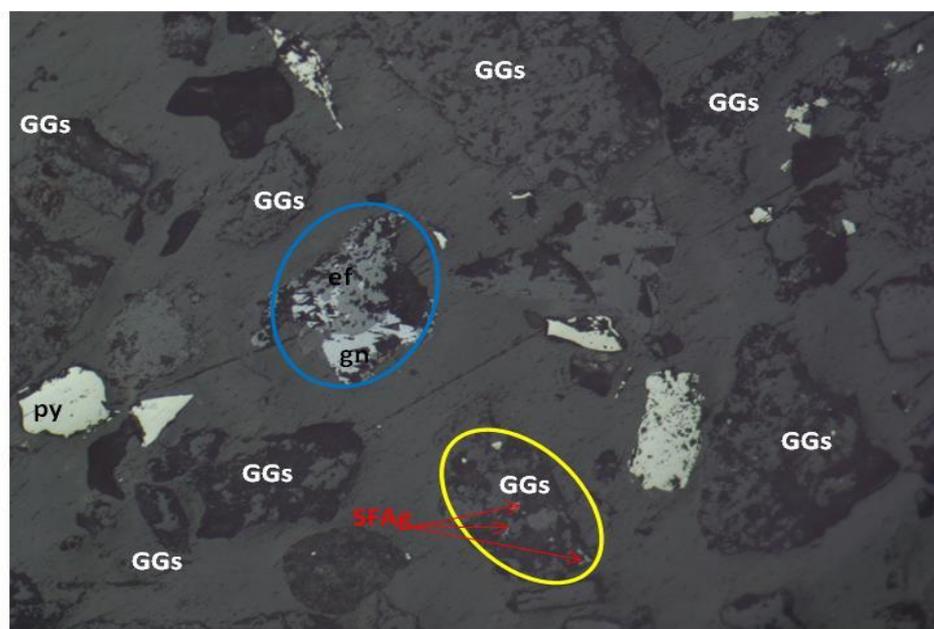
Figura N° 3.7: Relave Puntual 04:00 pm



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo amarillo una partícula mixta de sulfosal de plata-pirita-ganga (**SFAg/py/GGs**), este tipo de partícula nos indica que es necesario una remolienda para minimizar la presencia de partículas mixtas.

Figura N° 3.8: Muestra de minerales mixtos que necesita remolienda



Fuente: Elaboración propia

En la imagen se observa dentro del círculo amarillo inclusiones de sulfosales de plata en ganga y dentro del círculo azul una partícula mixta de esfalerita – galena (**ef/gn**).

Tabla N 3.3: Balance metalúrgico de la cabeza del blending de mineral de Chungar

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

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 3.4: Balance metalúrgico de la flotación del blending de mineral de chungar

PRODUCTO	PESO	% PESO	LEYES					CONTENIDO METALICO					RECUPERACIONES				
			% Cu	% Pb	% Zn	Ag oz/TM	% Fe	% Cu	% Pb	% Zn	Ag oz/TM	% Fe	% Cu	% Pb	% Zn	Ag oz/TM	% Fe
Conc. Pb	15,9	1,59	1,12	40,12	13,32	40,64	13,72	0,18	6,38	2,12	6,46	2,18	2,36	63,27	6,58	14,21	1,75
Medios BK	39,9	3,99	1,12	1,17	11,48	7,33	19,16	0,45	0,47	4,58	2,92	7,64	5,93	4,63	14,24	6,43	6,12
Conc Scv BK	15,7	1,57	0,68	1,19	7,88	5,53	10,60	0,11	0,19	1,24	0,87	1,66	1,42	1,85	3,85	1,91	1,33
Conc. Cu	16,9	1,69	30,08	3,20	6,00	130,89	19,32	5,08	0,54	1,01	22,12	3,27	67,44	5,36	3,15	48,63	2,61
Medios Sep	6,6	0,66	8,20	14,68	10,60	67,29	22,84	0,54	0,97	0,70	4,44	1,51	7,18	9,61	2,17	9,76	1,21
Conc. Zn	31,9	3,19	1,24	0,61	53,97	7,85	5,84	0,40	0,19	17,22	2,50	1,86	5,25	1,93	53,51	5,51	1,49
Medios	68,5	6,85	0,47	0,54	4,48	2,89	15,88	0,32	0,37	3,07	1,98	10,88	4,27	3,67	9,54	4,35	8,71
Conc. Scv	22,1	2,21	0,33	0,52	3,76	2,29	9,12	0,07	0,11	0,83	0,51	2,02	0,97	1,14	2,58	1,11	1,61
Reave Final	782,5	78,25	0,05	0,11	0,18	0,47	12,00	0,39	0,86	1,41	3,68	93,90	5,19	8,54	4,38	8,09	75,17
Cab. Cal	100,0							7,54	10,08	32,17	45,48	124,92	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Cab. Ens			0,78	0,93	3,12	4,44	13,85										
													2,28				

Fuente: Elaboración propia

En la tabla N° 3.3, se muestra el balance de la cabeza del blending de mineral de Chungar en la proyección del balance se observa que se tiene una recuperación del 81,90 % de cobre, y del 79,50 % de plomo y 53,51 % del zinc.

Tabla N° 3.5: Balance metalúrgico del blending de mineral de chungar

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

Fuente: Elaboración propia

En la tabla N° 3.4, se realizó la flotación a nivel de laboratorio recogiendo muestras del concentrado, de los medios, del scavenger bulk, así como el concentrado de cobre y los medios, para seguir recolectando las muestras de la flotación de zinc en el concentrado, medios y relave. Donde se observa que se tiene un 63,27 % de plomo, un 67,44 % de cobre adjunto de 48,63 % de plata, así como también un 53,51 % de zinc.

En la tabla N° 3.5, se observa que se tiene en flotación bulk de un 68,84 % de cobre y un 65,50 % de plomo, con un 54,59 % de zinc, en el concentrado bulk se tiene un 64,47 % de plata. Estos resultados nos dan inicio de iniciar la investigación.

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS DE RESULTADO

4.1. IDENTIFICACIÓN DEL MINERAL

4.1.1. ENSAYES QUÍMICOS DE LAS MUESTRAS

Preparada la muestra se envía a Laboratorio Químico para su respectivo ensaye tal como se observa en el cuadro N° 4.1.

Tabla N° 4.1: Ensayes químicos

Ag g/T	% Cu	% Pb	% Zn	% Fe	% As	% Mn	% Bi	% Sb	% PbOx	% ZnOx
348,86	0,12	0,97	1,72	11,13	0,16	13,64	0,11	0,15	0,15	0,21

Fuente: Elaboración propia

Los resultados del cuadro anterior merecen el siguiente comentario:

- El mineral en estudio contiene alto contenido de plata, los contenidos de plomo y zinc las leyes se encuentran en valores promedios, en el caso del cobre la ley es baja.
- El contenido de sulfuro de hierro es alto.
- Los contenidos de contaminantes (arsénico, bismuto y antimonio) son bajos, en el caso del Manganeso (Mn) se considera muy alto.
- Los contenidos de óxidos de plomo y zinc son de 15.46% y 12.21% respectivamente.

4.1.2. MOLIENDABILIDAD

Tabla N° 4.2: Moliendabilidad (determinación del tiempo de molienda)

Blending Mineral (Animon + Islay) Chungar						
Tiempo: 0 minutos				F80 = 1766,34 μm		
Malla	μm	Peso	% Peso	Ac (+)	Ac (-)	F80
10	2000	86,89	17,38	17,38	82,62	1766,34
12	1680	18,28	3,66	21,03	78,97	0,00
16	1190	53,62	10,72	31,76	68,24	0,00
20	841	35,25	7,05	38,81	61,19	0,00
30	595	31,92	6,38	45,19	54,81	0,00
40	400	30,26	6,05	51,24	48,76	0,00
50	297	24,66	4,93	56,18	43,82	0,00
70	210	23,87	4,77	60,95	39,05	0,00
100	149	22,06	4,41	65,36	34,64	0,00
140	105	19,25	3,85	69,21	30,79	0,00
200	74	17,05	3,41	72,62	27,38	0,00
270	53	15,71	3,14	75,76	24,24	0,00
325	45	8,71	1,74	77,51	22,49	0,00
400	37	3,06	0,61	78,12	21,88	0,00
-400	0	109,41	21,88	100,00	0,00	0,00
Total		500,00	100,00			1766,34

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.3: Moliendabilidad (determinación del tiempo de molienda)

Blending Mineral (Animón + Islay) Chungar						
Tiempo: 10 minutos F80 = 231,16 μm						
Malla	μm	Peso	% Peso	Ac (+)	Ac (-)	F80
10	2000	1,89	0,19	0,19	99,81	0,00
12	1680	0,85	0,09	0,27	99,73	0,00
16	1190	3,39	0,34	0,61	99,39	0,00
20	841	5,99	0,60	1,21	98,79	0,00
30	595	14,72	1,47	2,68	97,32	0,00
40	400	38,13	3,81	6,50	93,50	0,00
50	297	63,91	6,39	12,89	87,11	231,16
70	210	96,80	9,68	22,57	77,43	0,00
100	149	105,11	10,51	33,08	66,92	0,00
140	105	97,89	9,79	42,87	57,13	0,00
200	74	81,39	8,14	51,01	48,99	0,00
270	53	72,40	7,24	58,25	41,75	0,00
325	45	39,00	3,90	62,15	37,85	0,00
400	37	11,84	1,18	63,33	36,67	0,00
-400	0	366,69	36,67	100,00	0,00	0,00
Total		1000,00	100,00			231,16

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.4: Moliendabilidad (determinación del tiempo de molienda)

Blending Mineral (Animón + Islay) Chungar						
Tiempo: 15 minutos F80 = 146,26 μm						
Malla	μm	Peso	% Peso	Ac (+)	Ac (-)	F80
10	2000	0,39	0,04	0,04	99,96	0,00
12	1680	0,08	0,01	0,05	99,95	0,00
16	1190	0,39	0,04	0,09	99,91	0,00
20	841	0,52	0,05	0,14	99,86	0,00
30	595	1,45	0,15	0,28	99,72	0,00
40	400	6,38	0,64	0,92	99,08	0,00
50	297	21,41	2,14	3,06	96,94	0,00
70	210	59,77	5,98	9,04	90,96	0,00
100	149	102,59	10,26	19,30	80,70	146,26
140	105	122,73	12,27	31,57	68,43	0,00
200	74	102,47	10,25	41,82	58,18	0,00
270	53	90,92	9,09	50,91	49,09	0,00
325	45	47,55	4,76	55,67	44,34	0,00
400	37	13,49	1,35	57,01	24,99	0,00
-400	0	429,88	42,99	100,00	0,00	0,00
Total		1000,00	100,00			146,26

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.5: Moliendabilidad (determinación del tiempo de molienda)

Blending Mineral (Animón + Islay) Chungar						
Tiempo: 20 minutos F80 = 112,24 μm						
Malla	μm	Peso	% Peso	Ac (+)	Ac (-)	F80
10	2000	0,19	0,02	0,02	99,98	0,00
12	1680	0,02	0,00	0,02	99,98	0,00
16	1190	0,07	0,01	0,03	99,97	0,00
20	841	0,15	0,02	0,04	00,06	0,00
30	595	0,20	0,02	0,06	99,94	0,00
40	400	1,33	0,13	0,20	99,80	0,00
50	297	6,38	0,64	0,84	99,17	0,00
70	210	27,38	2,74	3,57	96,43	0,00
100	149	70,73	7,07	10,65	89,36	112,24
140	105	114,09	11,41	22,05	77,95	0,00
200	74	115,23	11,52	33,58	66,42	0,00
270	53	110,01	11,00	44,58	55,42	0,00
325	45	54,04	5,40	49,98	50,02	0,00
400	37	17,39	1,74	51,72	48,28	0,00
-400	0	482,79	48,28	100,00	0,00	0,00
Total		1000,00	100,00			112,24

-m200	Tiempo
27,38	0
48,99	10
58,18	15
66,42	20

Mineral	Tiempo (min)	-m200
Blending	13,63	55,00
	16,16	60,00
	18,69	65,00

Fuente: elaboración propia

4.1.3. PRUEBAS DE MOLIENDABILIDAD

Las pruebas de molienda se realizaron con 1000 gramos y 500 cc de agua con lo cual se obtiene una pulpa en molienda con 67 % de sólidos y posteriormente se realiza el análisis granulométrico correspondiente; para determinar el grado de molienda a 60,0% -m200 se realizan 3 pruebas a diferentes

tiempos de molienda (10, 15 y 20 minutos), también consideramos para el tiempo 0, 500 gr de muestra.

La muestra se trabajó en un molino de 8,58" x 11,22" con una carga de bolas de acero es de 20 000,00 gramos.

Los resultados de cuatro tiempos de molienda, el % malla -200, se presentan en la tabla N° 4.6.

Tabla N° 4.6: Moliendabilidad

-m200	Tiempo
27,38	0
48,99	10
58,18	15
66,42	20

Fuente: Elaboración propia

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

$$y = 0,506x - 14,2$$

$$Tiempo_{(min)} = 0,506(-m200\%) - 14,2$$

Se obtiene que el tiempo de molienda óptimo es de 16,16 min (60,00% -m200).

Las partículas del blending de los minerales se encuentran liberadas principalmente el cobre con un plomo casi diseminado el zinc en la gran mayoría (80 %) esta liberada.

4.2. WORK INDEX COMPARATIVO

Tabla N° 4.7: Determinación del work index del blending en cuarzo

Blending Mineral (Animón + Islay) Chungar						
Tiempo: 0 minutos F80 = 1936,29 μm						
Malla	μm	Peso	% Peso	Ac (+)	Ac (-)	F80
8	2380	59,44	12,67	12,67	87,33	
10	2000	30,70	6,54	19,21	80,79	0,00
12	1680	19,61	4,18	23,39	76,61	1936,29
16	1190	56,02	11,94	35,32	64,68	0,00
20	841	41,33	8,81	44,13	55,87	0,00
30	595	38,33	8,17	52,30	47,70	0,00
40	400	37,48	7,99	60,28	39,72	0,00
50	297	30,91	6,59	66,87	33,13	0,00
70	210	30,04	6,40	73,27	26,73	0,00
100	149	26,84	5,72	78,99	21,01	0,00
140	105	22,92	4,88	83,87	16,13	0,00
200	74	18,97	4,04	87,92	12,08	0,00
270	53	16,83	3,59	91,50	8,50	0,00
325	45	8,20	1,75	93,25	6,75	0,00
400	37	2,15	0,46	93,71	6,29	0,00
-400	0	29,53	6,29	100,00	0,00	0,00
Total		469,30	100,00			1936,29

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.8: Determinación del work index del blending en cuarzo

Blending Mineral (Animón + Islay) Chungar						
Tiempo: 15 minutos F80 = 221,97 μm						
Malla	μm	Peso	% Peso	Ac (+)	Ac (-)	F80
8	2380	0,12	0,01	0,01	99,99	
10	2000	0,13	0,01	0,02	99,98	0,00
12	1680	0,07	0,01	0,03	99,97	0,00
16	1190	0,27	0,03	0,06	99,94	0,00
20	841	0,71	0,07	0,13	99,87	0,00
30	595	3,22	0,32	0,45	99,55	0,00
40	400	19,85	1,99	2,44	97,56	0,00
50	297	61,37	6,14	8,57	91,43	221,97
70	210	134,34	13,43	22,01	77,99	0,00
100	149	154,42	15,44	37,45	62,55	0,00
140	105	148,58	14,86	52,31	47,69	0,00
200	74	103,81	10,38	62,69	37,31	0,00
270	53	84,64	8,46	71,15	28,85	0,00
325	45	39,28	3,93	75,08	24,92	0,00
400	37	12,60	1,26	76,34	23,66	0,00
-400	0	236,71	23,67	100,00	0,00	0,00
Total		1000,00	100,00			221,97

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.9: Determinación del work index del blending en cuarzo

Blending Mineral (Animón + Islay) Chungar						
Tiempo:10 minutos F80 = 1766,34 μm						
Malla	μm	Peso	% Peso	Ac (+)	Ac (-)	F80
8	2380					
10	2000	86,89	17,38	17,38	82,62	1766,34
12	1680	18,28	3,66	21,03	78,97	0,00
16	1190	53,62	10,72	31,76	68,24	0,00
20	841	35,25	7,05	38,81	61,19	0,00
30	595	31,92	6,38	45,19	54,81	0,00
40	400	30,26	6,05	51,24	48,76	0,00
50	297	24,66	4,93	56,18	43,82	0,00
70	210	23,87	4,77	60,95	39,05	0,00
100	149	22,06	4,41	65,36	34,64	0,00
140	105	19,25	3,85	69,21	30,79	0,00
200	74	17,05	3,41	72,62	27,38	0,00
270	53	15,71	3,14	75,76	24,24	0,00
325	45	8,71	1,74	77,51	22,49	0,00
400	37	3,06	0,61	78,12	21,88	0,00
-400	0	109,41	21,88	100,00	0,00	0,00
Total		500,00	100,00			1766,34

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.7: Determinación del work index del blending en cuarzo

Blending Mineral (Animón + Islay) Chungar						
Tiempo:15 minutos F80 = 146,26 μm						
Malla	μm	Peso	% Peso	Ac (+)	Ac (-)	F80
8	2380					
10	2000	0,39	0,04	0,04	99,96	0,00
12	1680	0,08	0,01	0,05	99,95	0,00
16	1190	0,39	0,04	0,09	99,91	0,00
20	841	0,53	0,05	0,14	99,85	0,00
30	595	1,45	0,15	0,28	99,72	0,00
40	400	6,38	0,64	0,92	99,08	0,00
50	297	21,41	2,14	3,06	96,94	0,00
70	210	59,77	5,98	9,04	90,96	0,00
100	149	102,59	10,26	19,30	80,70	146,26
140	105	122,73	12,27	31,57	68,43	0,00
200	74	102,47	10,25	41,82	58,18	0,00
270	53	90,92	9,09	50,91	49,09	0,00
325	45	47,55	4,76	55,67	44,34	0,00
400	37	13,49	1,35	57,01	42,99	0,00
-400	0	429,86	42,99	100,00	0,00	0,00
Total		1000,00	100,00			146,26

Descripción	F80	P80
Blending	1936,29	221,97
Blending muestra	1766,34	146,26

 $W_i = 10,25 \text{ kw-hr/TC}$ $W_i = 11,30 \text{ kw-hr/TM}$

Fuente: Elaboración propia

4.2.1. PRUEBA DE DETERMINACIÓN DE WORK INDEX COMPARATIVO

Para caracterizar la dureza del mineral o Índice de Trabajo se usó el método comparativo con cuarzo que tiene un Índice de Trabajo de 13,6 Kw-hr/Tc. Para ambos minerales se determinó el tamaño de alimentación promedio F80 (en la muestra 100% pasante malla 6 ASTM) y el tamaño del producto P80 luego de la molienda, para ambas muestras (Blending Mineral Animón + Islay en Cuarzo) el tiempo de molienda fue de 15 minutos para ambas muestras, los siguientes datos son resultados del análisis granulométrico:

F80 bending en cuarzo = 1936,29 μm (100% malla -6).

P80 bending en cuarzo = 221,97 μm .

F80 bending en mineral = 1766,34 μm (100% malla -6)

P80 bending en mineral = 146,26 μm .

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

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

Haciendo uso de la ecuación de bond se determinó el $Wi=11,30 \text{ Kw-hr/TM}$ que será el indicador de dureza del mineral en estudio.

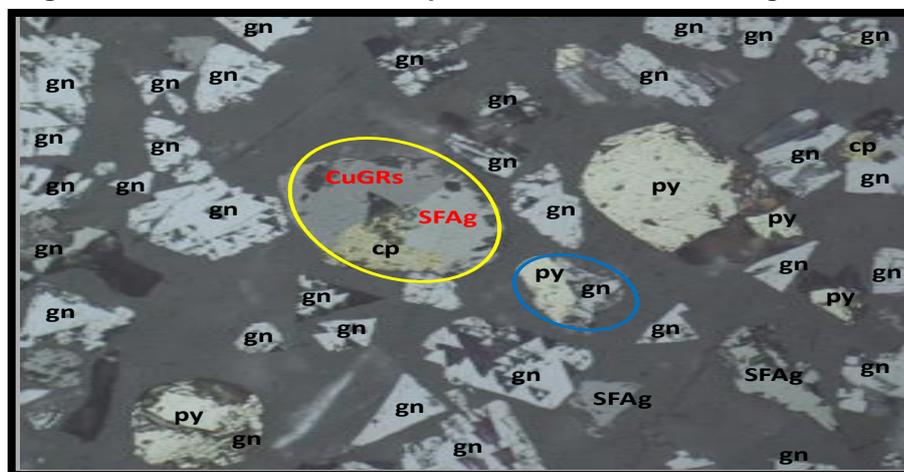
4.3. MICROSCOPIA CUALITATIVA CINÉTICA SELECTIVA

Confeccionadas las respectivas secciones pulidas de espuma de los concentrados y relave final se hizo un análisis cualitativo bajo el microscopio de luz reflejada en el microscopía el resumen es el siguiente:

4.3.1. MICROSCOPIA DEL CONCENTRADO BULK

1. En la imagen se observa dentro del círculo amarillo partícula mixtos de sulfosal de plata – cobres grises – calcopirita (**SFAG/CuGRs/cp**), dentro del círculo azul un mixto de pirita – galena (**gn/py**). Completando la vista se observa partículas libres de galena (**gn**), calcopirita (**cp**) y sulfuro de hierro.

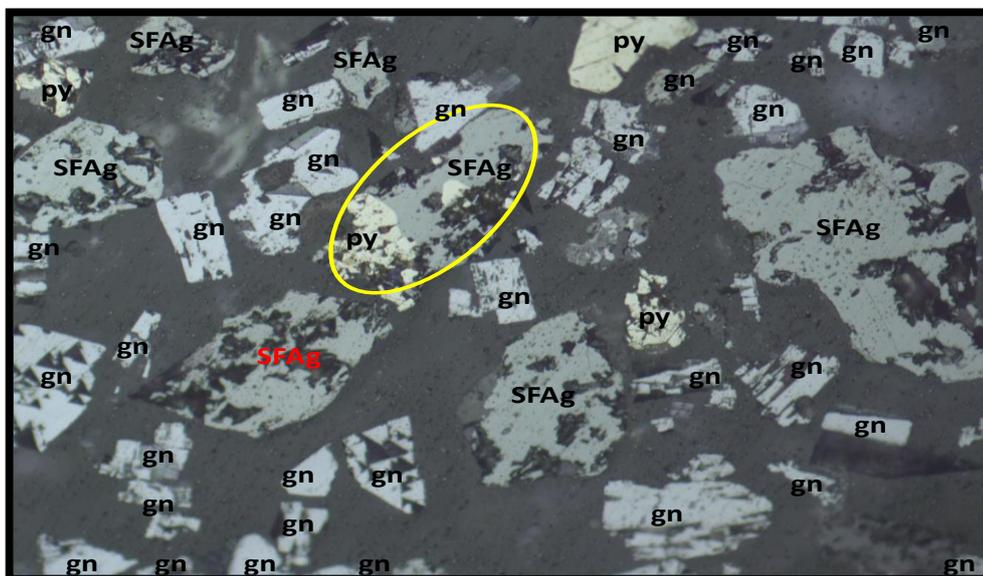
Figura N° 4.1: Análisis microscópica de la muestra blending en cabeza



Fuente: Elaboración propia

2. En la imagen se observa dentro del círculo amarillo una partícula mixta de sulfosal de plata – pirita (**SFAg/py**), este tipo de partículas en exceso baja la recuperación de plata. Completando la vista se observa partículas libres de galena (**gn**), sulfosales de plata (**SFAg**) y sulfuros de hierro.

Figura N° 4.2: Análisis microscópica de la muestra blending en concentrado



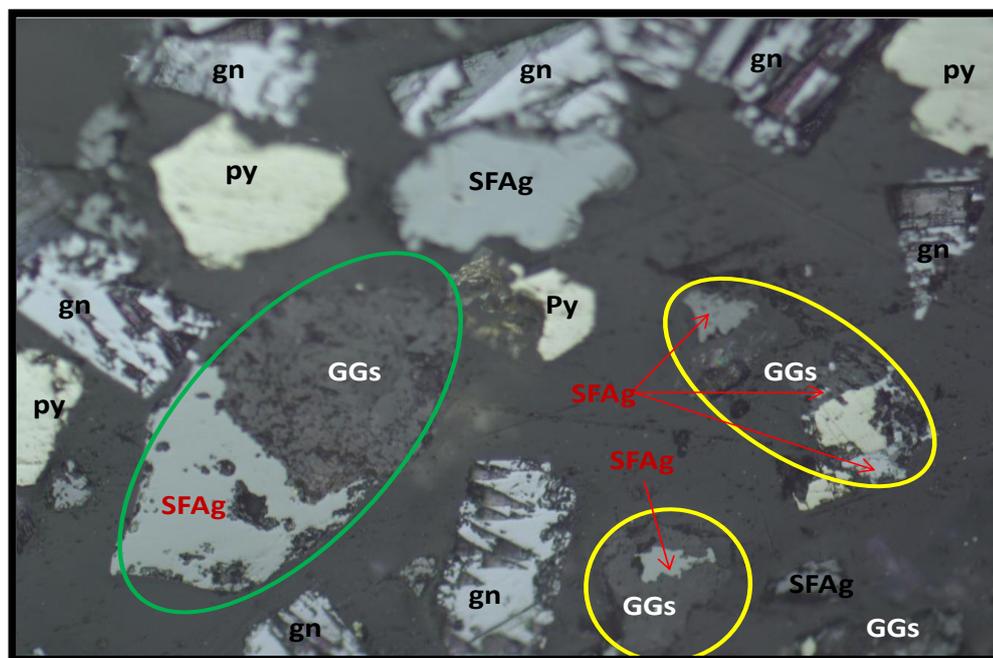
Fuente: Elaboración propia

4.3.2. MICROSCOPIA DEL CONCENTRADO MEDIOS BULK

1. En la imagen se observa dentro del círculo verde partícula mixtos de sulfosal de plata – ganga (SFAg/GGs), dentro de los círculos amarillos inclusiones de sulfosales de plata en ganga (SFAg-GGs). Completando la vista se observa

partículas libres de galena (gn), sulfosales de plata (SFAG) y sulfuro de hierro.

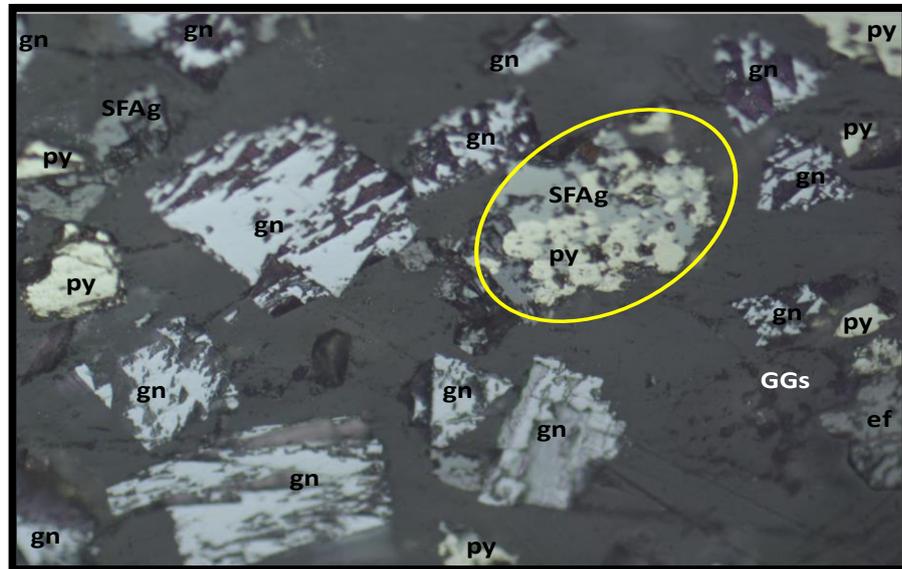
Figura N° 4.3: Análisis microscópico de blending en concentrado bulk



Fuente: Elaboración propia

2. En la imagen se observa dentro del círculo amarillo partícula mixtos de sulfosal de plata – pirita (SFAG/py), estos tipos de partículas incrustados es muy difícil de liberar. Completando la vista se observa partículas libres de galena (gn), esfalerita normal (ef), sulfosales de plata (SFAG) y sulfuro de hierro.

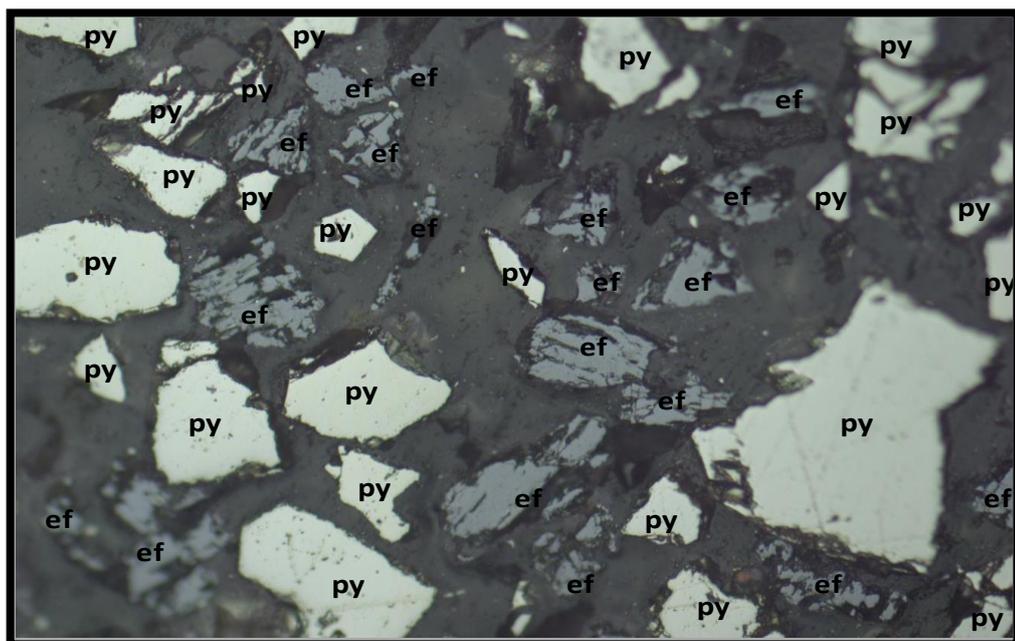
Figura N° 4.4: Análisis microscópico de blending en concentrado medio bulk



Fuente: elaboración propia

4.3.3. MICROSCOPIA DEL CONCENTRADO ZINC

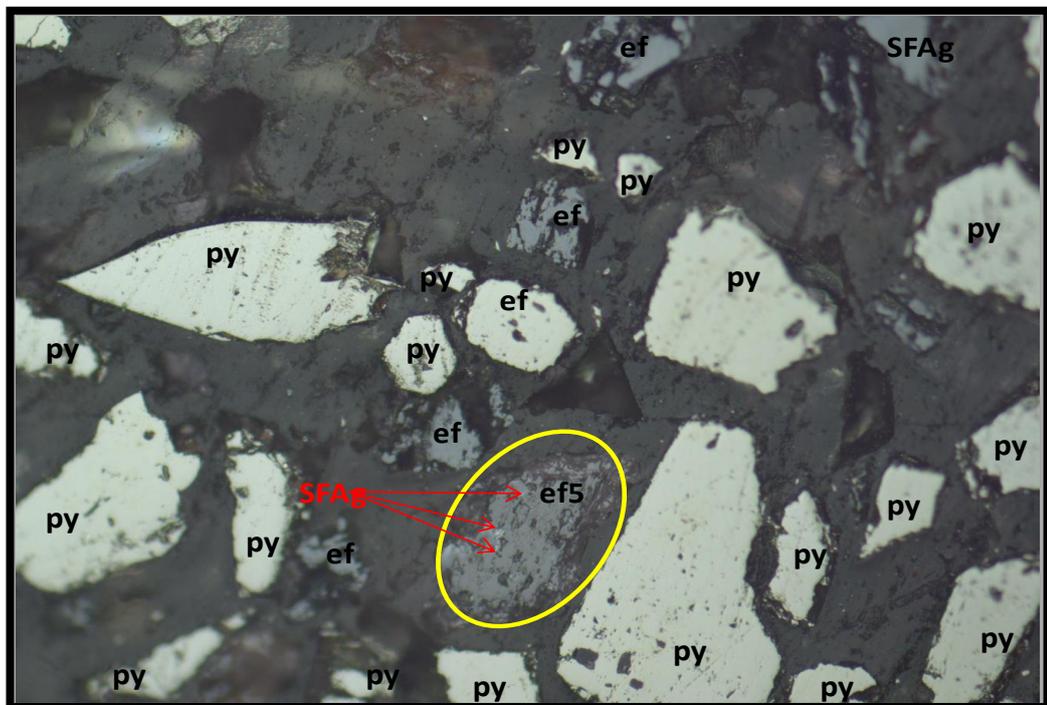
Figura N° 4.5: Análisis microscópico de blending en concentrado zinc



Fuente: Elaboración propia

1. En esta imagen se observa partículas libres de esfalerita, también se observa exceso de pirita y estas partículas en mayor cantidad baja la calidad del zinc.
2. En la imagen se observa dentro del círculo amarillo una partícula de esfalerita del tipo 5 (finas de sulfosales de plata con inclusiones en esfalerita normal) (**ef5**), por la presencia de estas partículas el contenido de plata es bajo su recuperación. Completando la vista se observa partículas libres de esfalerita normal (**ef**) y pirita.

Figura N° 4.6: Análisis microscópico del blending de zinc

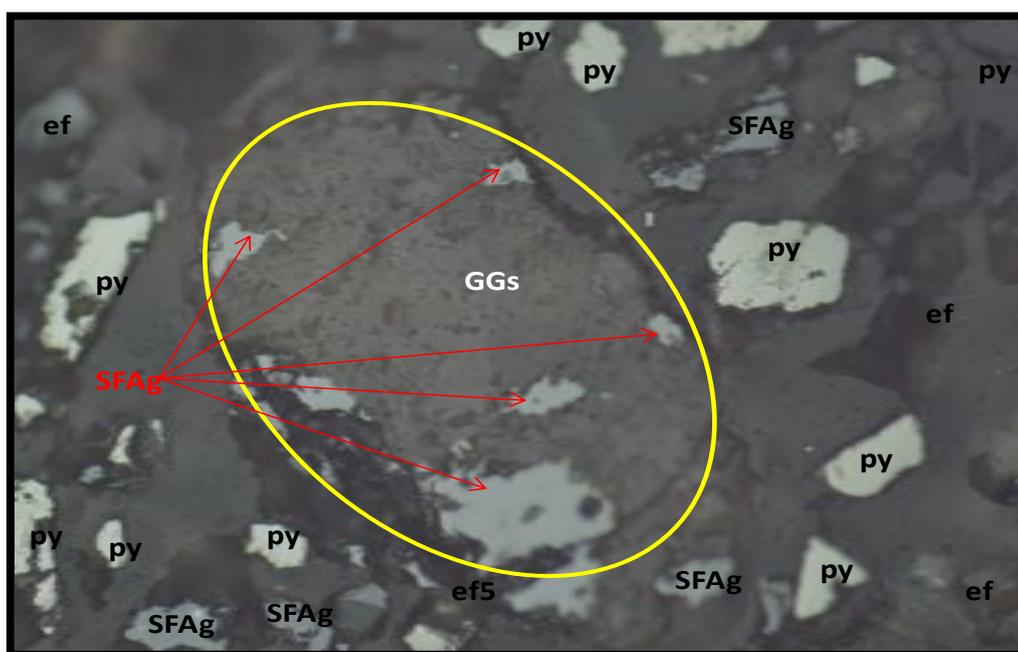


Fuente: elaboración propia

4.3.4. MICROSCOPIA DEL CONCENTRADO MEDIOS BULK

1. En la imagen se observa dentro del círculo amarillo partículas finas de sulfosales de plata con inclusiones en ganga. Completando la vista se observa partículas libres de esfalerita normal (ef), sulfosales de plata (SFAg) y sulfuro de hierro.

Figura N° 4.7: Análisis microscópico blending del concentrado medio bulk

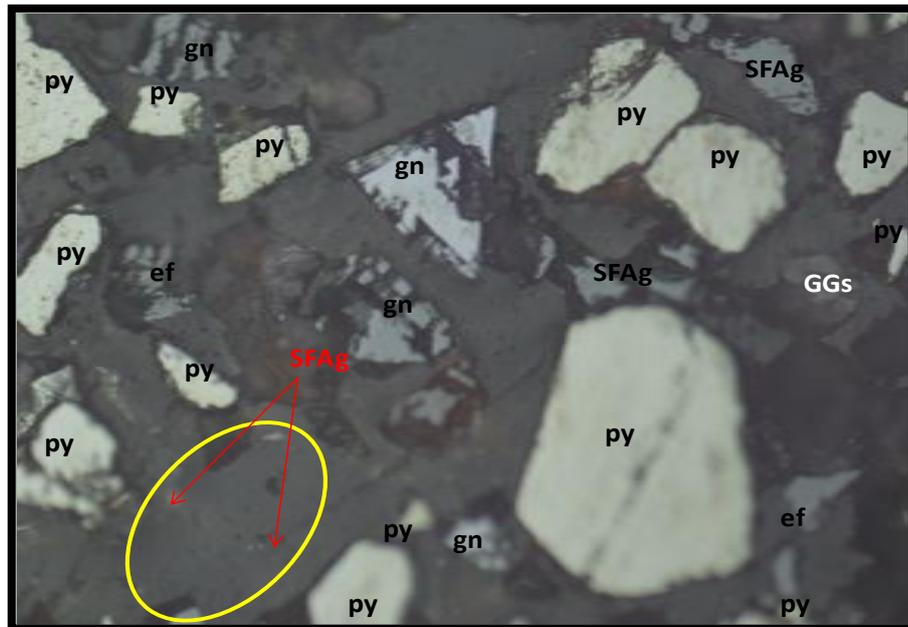


Fuente: Elaboración propia

2. En la imagen se observa dentro del círculo verde una partícula mixta de calcopirita -esfalerita normal (cp/ef), dentro de los círculos amarillos mixto de esfalerita – pirita (ef/py) y dentro del círculo azul mixto de esfalerita – ganga

(ef/GGs). Completando la vista se observa partículas libres de esfalerita normal (ef) y sulfuro de hierro.

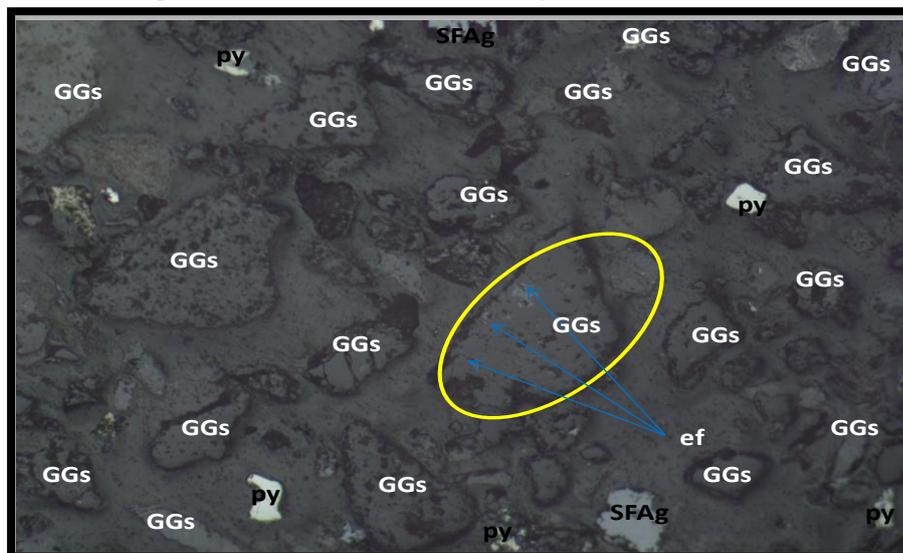
Figura N 4.8: Análisis microscópica de blending en medios concentrado de zinc



Fuente: Elaboración propia

4.3.5. MICROSCOPIA DE RELAVE FINAL

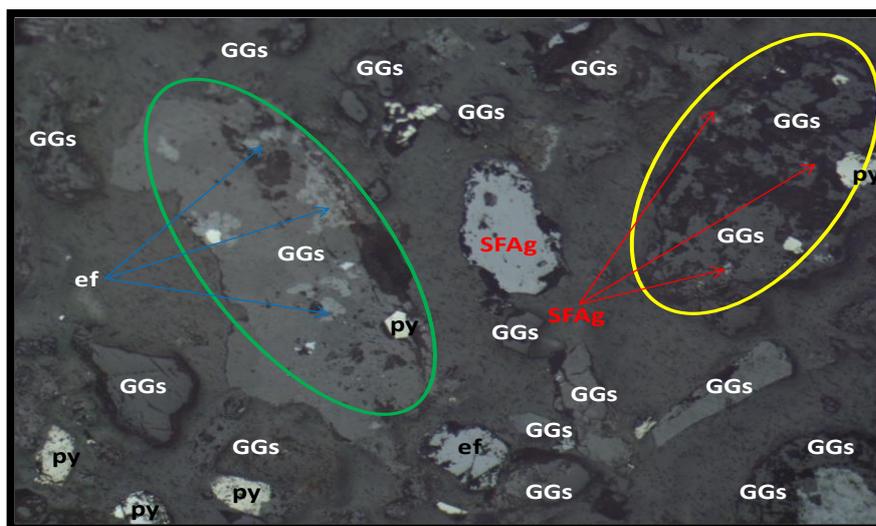
Figura N° 4.9: Análisis microscópico de relave final



Fuente: Elaboración propia

1. En la imagen se observa dentro del círculo amarillo una partícula fina de esfalerita normal incrustada en ganga (**ef-GGs**), este tipo de partículas es muy difícil de recuperar por misma mineralogía que presenta. También se observa partículas libres de sulfosales de plata insolubles y pirita.
2. En la imagen se observa dentro del círculo verde partículas finas de sulfosales de plata incrustado dentro de la ganga (**SFAg-GGs**) y dentro del cuadro verde inclusiones de esfalerita normal con inclusiones en ganga (**ef-GGs**), estos tipo de partículas es muy difícil de recuperar por misma mineralogía que presenta. También se observa partículas libres de sulfosales de plata (**SFAg**), esfalerita normal (**ef**), partículas insolubles y pirita.

Figura N° 4.10: Análisis microscópica de blending de relave



Fuente: Elaboración propia

4.4. PRUEBA DE FLOTACIÓN PARA BALANCE METALÚRGICO PROYECTADO

Se hace una prueba de flotación selectiva con etapas de limpieza para estimar los posibles grados de concentrados, los medios de limpieza y el scavenger no se consideran a las recuperaciones y los relaves finales se reajustan en 20.0% de más para estimar el balance metalúrgico por matrices para dos productos.

4.4.1. CONDICIONES DE FLOTACIÓN – PRUEBA DE FLOTACIÓN BATCH

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

Tabla N° 4.8: Dosificación de reactivos

Nombre	Tiempo min	pH	Reactivos g/T					
			NaCN	Z11/Z6	Cal	CuSO ₄	H-150	Z11
Molienda		6,40	30					
Ro-Bk	3	8,45		14	603		25	
Scv-Bk	2	8,45		5			6	
1° Cl Bk	3	8,50	5					
2° Cl Bk	3	8,50						
Ac Zn 1°	3	10,50			1055			
Ac Zn 2°	4	10,50			151	201		
Ro Zn	3	10,50					6	7
Scv Zn	2	10,50					3	3
1° Cl Zn	3	12,50						
2° Cl Zn	3	12,50						
Total Reactivos g/T			35	19	2663	201	41	10

Fuente: Elaboración propia

4.4.2. BALANCE METALÚRGICO PROYECTADO

Para determinar el balance proyectado se considera lo siguiente:

- Para el concentrado de plomo: para proyectar se consideró solo las limpiezas del rougher bulk, cumpliendo el estándar de planta concentradora.
- Concentrado de zinc: para proyectar solo se consideró las limpiezas del rougher Zinc, cumpliendo el estándar de la planta concentradora.

Para el relave: los relaves finales se reajustan en 20.0% de más para estimar el balance metalúrgico manteniendo los grados se obtiene el balance metalúrgico de la tabla N° 4.9.

Tabla N° 4.9: Balance metalúrgico proyectado

Balance Metalúrgico Proyectado	Peso %	Ensayes								Distribución							
		Ag g/T	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	As %	Mn %	Sb %	Ag %	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	As %	Mn %	Sb %
Conc. Pb	2,24	9788,68	3,33	45,89	2,11	4,11	0,69	5,99	1,99	62,86	61,19	88,22	2,94	0,87	8,08	0,79	46,03
Conc. Zn	3,60	447,61	0,53	0,93	25,72	8,33	0,17	9,64	0,14	4,63	15,60	2,87	57,73	2,85	3,24	2,06	5,29
Relave final	94,16	120,24	0,03	0,11	0,67	10,78	0,18	17,39	0,05	32,51	23,21	8,90	39,33	96,28	88,68	97,15	48,68
Cab. Calc.	100,00	348,29	0,12	1,16	1,60	10,54	0,19	16,86	0,10	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Ag g/T	Pb %	Zn %
67,49	88,22	57,73

Fuente: Elaboración propia

De los cuadros anteriores se pueden realizar los siguientes comentarios:

- Analizando los resultados del balance proyectado se obtiene un grado de Pb de 45,89% con una recuperación de 88,22% y una recuperación de Ag en el concentrado bulk de 62,86%.
- En el caso del Zn se obtiene un grado de 25,72% con una recuperación de 57,73%; la recuperación de Ag en el concentrado de Zn de 4,63%, obteniendo una recuperación total de Ag = 67,49%.
- La concentración de plata es de 9788.68 gr/ton en concentrado de bulk y en concentrado de Zinc es de 447,61gr/ton.
- El desplazamiento de valores de plata y zinc al relave final se considera alto, perjudicando de alguna manera las recuperaciones.
- El alto contenido de **Manganeso** en la cabeza afecta a los concentrados propiciando la dilución de los valores de interés.

4.5. FLOTACIÓN DE SULFUROS

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

4.5.1. CONDICIONES DE FLOTACIÓN.

La dosificación de los reactivos fue de acuerdo al estándar de flotación de sulfuros Ag - Cu – Pb – Zn.

Tabla N° 4.10: Control d tiempo, pH, dosificación de reactivos

Reactivos								
Nombre	Tiempo min	pH	NaCN g/T	Z11/Z6 g/T	Cal g/T	CuSO ₄ g/T	H-150 g/T	RPM celda
Molienda	16,16	8,0	30,0					
Bulk								
Acond I	0,5	8,0		15,0	1200		29,5	1200
Conc Pb I	1,0	8,0						1200
Conc Pb II	3,0	8,0						1200
Conc Pb III	5,0	8,0						1200
Zinc								
Acond II	2,0	10,50			2100			1200
Acond III	3,0	10,50		20,0		180,0	5,9	1200
Conc Zn I	1,0	10,50						1200
Conc Zn II	3,0	10,50						1200
Conc Zn III	5,0	10,50						1200
Consumo total g/T			30,0	35,0	3300	180,0	35,4	

Fuente: Elaboración propia

4.6. RESULTADOS METALÚRGICOS

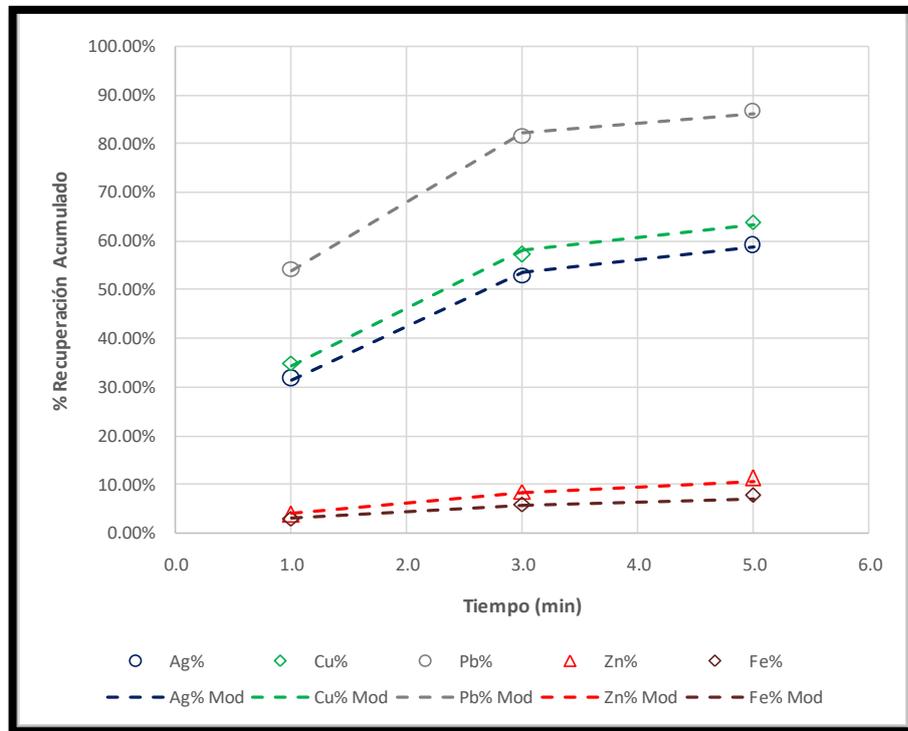
En la tabla N° 4.11, se muestran el balance metalúrgico de la cinética de flotación selectiva de sulfuros:

Tabla N° 4.11: Cinética de flotación

Producto	Peso (g)	% Peso	LEYES					RECUPERACIONES				
			Ag g/T	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	Ag %	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %
Cab Ens	1000,00	100,00	348,86	0,12	0,97	1,72	11,13	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Conc Pb I	27,18	2,72	4539,87	1,61	20,06	2,38	12,19	31,83	35,01	54,22	3,76	2,88
Rlv I Pb			271,60	0,08	0,47	1,70	11,48					
Conc Pb II	29,89	2,99	2725,21	0,93	9,20	2,69	11,86	21,02	22,24	27,35	4,67	3,08
Rlv II Pb			193,82	0,06	0,20	1,67	11,46					
Conc Pb III	16,00	1,60	1544,33	0,53	3,23	3,07	13,32	6,37	6,78	5,14	2,85	1,85
Rlv III Pb			170,51	0,05	0,14	1,65	11,43					
Conc Zn I	17,14	1,71	513,20	0,24	0,36	11,49	11,38	2,27	3,29	0,61	11,45	1,70
Rlv I Zn			164,05	0,04	0,14	1,46	11,43					
Conc Zn II	51,29	5,13	522,57	0,18	0,29	7,88	16,84	6,91	7,39	1,48	23,49	7,51
Rlv II Zn			142,63	0,04	0,13	1,08	11,11					
Conc Zn III	53,36	5,34	394,80	0,14	0,30	5,42	17,61	5,44	5,98	1,59	16,81	8,17
Rlv III Zn	805,14	80,51	125,92	0,03	0,12	0,79	10,68	26,16	19,32	9,61	36,97	74,80
Cab. Calc.	1000,00	100,00	387,61	0,13	1,01	1,72	11,50	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
								73,84	64,03	86,71	51,74	25,20

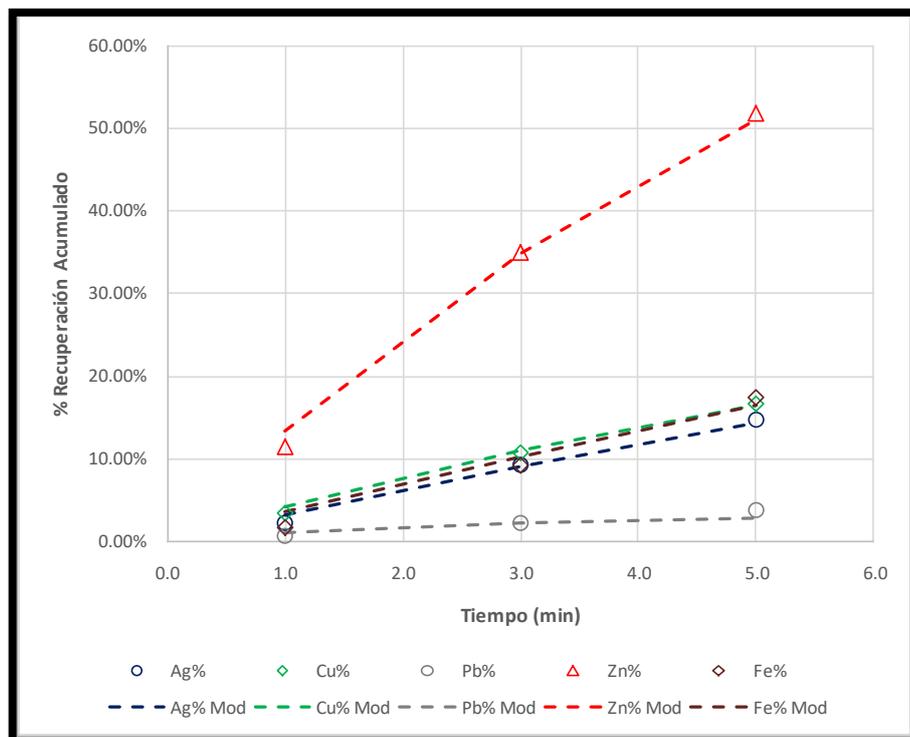
Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.11: Cinética de flotación circuito bulk



Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.12: Cinética de flotación circuito zinc



Fuente: Elaboración propia

Del cuadro anterior referido al comportamiento de flotación de sulfuros en el tiempo podemos comentar lo siguiente:

- Los resultados obtenidos en la cinética selectiva nos indica que el mineral en estudio responde a un proceso de flotación de sulfuros, observando que el contenido de valores de Ag y Pb se incrementan al mismo tiempo en el circuito bulk, indicando una probable relación mineralógica el cual se podrá confirmar por microscopia óptica, en el caso del circuito de zinc se observa que presenta una baja cinética.
- El contenido de Zn en el relave es alto debido a la presencia de Manganeso con Alabandita, por lo tanto, una de las oportunidades de mejora serian el incremento de tiempo de la cinética de flotación en el circuito Zn y mayor control de reactivos.
- El mineral que se está tratando tiene un pH bajo de 6,35.
- Se obtienen resultados regulares de Ag y Pb. La recuperación de Ag total es 73,84%, el de Cu fue de 64,03%, el de Pb fue de 86,71% y la de Zn es de 51,74%, en el caso de zinc la recuperación es baja por el desplazamiento en el relave, perjudicando su recuperación.

4.7. REGRESIONES ENTRE ELEMENTOS QUÍMICOS.

Con el set de ensayos químicos (espumas y relave) correspondientes de cada etapa se realiza una regresión lineal entre

pares de elementos químicos con la finalidad de establecer correlación entre pares de elementos químicos y determinar el valor estadístico t-student que expresará la significancia de la correlación, considerando el signo de este valor estadístico si es mayor a 2,0 y positivo habrá una gran posibilidad de encontrar una relación mineralógica y por el contrario si es negativo se tratara de un desplazamiento indebido a causa del proceso de flotación; los resultados de la regresiones.

En la tabla N° 4.12, se registra el resumen de regresiones entre pares de elementos químicos:

Tabla N° 4.12: Regresiones cinética selectiva concentrado bulk

Regresiones Concentrado Bulk		
Interacción	Correlación	T-student
Ag-Cu	0,999	36,99
Ag-Pb	1,00	22,38
Ag-Zn	0,968	-5,49
Ag-Fe	0,4233	-0,86
Ag-Mg	0,188	0,482
Ag-As	0,906	3,104
Ag-Bi	0,9853	8,18648
Ag-Sb	0,06182	0,25669
Cu-Pb	1,000	56,74
Cu-Zn	0,95773	-4,7597
Cu-Fe	0,397	-0,81
Cu-Mn	0,168	0,45
Cu-As	0,890	2,84
Cu-Bi	0,978	6,68
Cu-Sb	0,049	0,228
Pb-Zn	0,950	-4,38
Pb-Fe	0,380	-0,78
Pb-As	0,87831	2,6866
Pb-Bi	0,973	5,96
Pb-Sb	0,042	0,21
Zn-Fe	0,602	1,23
Zn-Mn	0,346	-0,73

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.13: Regresiones cinética selectiva concentrado zinc

Regresiones Concentrado Zn		
Interacción	Correlación	T-student
Ag-Cu	0,999	36,99
Ag-Pb	0,10	0,34
Ag-Zn	0,587	1,19
Ag-Fe	0,2924	-0,6429
Ag-Mn	0,85725	2,45054
Ag-As	0,506	-1,012
Fe-As	0,95243	4,47446
Ag-Sb	0,996	15,168
Cu-Pb	0,735	1,66
Cu-Zn	0,989	13,392
Cu-Fe	0,050	0,32
Cu-Mn	0,733	2,34
Cu-As	0,053	0,34
Cu-Sb	0,920	4,80
Pb-Zn	0,876	3,75
Pb-Fe	0,148	0,59
Pb-As	0,179	0,66
Pb-Sb	0,879	3,911
Zn-Fe	0,912	-3,22
Zn-Mn	0,906	3,11

Fuente: Elaboración propia

De los cuadros anteriores se comenta:

Flotación Bulk, en las regresiones realizadas de los ensayos químicos de la prueba de cinética selectiva una relación importante de Pb-Ag con una correlación de 99% y t-Student +22,38; esta alta significancia nos indica que en el tiempo de mineral de San Francisco los valores de plomo están muy relacionados a los de plata.

Flotación Zinc, Importante resaltar que la mayor correlación se alcanza en el par Cu-Ag (t= +36,99) y le sigue en importancia la relación Ag-Sb (t= +15,17)

además hay una relación mineralógica entre calcopirita y esfalerita ($t= +13,39$).

- Es de importancia también resaltar las siguientes correlaciones para tener en cuenta como el de Zn-Mn tiene una correlación de 90% con un T-Student ($+3,12$).

CONCLUSIONES

1. El Blending (Antamina + Islay) de Mineral Chungar, el mineral en estudio contiene alto contenido de plata, los contenidos de plomo y zinc las leyes se encuentran en valores promedios, en el caso del cobre la ley es baja.
2. El Work Index obtenido indica un mineral de baja dureza, resultando $Wi = 11,30 \text{ Kw-hr/TM}$ para el blending (Animón + Islay) de mineral, considerándose de baja dureza.
3. Analizando los resultados de las pruebas de flotación en el blending (Animón + Islay), son los desplazamientos de valores de Ag (32,51 gr/Tn) y Zn (39,33%) al relave, afectando la recuperaciones de estos valores, este efecto se presenta por razones mineralógicas según la regresión estadística y la visualización en microscopía óptica confirma la presencia de mixtos y libres, los sulfosales de plata incluidas con disminuciones en ganga, el cual perjudica la recuperación de Ag en la primera etapa de flotación (Bulk) y los desplazamientos de estas en el relave.
4. En la prueba de flotación de Zn se puede observar que no presenta un buen comportamiento metalúrgico, obteniendo una calidad de 25,72% con 57,73% de recuperación, el desplazamiento de Zn al

relave se debe al alto contenido de manganeso e inclusiones en gangas, estos valores fueron obtenidos en el Balance Metalúrgico Proyectado.

5. Para el caso de la metalurgia del Pb se observa una regular calidad (45,89 %), con una recuperación de 88,22 % en la primera etapa de flotación bulk.

6. Por lo expuesto se observa que el blending (Animón + Islay) de Mineral de Chungar, no responde a un proceso de flotación de sulfuros, destacando que la recuperación de Ag se ve afectado por mixtos de pirita y sulfosales de plata incluidas en esfalerita, y en el caso del Zn por inclusiones de esfalerita en gangas y por presentar alto ley de manganeso.

RECOMENDACIONES

1. El aporte en mayor cantidad de Animón en el blending del mineral de Chungar, hacia la planta concentradora, contribuirá en los desplazamientos de Ag y Zn al relave.
2. Otra alternativa que se debe tener en cuenta es el de evaluar un reactivo colector secundario de Ag en este blending de mineral de Chungar.
3. Un exceso de espumante tendrá características muy efervescentes, mientras que muy poco espumante producirá normalmente burbujas con apariencia acuosa.

BIBLIOGRAFÍA

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

6. QUIMICA AMTEX S.A. (2006), "PRESENTACIÓN GRUPO AMTEX" SIMPOSIUM: AVANCES EN FLOTACIÓN DE MINERALES POLIMETALICOS, LIMA -PERÚ JULIO.
7. QUIÑONES LAVADO, LOURDES JANET, (2010), "MINERALURGÍA MINERAL POLIMETÁLICO SULFURADO DE Pb, Cu, Y Zn" INFORME TECNICO OCTUBRE,
8. SUTULOV ALEXANDER, (1963), "FLOTACION DE MINERALES". UNIVERSIDAD DE CONCEPCION - INSTITUTO DE INVESTIGACION CHILE.
9. ZEGARRA Y C. PEREZ, (1998), "SELECCIÓN DE PROCEDIMIENTOS DE SEPARACION DE Cu-Pb FLOTACION Y OPTIMIZACION ECONÓMICA" CENTROMIN - LA OROYA - PERU.