

Universidad Nacional
"José Faustino Sánchez Carrión"



“Facultad de Ingeniería Química y Metalúrgica”

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

**“LIBERACIÓN DE MINERALES SULFURADOS PARA LA
CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN DE MENAS
POLIMETÁLICOS A NIVEL EXPERIMENTAL EN LA EMPRESA
MINERA PARAGSHA”**

“TESIS”

**PARA OPTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALÚRGICO**

Autor:

BARNACHEA PAUCAR, FRIDEL AUGUSTO

Asesor:

Ing. ABARCA RODRÍGUEZ, Joaquín José.

C.I.P. N° 108833

Huacho - Perú

2019

**“FLOTACIÓN DE MINERALES CON PRESENCIA DE ÓXIDOS
PARA LA CONCENTRACIÓN DE COBRE, PLATA Y ORO A NIVEL
LABORATORIO”**

.....

Dr. SALCEDO MEZA, MÁXIMO TOMAS

Presidente

.....

M(o). RODRÍGUEZ ESPINOZA,
RONALD FERNANDO

Secretario

.....

M(o). IPANAQUE ROÑA, JUAN
MANUEL

Vocal

.....

M(o) ABARCA RODRÍGUEZ, JOAQUIN JOSÉ

Asesor

DEDICATORIA

Esta tesis se la dedico a mis padres por sus consejos y comprensión en los momentos difíciles que he pasado, también por ayudarme a superar los diferentes obstáculos que se me presentaron. Y por inculcarme valores, principios y coraje para conseguir mis objetivos.

AGRADECIMIENTO

A Dios por permitirme vivir día a día y a mis padres por apoyarme anímicamente y económicamente para que yo pueda mantenerme firme y no decaer durante este gran esfuerzo que comprendió mi carrera de ingeniería metalúrgica.

Mi gran agradecimiento a todos los docentes de la E.P. Ing. Metalúrgica y a mi asesor por su colaboración, orientación, consejo, recomendación y ayuda en cada momento de dudas y consultas en este trabajo de investigación.

PENSAMIENTO

“Toma una idea. Hazla tu vida: piensa sobre ella, sueña sobre ella, vívela. Deja que tus músculos, cerebro, nervios y cada parte de tu cuerpo se llenen de esa idea. Luego deja todas las demás ideas solas. Ese es el camino hacia el éxito”

(Swami Vivekananda)

ÍNDICE

PORTADA	i
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
PENSAMIENTO	v
ÍNDICE	vi
ÍNDICE DE FIGURA	ix
ÍNDICE DE TABLA	x
ÍNDICE DE ANEXO	xi
GLOSARIO DE ABREVIATURAS	xii
RESUMEN	xiii
ABSTRACT	xiv
INTRODUCCIÓN	xv
CAPÍTULO I	16
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	16
1.1 Descripción de la realidad problemática.....	16
1.2 Formulación del problema.....	16
1.2.1 Problema general.....	16
1.2.2 Problemas específicos	17
1.3 Objetivos de la Investigación.....	17
1.3.1 Objetivo general	17
1.3.2 Objetivo específico.....	17
1.4 Justificación de la investigación	17
1.5 Delimitación del estudio.	18
1.5.1. Delimitación territorial.	18

1.1.1.	Delimitación tiempo y espacio.	18
1.1.2.	Delimitación de recursos.	18
1.6	Viabilidad del estudio	19
CAPÍTULO II	20
MARCO TEÓRICO	20
2.1.	Antecedentes de la investigación	20
2.2.	Bases Teóricas	25
2.2.1.	Flotación.	25
2.2.2.	Colectores	26
2.2.3.	Espumantes.....	29
2.2.4.	Reguladores.	31
2.2.5.	Depresores.	31
2.3.	Definiciones conceptuales.	32
2.4.	Formulación de la Hipótesis.	34
2.4.1.	Hipótesis General	34
2.4.2.	Hipótesis Específicos.....	34
CAPÍTULO III	35
METODOLOGÍA	35
3.1.	Diseño Metodológico.....	35
3.2.	Población y Muestra.	36
3.3.	Operacionalización de Variables e Indicadores	37
3.4.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	37
4.2.	Técnicas para el procesamiento de la información.....	38
CAPÍTULO IV	39
RESULTADOS	39

4.1. Condiciones de trabajo.....	39
4.1.1. Ley de cabeza.	39
4.1.2. Diseño del proceso de pruebas experimentales	39
4.1.3. Uso de reactivos en las pruebas experimentales.....	40
4.2. Resultado de la parte experimental.....	42
4.2.1. Recuperación y calidad del concentrado bulk.	42
4.2.2. Comportamiento de la calidad y recuperación de Ag y Pb en el concentrado bulk.....	46
CAPÍTULO V	49
DISCUSIÓN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	49
5.1. Discusión.	49
5.2. Conclusiones.....	51
5.3. Recomendaciones.	52
CAPÍTULO VI	53
FUENTES DE INFORMACIÓN	53
5.1. Fuentes Bibliográficas	53
ANEXOS	55

ÍNDICE DE FIGURA

Figura 1: Esquema del experimento y variable	36
Figura 2: Diseño del proceso de pruebas de flotación.....	39
Figura 3: Curva de la recuperación de la plata en función al % malla -200.....	46
Figura 4: Curva de la plata en el concentrado bulk en función al % malla -200.....	47
Figura 5: Curva de la recuperación del plomo en función al % malla -200.....	47
Figura 6: Curva del plomo en el concentrado bulk en función al % malla -200.....	48

ÍNDICE DE TABLA

Tabla 1. Variables e indicadores de operacionalización.....	37
Tabla 2. Leyes ensayadas	39
Tabla 3. Condiciones de trabajo	40
Tabla 4. Liberación de cada prueba experimental.....	41
Tabla 5. Prueba estándar con 8 minutos de molienda (65% malla -200).....	42
Tabla 6. Prueba con 10 minutos de molienda (70% malla -200).	43
Tabla 7. Prueba con 12 minutos de molienda (80% malla -200)	43
Tabla 8. Prueba con 14 minutos de molienda (90% malla -200)	44
Tabla 9. Prueba con 15 minutos de molienda (98% malla -200)	45
Tabla 10. Liberación, calidad y recuperación para el Pb y Ag.....	45

ÍNDICE DE ANEXO

Anexo 1. Matriz de Consistencia General	56
Anexo 2. Matriz de Consistencia Específico.....	57
Anexo 3. Datos para las pruebas experimentales	58
Anexo 4. Resultados de las pruebas experimentales	59
Anexo 5. Resumen de los datos de las pruebas experimentales.....	60
Anexo 6. Análisis de las curvas de calidad y recuperación de Pb y Ag en el concentrado bulk.....	61

GLOSARIO DE ABREVIATURAS

%	:	Porcentaje
&	:	i
µm	:	Micras
USGS	:	Servicio geológico de los Estados Unidos
g/t	:	Gramos por toneladas
s/f	:	Sin fecha
pág.	:	Página
“	:	Pulgadas
Oz/TM	:	Onzas por toneladas métricas
Kg/TM	:	Kilogramos por toneladas métricas
gr/TM	:	Gramos por toneladas métricas
Mg/l	:	Miligramos por litro
pH	:	Potencial de hidrógeno
′	:	Pies
onz/TM	:	Onzas por toneladas métricas
-200m	:	Pasante malla 200
#200	:	Malla 200

RESUMEN

Sobre el proceso de liberación de minerales sulfurados para la concentración por flotación de menas polimetálicos a nivel experimental en la empresa minera Paragsha, tiene como objetivo recuperar plomo y plata en función de la liberación del mineral. El presente estudio es un trabajo experimental aplicada, cuantitativa, predictiva generador de resultados, desarrollados en el laboratorio de la empresa minera Paragsha. El proceso experimental consta de la preparación de la muestra, molienda, acondicionamiento, flotación bulk en el circuito rougher y scavenger. Como resultado obtenido se tiene un concentrado bulk para una ley de cabeza de 1.46% de Pb, 0.65% Zn, 18.15% Fe, 156 g/t Ag, 0.04% PbOx, 0.02% ZnOx, <0.01% Cu y 0.01% Bi. En el concentrado se tiene una recuperación máxima de la plata de 49.36% cuando el 77.30% pasa a la malla 200, y una calidad máxima de concentración de plata es de 986.73 g/t cuando el 65% pasa a la malla 200. Para el plomo la máxima recuperación es de 73.03%, cuando el 78.68% pasa a la malla 200, con una calidad máxima del plomo que tendrá de 12.39%, cuando el 65% pasa a la malla 200. Una liberación en exceso tiende a disminuir la calidad y la recuperación del plomo y de la plata en el concentrado bulk en el presente trabajo. Con ello se contrasta los objetivos planteados en el presente estudio.

Palabra clave: Flotación bulk, Concentración por flotación de plomo, Flotación de minerales de plomo y plata.

ABSTRACT

On the process of liberation of sulfur minerals for the concentration by flotation of polymetallic ores at experimental level in the Paragsha mining company, its objective is to recover lead and silver depending on the release of the mineral. The present study is an applied experimental work, quantitative, predictive generator of results, developed in the laboratory of the mining company Paragsha. The experimental process consists of sample preparation, grinding, conditioning, bulk flotation in the rougher and scavenger circuit. As a result obtained there is a bulk concentrate for a head law of 1.46% Pb, 0.65% Zn, 18.15% Fe, 156 g / t Ag, 0.04% PbOx, 0.02% ZnOx, <0.01% Cu and 0.01% Bi. In the concentrate there is a maximum recovery of silver of 49.36% when 77.30% goes to the 200 mesh, and a maximum quality of concentration of silver is 986.73 g / t when 65% goes to the 200 mesh. For the lead the maximum recovery is 73.03%, when 78.68% goes to the 200 mesh, with a maximum quality of the lead that will have 12.39%, when 65% goes to the 200 mesh. A release in excess tends to decrease the quality and recovery of lead and silver in the bulk concentrate in the present work. This contrasts the objectives set out in this study.

Key Word: Bulk flotation, Concentration by flotation of lead, Flotation of silver and lead mineral.

INTRODUCCIÓN

En la liberación de minerales sulfurados para la concentración por flotación de menas polimetálicos a nivel experimental en la empresa minera Paragsha, el objetivo es obtener un concentrado bulk de plomo y plata, en relación a la liberación del mineral.

El proceso de concentración de minerales por flotación es una actividad tradicional para la concentración de minerales sulfurados polimetálicos, en su comienzo se recuperaba minerales de alta ley, pero al transcurrir el tiempo las reservas se van acabando quedando reservas de baja ley, por ello es necesario buscar alternativas para poder aprovechar estos recursos, por lo que se busca alternativas siguiendo los procesos tradicionales para la concentración de los minerales de un valor económico.

En muchos trabajos realizados sobre la recuperación de los minerales de baja ley en diversas fuentes teóricas como prácticas, estos han demostrado una recuperación de los minerales de baja ley por el proceso de flotación, esto debido a su afinidad de los minerales con el agua (hidrofílico o polares) que generan enlace temporal con el agua a través del enlace de hidrógeno, con una recuperación de orden de 40% a 60%.

En el presente trabajo de investigación se realizó una molienda del mineral, usando reactivos que permitan la activación de los minerales, acondicionar donde se adicionan los colectores y los espumantes para que permitan colectar y flotar en el circuito rougher y scavenger obteniendo un concentrado bulk con una calidad y una recuperación adecuada de los minerales en estudio en función de la liberación de los minerales presentes en el trabajo.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción de la realidad problemática.

Los minerales existentes en los andes constituyen una reserva importante para el Perú formado por minerales sulfurados y oxidados. A medida que se acaban las reservas de alta ley quedan minerales de baja ley con impurezas que intervienen en forma negativa en la flotación de las menas de interés por eso es necesario realizar las investigaciones que conllevan a la recuperación con las técnicas y métodos más adecuados económicamente.

Fundamentándose respecto a la reserva de la plata podríamos determinar en base a la indagación verificada entorno a minerales con presencia de menas de plata se puede afirmar que el “Perú tiene reservas de plata por 93,000 toneladas, cifra que lo convierte con mayores reservas en el mundo. Según datos del USGS, en el mundo existen reservas de 530,000 toneladas métricas de plata, de las cuales, el 18% están en el Perú” (Cegarra, 2018).

La “solubilidad de la anglesita es 300 veces más que la cerusita, y la cerusita se distingue por los cationes de plomo que tiene, mientras que la anglesita por el contrario se caracteriza por la ausencia de iones de plomo que lo determina ser más hidrofílico” Glembovsky (1,964) citado por (Azañero, y otros, s/f, pág. 37).

Por lo tanto, se busca técnicas y métodos para solucionar, ya que la minera Volcán II tiene este inconveniente con sus minerales de plata a razón de ello se plantea el problema que se describe en el problema general del estudio.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

¿En qué medida la liberación de minerales sulfurados, nos permitirá concentrar menas polimetálicas por flotación a nivel experimental en la empresa minera Paragsha?

1.2.2 Problemas específicos

¿En qué medida la liberación pasante a -200m, nos permitirá obtener una calidad del concentrado de plomo óptima?

¿En qué medida la liberación pasante a -200m, nos permitirá obtener una recuperación óptima de plomo-plata?

1.3 Objetivos de la Investigación

1.3.1 Objetivo general

Evaluar la liberación de minerales sulfurados, para la concentración por flotación de menas polimetálicos a nivel experimental en la empresa minera Paragsha.

1.3.2 Objetivo específico

Evaluar la liberación pasante a -200m, para obtener una calidad óptima del concentrado de plomo.

Evaluar la liberación pasante a -200m, para obtener una recuperación óptima de plomo-plata.

1.4 Justificación de la investigación

En el trabajo de investigación sobre la liberación de minerales sulfurados para la concentración por flotación de menas polimetálicos a nivel experimental en la empresa minera Paragsha, nos permitirá garantizar la calidad del concentrado de polimetálicos a nivel laboratorio. Se basa en la necesidad de evaluar y determinar que parámetros son los adecuados para el tratamiento, recuperación y calidad del concentrado de plomo y plata.

Es importante por esto poseer previo conocimiento de las concentraciones a las cuales se desea llegar, para que de esta manera se pueda identificar el posible procedimiento que se

desea evaluar y cuáles de las etapas de su recuperación pueden ser modificadas con el fin de obtener un producto con las mejores características a partir de los parámetros evaluados.

De igual manera el plantear una metodología que nos permita identificarla y evaluarla constantemente durante su desarrollo, permitirá que la producción sea menos afectada por variables que aparezcan en la elaboración del trabajo, mejorando el rendimiento del proceso; teniendo en cuenta que al poseer un procedimiento estandarizado, este nos brindará información acerca de los suministros adecuados y de las cantidades específicas que se deben implementar y utilizar para la obtención del producto deseado. Obteniendo siempre los beneficios de un proceso controlado.

1.5 Delimitación del estudio.

1.5.1. Delimitación territorial.

País	:	Perú
Departamento	:	Cerro de Pasco
Provincia	:	Pasco de Pasco
Distrito	:	Pasco

1.1.1. Delimitación tiempo y espacio.

La investigación se realizará en el laboratorio metalúrgico de la empresa minera Paragsha – 2019.

1.1.2. Delimitación de recursos.

Falta de disponibilidad de recursos económicos para llevar a cabo el trabajo de investigación.

1.6 Viabilidad del estudio

La realización de la presente investigación es viable, porque se tienen los conocimientos teóricos, los medios técnicos y los recursos económicos necesarios. Así mismo, está asegurado el acceso a los lugares de las fuentes de información requerida; también se cuenta con la autorización correspondiente del gerente del laboratorio metalúrgico de la empresa minera Paragsha, a efectos de llevar a cabo el correspondiente trabajo de campo.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

En su trabajo de investigación sobre “Optimización en la flotación para aumentar la recuperación de plomo-plata en la unidad minera Uchucchacua”; (Fernandez & Narvaez, 2015), concluye:

Las pruebas experimentales realizadas en la unidad de producción Uchucchacua, para el uso de una celda de flotación flash, en el proceso metalúrgico ha determinado que la elección será por una celda flash SK- 240, por que ha demostrado: Minimizar la sobremolienda de los minerales valiosos debido, a que esta celda trabaja con una granulometría gruesa. La obtención de los concentrados de alta ley, que son recuperados en una sola etapa.

La recuperación de una cantidad considerable de minerales valiosos, ocasionando una capacidad extra en el circuito de flotación y aumentando el tiempo de residencia del mineral. Y, permitir que los concentrados de gruesa granulometría, obtenidos por esta celda sean fáciles de filtrar. Ampliar el chut de la zaranda vibratoria 6” x 12” en el circuito de chancado. Frecuentemente se tienen problemas de atascamiento por el paso de las varillas metálicas.

En la investigación sobre “evaluación del circuito de plomo en la minera HUINAC SAC 2013”; (Caballero & Arellan, 2014), los investigadores llegaron a las siguientes conclusiones:

El proceso inicialmente se encuentra con un concentrado bulk que tiene una calidad del concentrado de plomo de 47.15% en promedio con una variación de 3.17, con una recuperación de 91.43% con una variación de 1.61 encontrándose los datos dentro de las líneas de control.

La plata tiene una ley de 131.12 onz/TM con una variación de 5.6, con un 8.3% de los datos se encuentran fuera de la línea de control, mientras que la recuperación es de 81.63% con un 7.7% fuera de los parámetros de control, con una variación de 4.62.

Las impurezas en el concentrado bulk, para el hierro tiene 9.39% de ley y el 8.3% de los datos se encuentran fuera de las líneas de control, con una variación de 4.6, con una variación de 16.7% de los datos están fuera de las líneas de control, haciendo al proceso inestable. Para el zinc tiene una ley de 9.11% con una variación de 2.53 encontrándose los datos dentro de las líneas de control.

El mineral para la prueba experimental tiene una ley de cabeza de 5% de plomo, 65 onz Ag/TM, 10.01 gr Au/TM, 0.59% de Cobre, 12.84% de zinc y 9.29% de Fe, de los cuales el mejor resultado obtenido de las cuatro pruebas metalúrgicas realizados, tuvieron los siguientes condiciones de estudio; como depresor el complejo de NaCN más sulfato de zinc en relación de 1:3 con una dosificación de 2.89 Kg/TM a un pH de 6.9, con un consumo del colector Z-11 de 0.26 Kg/TM, con ello se obtuvieron una calidad del concentrado bulk proyectado de 51.05% de plomo con una recuperación de 93.09%, para la plata de 344.35 onz Ag/TM con una recuperación de 86.37%, mientras que para el oro de 20.92 gr Au/TM con una recuperación de 59.31%, por otra parte el cobre tiene 5.19% con una recuperación de 79.84%. En el concentrado como los elementos que se desplazan es el zinc en 7.89% y el hierro en 9.31%.

Al nivel industrial después de reajustar se obtiene una calidad del concentrado bulk de 50.90% de plomo con una variación de 4.73, y una recuperación de 84.25% con una variación de 4.19, haciéndole estable tanto la calidad del concentrado y la recuperación con la variación. Para la plata tiene una calidad de

161.72 onz Ag/TM con una variación de 11.17, y una recuperación de 79.52% con una variación de 3.55, el control de los parámetros está dentro de las líneas de control haciéndole estable.

La activación del zinc en el concentrado bulk es de 8.95% con una variación de 1.89, mientras que la del hierro es de 6.95% con una variación de 1.52, las fluctuaciones tanto de los desplazamientos como la variación está dentro de la línea de control.

En el concentrado bulk la calidad del plomo tiene una mejora desde 47.15% antes de la prueba, en la prueba llegando a 51.05% y después del ajuste a 50.90%, salvo que en la variación crece de 3.17 a 4.73 permaneciendo dentro de las líneas de control.

La recuperación del plomo de lo contrario decrece a nivel industrial de 91.43% antes del ajuste, en la prueba experimental proyectada es de 93.09% y después del ajuste a nivel planta decrece en promedio de 84.25%, con una variación que aumenta de 1.61 a 4.19 teniendo un comportamiento de las recuperaciones dentro de la línea de control.

La calidad de la plata en el concentrado bulk crece de 131.12 onz Ag/TM en promedio antes del ajuste con una variación de 5.6, en la prueba experimental llegando a 344.35 onz Ag/TM, mientras que después del ajuste tiene un promedio de 161.72 onz Ag/TM con una variación de 11.17 permaneciendo dentro de los parámetros de control.

En el desplazamiento del zinc en el proceso inicial es de 9.11% con una variación de 2.53 en promedio, en la prueba experimental es de 7.89%, mientras que después del ajuste a nivel planta en promedio es de 8.95% con una variación de 1.89. La activación del fierro es de 9.39% con una variación de 4.6 siendo

inestable, en la prueba experimental es de 9.31% y después del ajuste a nivel industrial es de 6.95% con una variación de 1.52 en promedio.

En el estudio del efecto depresor de reactivos orgánicos naturales en la flotación de sulfuros; (Ciribeni, Sarquís, & González, 2002) concluye que;

mediante la utilización de 17 mg/l del modificador Floatán T1 produce una efectiva depresión de pirita y calcopirita en el rango de pH de 8 a 10 y en ausencia de los iones de cobre y calcio. La presencia del ion cobre en el medio acuoso, inhibe el efecto depresor del Floatán T1 sobre la calcopirita. A pH superior a 9 permite su separación de la pirita. Al aumentar la dosis del Floatán T1 de 12 a 24 mg/l se produce mayor activación de la calcopirita mientras permanece deprimida la pirita, produciéndose una importante diferenciación entre ambos minerales principalmente para los pH de 9 y 10. La presencia de los iones de calcio colaboran con la depresión de la pirita por el modificador Floatán T1 en concentración de 17 mg/l, aún en presencia de 12 y 24 mg/l de cobre en los pH de 9 y 10. La depresión de la pirita con 17 mg/l del Floatán T1, depende en cada caso del pH del medio.

En su trabajo de investigación sobre flotación de minerales oxidados de plomo el autor (Azañero, y otros, 2002); llegó a la siguiente conclusión que;

la cerusita tiene buen comportamiento al flotar con colectores sulfhídricos previa sulfurización; la reacción principal: $\text{Na}_2\text{S} + \text{PbCO}_3 \rightarrow \text{PbS} + \text{Na}_2\text{CO}_3$. El mineral investigado tiene buena ley de plomo, plata y zinc, estando el plomo mayormente oxidado lo que implica que será necesario considerar circuitos de flotación de sulfuros y óxidos. El método de la flotación selectiva produce concentrados de: plomo, zinc y plomo oxidado con leyes comerciales, pero son

necesarios tres circuitos de flotación, con alto consumo de reactivos para controlar parcialmente el exceso de finos y el zinc que se encuentra fuertemente activado, el circuito de la flotación es complicado y las recuperaciones se ven severamente afectadas. Flotar los sulfuros en un bulk Pb-Zn, seguida de la flotación de óxidos, representa un diagrama de flujo sencillo, con adición de reactivos convencionales, sólo son necesarios dos circuitos de flotación, producen los mejores resultados en leyes y recuperaciones y los concentrados obtenidos se pueden vender fácilmente, en consecuencia, es el esquema de flotación más adecuado para esta minera. (Azañero, y otros, 2002, pág. 42).

En el trabajo de investigación en la empresa minera Austria Dúas S.A.C sobre, remolienda de mixtos de zinc (Vílchez, 2011) concluye que;

la flotabilidad de los valores de zinc, que por ser gruesos y presentando amarres tienen una cinética de flotación muy lenta, por ende, se recurren a las pruebas de remolienda de mixtos acondicionando un molino 4'x'6 donde el radio de reducción fue de 1.11 con esto se incrementa las recuperaciones de Zn en un 2% y teniendo sin remolienda de 0.45 y con remolienda disminuyendo hasta 0.35 de Zn en el relave.

En su trabajo de investigación sobre la cinética de flotación en procesos metalúrgicos de remolienda de mixtos (Guerrero, 2011) concluye que;

la pérdida de valores en las mallas finas fundamentalmente se atribuye a tener en la alimentación al circuito de flotación partículas finas mixtas que vienen ya desde la molienda primaria, y estas se encuentran en la fracción fina, 45.49% (-325M). En su mayor parte atribuimos al producto overflow de la remolienda de medios (Conc. Scavenger + Relave Cleaner) el cual es alimentado junto con el

alimento fresco a las celdas de flotación rougher.

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. Flotación.

La flotación de minerales se ha señalado que depende de aquellas propiedades de los minerales que les permite adherirse a burbujas de aire y ser llevadas a la superficie de la pulpa. Los reactivos que se agregan a la suspensión del mineral y agua con el propósito de crear unas superficies hidrofóbicas, se denominan colectores. Para facilitar la adhesión del colector al mineral útil y para impedir esta adhesión al mineral no valioso se agregan otros reactivos denominados activadores y depresores, estos compuestos llevan el nombre genérico de modificadores o moduladores de la colección. Los avances que se han logrado, han llevado a la concepción actual que la interacción entre el colector y la superficie del mineral es de naturaleza electroquímica (Venancio, 1999).

La flotación es un proceso fisicoquímico usado para la separación de sólidos finamente divididos. La separación de estos sólidos (no similares), es efectuada por la adherencia selectiva de la superficie de la partícula a una burbuja de aire o a un líquido, cualquiera que sea el caso. La adherencia de la partícula a la fase gaseosa o a la líquida es, en la mayoría de los casos, ayudada grandemente por una modificación de la superficie de la partícula, hecha por reactivos químicos activos sobre la superficie (surfactantes) (Chia, 1989).

Para entender claramente la teoría y mecánica de la flotación, es necesario estudiar en profundidad las propiedades químicas y físicas de las superficies, así como establecer el efecto de los cambios en composición de las fases, tienen sobre la naturaleza de las tres interfaces; sólido-gas, sólido-líquido y líquido-gas. Con escasas excepciones, los sólidos inorgánicos son casi completamente mojados por una fase acuosa. De acuerdo a esto, con el objetivo que la flotación se efectuó, la interface sólido-líquido debe ser parcialmente reemplazada por una interface sólido-gas.

El reemplazamiento del fluido por gas, es efectuado por la adición de reactivos apropiados para la fase acuosa; la reacción superficial resultante, deja la superficie sólida con una película hidrofóbica (repelente al agua). Esencialmente la química de la flotación se basa en reacciones en las interfaces, las cuales originan que el agua sea desplazada a favor del aire, el cual la partícula puede permanecer adherida, siempre y cuando ella contacte con burbujas móviles (Chia, 1989).

2.2.2. Colectores

Todos los minerales se clasifican en tipos no polares o polares según sus características superficiales. La superficie de los minerales no polares, se caracteriza por enlaces moleculares relativamente débiles. Los minerales están compuestos de moléculas covalentes que se mantienen juntas por las fuerzas de Van der Waals; las superficies no polares no se unen fácilmente a los dipolos del agua y como consecuencia resultan hidrofóbicas. (Wills.1987).

Los minerales con un fuerte enlace superficial covalente o iónico, se conocen como de tipo polar y exhiben altos valores de energía libre en la superficie polar. Las superficies polares reaccionan fuertemente con las moléculas del agua y estos minerales son naturalmente hidrofílicos.

Para flotar los minerales se les debe impartir cierta calidad hidrofóbica, lo cual se logra agregando surfactantes a la pulpa. Los que se conocen como colectores y el tiempo concedido para la adsorción durante la agitación se conoce como periodo de acondicionamiento. Los colectores son compuestos orgánicos que convierten a los minerales seleccionados en repelentes al agua por la adsorción de moléculas o iones sobre la superficie del mineral, reduciendo la estabilidad de la capa hidratada que separa la superficie del mineral de la burbuja de aire, hasta un nivel tal que la adhesión de la partícula a la burbuja puede hacerse por contacto.

Las moléculas del colector pueden ser compuestos ionizados, los cuales se disocian en iones dentro del agua, o compuestos no ionizados que son prácticamente insolubles y vuelven repelente al agua al mineral cubriendo su superficie con una delgada capa (Wills, 1987).

Los colectores ionizados, se clasifican de acuerdo con el tipo de ion, anión, catión, que produce el efecto de repulsión al agua dentro de ella. Debido a la atracción química, eléctrica o física entre las porciones polares y los sitios de la superficie, los colectores se adsorben sobre las partículas con su extremo no polar orientado hacia la masa de la solución, impartiendo de este modo características hidrofóbicas a las partículas.

En general, los colectores se usan en pequeñas cantidades, solo las necesarias para formar una capa monomolecular sobre la superficie de la partícula, ya que, al aumentar la concentración aparte del costo, tiende a flotar otros minerales, reduciendo la selectividad. Siempre es más difícil eliminar el colector ya adsorbido que evitar su adsorción (Wills, 1987).

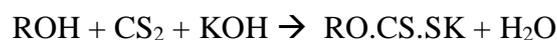
Una concentración excesiva de un colector, también puede tener un efecto adverso sobre la recuperación de los minerales valiosos, posiblemente debido al desarrollo de multicapas de colector sobre las partículas reduciendo la proporción de radicales de hidrocarburos orientados hacia la masa de la solución. De este modo, se reduce la hidrofobicidad de las partículas y, por tanto, su capacidad de flotación. El límite de flotación se puede extender sin perder la selectividad, usando un colector de hidrocarburo con una cadena más grande, produciendo de ese modo una mayor repulsión al agua que si se aumentara de un colector de cadena más corta. (Wills, 1987).

2.2.2.1. Colectores Aniónicos.

Son los colectores que más se usan en la flotación de minerales y se pueden clasificar en dos tipos de acuerdo a la estructura del campo polar.

Los colectores oxidrilo: Que tienen como grupos polares aniones orgánicos y sulfónicos y que, como en todos los colectores aniónicos, no presentan al catión como interventor importante en la reacción reactivo-mineral. Los colectores oxidrilo en general son ácidos orgánicos o jabones.

Los xantatos son los más importantes para la flotación de minerales sulfurados y se preparan haciendo reaccionar un hidróxido alcalino, un alcohol y un bisulfato de carbón:



Donde R, hidrocarburo que normalmente contiene de uno hasta seis átomos de carbono; los xantatos que más ampliamente se usan son el etílico, isopropílico, isobutílico, amílico y hexílico.

La reacción entre los minerales sulfurados y los colectores sulfhídricos es compleja. Se asume que los xantatos son adsorbidos sobre las superficies de los minerales sulfurados debido a fuerzas químicas entre el grupo polar y la superficie, resultado en xantatos insolubles de metal fuertemente hidrofóbicos. También se propusieron los mecanismos que implican la formación y adsorción del dixantógeno, ácido xántico, etc. y se demostró que el sulfuro no se une a los aniones del colector sin la acción previa del oxígeno. Se considera que la reacción del xantato con los productos de la oxidación de la superficie de sulfuro a través de un proceso de intercambio iónico es el mayor mecanismo de adsorción para la flotación de los sulfuros.

Sin embargo, un alto grado de oxidación superficial, acompañado de la formación de sulfatos que reaccionan rápidamente con los xantatos, o previene o impide la flotación, puesto que los xantatos metálicos así formados escaman el mineral. (Wills, 1987)

Los xantatos normalmente se usan en pulpas débilmente alcalinas puesto que se descomponen en medio ácido y a valores altos de pH, los iones hidroxilo desplazan a los iones xantatos de la superficie del mineral.

Los ditiofosfatos no se usan tanto como los xantatos, pero en la práctica son reactivos importantes. Son colectores comparativamente débiles, pero dan buenos resultados en combinación con los xantatos. Parece que la repulsión al agua conferida a la superficie del mineral se debe a la formación de un producto de oxidación del colector ditiofosfato el cual se adsorbe sobre la superficie del mineral. De este modo, como en los xantatos, la presencia de oxígeno u otro agente oxidante, es indispensable para la flotación. Las fuertes condiciones oxidantes destruyen las sustancias hidrofóbicas y por ese motivo son indeseables, mientras que la oxidación misma de la superficie del mineral puede impedir la adsorción del colector. Se considera que, para el avance futuro de la teoría de la flotación, es indispensable conocer las características de la oxidación del mineral y del colector, así como sus propiedades eléctricas. (Wills, 1987)

2.2.3. Espumantes

Cuando las superficies de los minerales se vuelven hidrofóbicas por el uso del colector, la estabilidad de la adhesión de la burbuja, especialmente en la superficie de la pulpa, depende en gran parte de la eficiencia del espumante.

El comportamiento ideal del espumante ocurre totalmente en la fase líquida y no influye sobre el estado de la superficie del mineral. Sin embargo, en la práctica, hay una interacción entre el espumante, el mineral y otros reactivos; la selección de un espumante apropiado para una mena en particular solamente se puede hacer después de un amplio trabajo de prueba. En la flotación de minerales sulfurados es práctica común emplear al menos dos espumantes y más de un colector. Los espumantes específicos se seleccionan para proporcionar las propiedades físicas adecuadas a la espuma, mientras que el segundo espumante interactúa con los colectores para controlar la dinámica del proceso de flotación.

Los espumantes generalmente son reactivos orgánicos de superficie activa heteropolar, capaces de ser adsorbidos en la interfase aire-agua. Cuando las moléculas de la superficie activa reaccionan con el agua, los dipolos de agua se combinan rápidamente con los grupos polares hidratándolos, pero prácticamente no hay reacción con el grupo de hidrocarburo no polar, pues la tendencia es forzar al último hacia el interior de la fase aire. De este modo la estructura heteropolar de la molécula del espumante lleva a su adsorción, es decir, las moléculas se concentran en la superficie con los grupos no polares orientados hacia el aire y los grupos polares hacia el agua. (Wills.1987).

De este modo la acción del espumante, se debe a la habilidad del espumante para adsorberse sobre la interfase aire-agua. Debido a su actividad superficial también es capaz de reducir la tensión superficial, estabilizando así la burbuja de aire.

Los espumantes deben ser hasta cierto grado solubles en agua, de otra manera se distribuyen muy irregularmente en una solución acuosa y sus propiedades de activador de superficies no resultan completamente efectivas. Los ácidos, aminas y alcoholes son los más solubles espumantes.

Los alcoholes (OH^-) se usan más ya que prácticamente no tienen propiedades colectoras y en este aspecto se prefieren en lugar de otros espumantes, como los carboxilos, que son colectores poderosos. La presencia de propiedades colectoras y espumantes en el mismo reactivo dificulta la flotación selectiva.

El aceite de pino que contiene alcoholes aromáticos cuyo componente espumante más activo es el terpinol, se usa ampliamente como espumante. El cresol también se usa mucho.

El metil isobutil carbinol (MIBC) es un espumante de múltiples usos. Otros tipos de espumantes sintéticos se basan en los éteres de poliglicol y resultan muy efectivos. Se venden con varios nombres tales como Dowfroth 250, Cyanamid R-65 y el Unión Carbide PG-400.

2.2.4. Reguladores.

Los reguladores o modificadores se usan mucho en la flotación para modificar la acción del colector, ya sea intensificando o reduciendo el efecto repelente al agua sobre la superficie del mineral para de esa manera hacer más selectiva la acción del colector hacia ciertos minerales. Los reguladores se pueden clasificar como activantes, depresores o modificadores del pH.

- a) **Activadores.** Estos reactivos alteran la naturaleza química de las superficies del mineral de tal modo que se convierten en hidrofóbicos debido a la acción futura del colector. Los activadores generalmente son sales solubles que se ionizan en la solución y los iones reaccionan entonces con la superficie del mineral.

2.2.5. Depresores.

La depresión se usa para incrementar la selectividad de la flotación volviendo hidrofílicos (ávidos de agua) a ciertos minerales y evitando así su flotación. Existen muchos tipos de depresores cuyas acciones son complicadas y variadas, y que en la mayoría de los casos se conocen poco, lo que dificulta controlar la depresión más que si se aplicaran otros tipos de reactivos. El recubrimiento de lama es un ejemplo de una forma de depresión que se presenta naturalmente. En una mena triturada y molida las lamas dificultan la flotación, ya que recubren a las partículas del mineral, retardando la adsorción del colector (Wills, 1987).

a. Depresantes inorgánicos.

Los que se usan principalmente y sus correspondientes aplicaciones son los que se señalan a continuación:

- **Cianuro:** Depresión de minerales de sulfuro de hierro tales como la pirita, pirrotita y arsenopirita. Depresión de minerales de Zn durante la flotación del Pb desde Pb/Zn.

- **Ferrocianuro.** Depresión de Cu y sulfuro de Fe en la separación Cu/Mo.
- **Derivados Sulfóxido.** Depresión de sulfuros de Fe y Zn durante la flotación de Cu y Pb y depresión de minerales de P en la flotación selectiva de minerales de cobre. También se usa en conjunto con el almidón para la depresión de minerales de Pb durante la separación Cu/Pb.
- **Sulfato de Zn.** Se usa solo o en combinación con el cianuro para la depresión de minerales de Zn en la flotación de Pb/Zn y Cu/Pb/Zn.
- **Dicromatos.** Se usan para la depresión de minerales de Pb durante la separación Cu/Pb.
- **Sulfuro & sulfhidrato de sodio.** Usado para la depresión de minerales sulfurados de Cu y Fe en la separación Cu/Mo.

b. Depresantes orgánicos naturales.

- **Quebracho & Ligno-Sulfonatos.** Depresión de minerales de sulfuro de Fe, sulfonatos.
- **Dextrina, Almidones.** Usados en la depresión de silicatos alterados y materias carbonáceas.
- **CMC & Goma Guar.** Usados en la depresión de silicatos de magnesio tales como el talco y el piroxeno. Especialmente útiles en la flotación de los metales del grupo del platino y minerales de Ni.
- **Depresor AERO 633.** Usado para la depresión de minerales carbonáceos en la flotación de minerales de sulfuro base metal.

2.3. Definiciones conceptuales.

- ✓ **Alta calidad.** Mineral rico. Se refiere a la minería selectiva del mejor mineral existente en un depósito.

- ✓ **Mineral de cabeza:** Muestra inicial que va a ingresar a un proceso metalúrgico.
- ✓ **Celda de flotación:** Equipo en donde se efectúa el proceso de flotación de minerales y que consta de un tanque y un agitador especial. El agitador está montado en un eje hueco para permitir el ingreso del aire.
- ✓ **Cleaner:** En esta etapa sirve para quitar la mayor cantidad de las impurezas contenidas en las espumas de las rougher y nos dan finalmente un concentrado.
- ✓ **Concentrado:** Es el producto enriquecido de las operaciones de concentración de minerales.
- ✓ **Concentradora.** Instalación donde se concentra o recupera minerales sulfurados, oxidados, etc. con un valor económico.
- ✓ **Dosificación.** Acción por el cual graduar la dosis de una cantidad o porción de solución de reactivos u otras cosas.
- ✓ **Flowsheet:** (Diagrama de flujo). Es una representación gráfica de la secuencia de operaciones realizadas durante el procesamiento de un mineral.
- ✓ **Galena:** Mineral de sulfuro de plomo, cristaliza en forma de cubos.
- ✓ **Humedad.** Porcentaje de peso del agua contenido en el carbón activo.
- ✓ **Ley.** Es el parámetro que expresa la calidad de un mineral, un concentrado, o cualquier producto que contenga especies metálicas. Normalmente la ley se expresa en porcentajes cuando se trata de metales básicos y onzas por tonelada corta (onz./TC) u onzas por tonelada métrica (onz./TM) o gr./TM cuando se trata de oro, plata u otro metal precioso.
- ✓ **Mineral.** Sustancia inorgánica que se halla en la superficie o en las diversas capas de la corteza del globo, y principalmente aquella cuya explotación ofrece interés. Parte útil de una explotación minera.

- ✓ **Muestra.** Una Porción pequeña de roca o de un depósito de mineral, retirada de modo tal que el contenido del metal puede ser determinado por ensayo.
- ✓ **pH.** Manera de expresar la concentración del ión hidrógeno con términos de potencias, el logaritmo negativo de la concentración del ión hidrógeno.
- ✓ **Relave:** Material resultante del proceso de concentración de minerales, que contiene muy poco material valioso, que pueden ser tratadas o desechadas.
- ✓ **Rougher:** En esta etapa reciben la pulpa de cabeza procedente de los acondicionadores o del overflow de los ciclones de remolienda. Aquí flota la mayor parte de los sulfuros valiosos. Pero en estas celdas sólo obtendremos concentrados y relaves “provisionales”
- ✓ **Scavenger:** En esta etapa reciben como el relave del rougher y tratan de hacer flotar el resto de los sulfuros que no han podido flotar en las celdas de cabeza, ya sea por falta de tiempo, deficiente cantidad de reactivos, o por efectos mecánicos.
- ✓ **Bulk:** Flotación en masa.

2.4. Formulación de la Hipótesis.

2.4.1. Hipótesis General

Con una adecuada molienda para la liberación de minerales sulfurados, nos permitirá encontrar una concentración óptima por flotación de menas polimetálicos a nivel experimental en la empresa minera Paragsha.

2.4.2. Hipótesis Específicos

Con una molienda adecuada para la liberación pasante a -200m, nos permitirá obtener una calidad óptima del concentrado de plomo.

Con una molienda adecuada para la liberación pasante a -200m, nos permitirá obtener una recuperación óptima de plomo-plata.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. Diseño Metodológico

3.1.1. Tipo de Investigación

Se realiza la investigación experimental ya que las “investigaciones planeadas va a realizarse en un ambiente específico de pruebas, donde cada actividad se realiza dentro de un marco controlado, simulando las posibles condiciones a las que se enfrentará el objeto tema de estudio” (Muñoz, 2011, pág. 15), en el estudio se basa en los parámetros y variables que afectan la liberación de minerales sulfurados para la concentración por flotación de menas polimetálicos de acuerdo a los objetivos de la investigación.

De acuerdo a su naturaleza: experimental básica.

De acuerdo al propósito o utilización: Investigación aplicada.

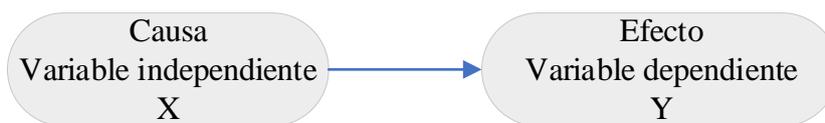
3.1.2. Nivel de Investigación

El nivel de investigación es explicativo porque, “pretenden establecer las causas de los sucesos o fenómenos que se estudian, se centra en explicar por qué ocurre un fenómeno y en qué condiciones se manifiesta o por qué se relacionan dos o más variables”. (Hernández, Fernández, & Baptista, 2014, pág. 95)

3.1.3. Diseño de la Investigación.

En el presente estudio se utilizará el diseño experimental donde en el “experimento se manipula intencionalmente una o más variables (independientes) y los efectos provocados en los resultados por dicha causa se le denomina variable(dependiente)” (Hernandez, Fernandez, & Baptista, 1991, pág. 129).

Figura 1: Esquema del experimento y variable



3.1.4. Enfoque de la Investigación.

El enfoque de la investigación es cuantitativa, porque permite “utilizar la recolección de datos para probar hipótesis con base en la medición numérica y el análisis estadístico, con el fin de establecer pautas de comportamiento y probar teorías” (Hernandez, Fernandez, & Baptista, 1991, pág. 4), en el que se medirá el ingreso de los minerales sulfurados, liberados en el proceso y se medirá la concentración de las menas polimetálicos.

De acuerdo su característica: Análisis de causa - efecto.

De acuerdo su proceso: Probatorio.

De acuerdo a sus bondades: Generalización de resultados.

3.2. Población y Muestra.

La población está representada por el mineral sulfurado de las labores de la mina Paragsha en estudio.

La muestra para el trabajo de investigación se obtendrá del muestreo realizado en la mina aproximadamente de 200 kg, para posterior preparación mediante chancado y reducción; el método incremento para obtener 5 muestras con una capacidad de 1 kilo cada uno para su tratamiento.

3.3. Operacionalización de Variables e Indicadores

Tabla 1. Variables e indicadores de operacionalización

Variables	Concepto	Dimensión	Indicadores
Independiente			
Liberación de minerales	Es el proceso mediante el cual se reduce el mineral para que los minerales se aparten de los componentes no deseados.	Variables	<ul style="list-style-type: none"> -200m
Dependiente			
Concentración de menas polimetálicos	Proceso de concentración de los minerales mediante flotación para elevar la calidad de la mena de interés	Medición de control	<ul style="list-style-type: none"> Recuperación. Calidad

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1. Técnicas a emplear

a) Observación sistemática Directa.

Se empleará esta técnica para observar el proceso de investigación en el momento que se está desarrollando el proceso.

b) Observación Sistemática Indirecta.

Mediante esta técnica se podrá analizar y estudiar los diversos documentos que contienen información sobre el tema de la investigación a desarrollar.

c) Observación experimental.

Con esta técnica será posible conocer la forma como se desarrollan las actividades en el desarrollo experimental para luego extraer datos con el fin de procesar posteriormente con mayor eficiencia.

4. Otras Técnicas.

Técnica de cuestionario.

4.1.1. Descripción de los instrumentos

Ficha de observación.

Lista de cotejo.

Escalas y libreta de notas.

Filmadora, cámara fotográfica y grabadora.

4.2. Técnicas para el procesamiento de la información.

Se usará el análisis matemático y estadístico, usando programas de cálculo como Excel, statistica, minitap 18, spss 25, para luego procesar y mostrar la información obtenida, mediante tablas, registros, figuras, promedios y otros.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS

4.1. Condiciones de trabajo.

4.1.1. Ley de cabeza.

En la prueba experimental se cuenta con un mineral de ley de cabeza como se describe en la tabla 2 reporte del laboratorio químico, que se describe a continuación.

Tabla 2. Leyes ensayadas

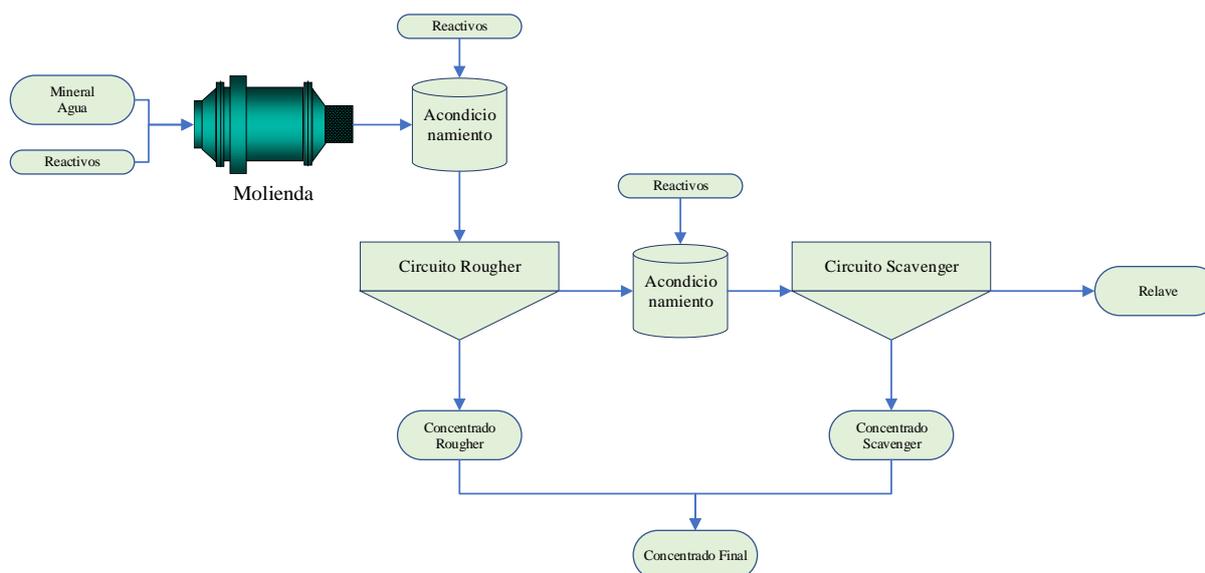
%Pb	%Zn	%Fe	g Ag/t	%PbOx	%ZnOx	%Cu	%Bi
1,46	0,65	18,15	156,00	0,04	0,02	< 0.01	0,01

Nota: Fuente laboratorio químico.

En función de la tabla 2 se tiene 1.46% de Pb, 0.65% Zn, 18.15% Fe, 156 g/t Ag, 0.04% PbOx, 0.02% ZnOx, <0.01% Cu y 0.01% Bi.

4.1.2. Diseño del proceso de pruebas experimentales

Figura 2: Diseño del proceso de pruebas de flotación



Nota: Fuente diseñado por el autor.

El proceso de pruebas experimentales de acuerdo a la figura 2 en el proceso de molienda ingresa el mineral, agua y reactivos, el producto de la molienda se acondiciona donde se agrega reactivos, luego se realiza una flotación rougher el producto de la flotación se obtiene un concentrado y un relave, el relave se acondiciona y se realiza una segunda flotación scavenger, producto de ello se obtiene un concentrado y un relave, los dos concentrados se junta obteniendo el concentrado final, obteniendo del proceso un ingreso y 3 productos, dos concentrados y un relave.

4.1.3. Uso de reactivos en las pruebas experimentales.

En el proceso experimental se dosifican los siguientes reactivos como se detalla en la tabla 3 que se describe a continuación.

Tabla 3. Condiciones de trabajo

<i>ETAPA</i>	<i>NaCN</i>	<i>pH</i>	<i>ARG 105</i>	<i>Esp. H 52 y ER 560</i>	<i>Z - 11</i>	<i>Tiempo</i>
	<i>gr/ton</i>		<i>gr/ton</i>	<i>gr/ton</i>	<i>gr/ton</i>	<i>min.</i>
<i>Molino</i>	20	8				
<i>Ro Bulk</i>			40	50	30	4
<i>Scv. Bulk</i>					5	3

Nota: Fuente del diseño experimental por el autor.

De la tabla 3 en el proceso de molienda se agrega 20 g/ton de NaCN, a pH 8. A la cabeza de la flotación rougher bulk se agrega 40 g/ton de ARG105, 50 g/ton de espumante compuesto de H52 y ER560, 30 g/ton de Z-11 y tiempo de flotación de 4 minutos. Mientras que a la cabeza de la flotación scavenger bulk se agrega 5 g/ton de Z-11 y el tiempo de flotación de 3 minutos.

El tiempo de molienda para la liberación pasante a la malla 200 se detalla en la tabla 4 que se detalla a continuación.

Tabla 4. Liberación de cada prueba experimental

N° Prueba experimental	Tiempo(minutos)	% malla -200
<i>1</i>	8	65
<i>2</i>	10	70
<i>3</i>	12	80
<i>4</i>	14	90
<i>5</i>	15	98

Nota: Fuente obtenido de las pruebas experimentales.

De la tabla 4 el tiempo de molienda para las 5 pruebas experimentales son, para la primera es de 8 minutos donde el 65% pasa a la malla 200, para la segunda es de 10 minutos donde el 70% pasa a la malla 200, para la tercera es de 12 minutos donde el 80% pasa a la malla 200, para la cuarta es de 14 minutos donde el 90% pasa a la malla 200, y para la quinta es de 15 minutos donde el 98% pasa a la malla 200.

4.2. Resultado de la parte experimental.

4.2.1. Recuperación y calidad del concentrado bulk.

Los resultados de las pruebas experimentales de las 5 pruebas se describen en las tablas del 5 al 9 que se detallan a continuación.

a) Prueba estándar a 65% malla-200.

Los resultados de la prueba estándar de la molienda del 65% malla-200 se detalla en la tabla 5 que se muestra a continuación.

Tabla 5. Prueba estándar con 8 minutos de molienda (65% malla -200)

PRODUC.	LEYES					DISTRIBUCIÓN %			
	%Peso	% Pb	% Zn	% Fe	g Ag/t	Plomo	Zinc	Fierro	Plata
Ro. Bulk	3,51	15,73	0,90	13,38	1.200,00	40,99	5,70	2,58	26,77
Scv. Bulk	3,16	9,80	0,90	13,98	840,00	22,99	5,13	2,43	16,87
Ro.+Scv.	6,67	12,92	0,90	13,66	1.029,45	63,97	10,82	5,01	43,64
Rel.Gral.	93,33	0,52	0,53	18,50	95,00	36,03	89,18	94,99	56,36
Cab.Calc	100,00	1,35	0,55	18,18	157,33	100,00	100,00	100,00	100,00

Nota: Fuente obtenido de las pruebas experimentales.

De la tabla 5 el resultado de las pruebas experimentales se tiene en el concentrado rougher bulk 15.73% Pb y 1200 g/ton de Ag con una recuperación de 40.99% y 26.77% respectivamente, en el concentrado Ro+Scv se tiene 12.92% de Pb y 1029.45 g/ton de Ag, con una recuperación de 63.97% de Pb y 43.64% de plata, para una liberación del 65% pasante a la malla 200.

b) Prueba a 70% malla-200.

Los resultados de la prueba de la molienda del 70% malla-200 se detalla en la tabla 6 que se muestra a continuación.

Tabla 6. Prueba con 10 minutos de molienda (70% malla -200).

PRODUC.	LEYES					DISTRIBUCIÓN %			
	%Peso	% Pb	% Zn	% Fe	g Ag/t	Plomo	Zinc	Fierro	Plata
Ro. Bulk	5,86	11,55	0,88	14,55	813,00	50,19	8,53	4,96	31,91
Scv. Bulk	3,33	7,90	0,78	13,80	735,00	19,51	4,30	2,67	16,39
Ro.+Scv.	9,19	10,23	0,84	14,28	784,74	69,70	12,83	7,64	48,30
Rel.Gral.	90,81	0,45	0,58	17,48	85,00	30,30	87,17	92,36	51,70
Cab.Calc	100,00	1,35	0,60	17,19	149,31	100,00	100,00	100,00	100,00

Nota: Fuente obtenido de las pruebas experimentales.

De la tabla 6 el resultado de la segunda prueba experimental se tiene en el concentrado rougher bulk 11.55% Pb y 813 g/ton de Ag con una recuperación de 50.19% y 31.91% respectivamente, en el concentrado Ro+Scv se tiene 10.23% de Pb y 784.74 g/ton de Ag, con una recuperación de 69.70% de Pb y 48.30% de plata, para una liberación del 70% pasante a la malla 200.

c) Prueba a 80% malla-200.

Los resultados de la prueba de la molienda del 80% malla-200 se detalla en la tabla 7 que se muestra a continuación.

Tabla 7. Prueba con 12 minutos de molienda (80% malla -200)

PRODUC.	LEYES					DISTRIBUCIÓN %			
	%Peso	% Pb	% Zn	% Fe	g Ag/t	Plomo	Zinc	Fierro	Plata
Ro. Bulk	6,36	10,58	0,83	14,23	718,00	48,02	8,07	5,12	29,01
Scv. Bulk	5,03	6,20	0,85	13,78	583,00	22,26	6,54	3,92	18,63
Ro.+Scv.	11,39	8,65	0,84	14,03	658,38	70,28	14,61	9,05	47,64
Rel.Gral.	88,61	0,47	0,63	18,13	93,00	29,72	85,39	90,95	52,36
Cab.Calc	100,00	1,40	0,65	17,66	157,40	100,00	100,00	100,00	100,00

Nota: Fuente obtenido de las pruebas experimentales.

De la tabla 7 el resultado de la tercera prueba experimental se tiene en el concentrado rougher bulk 10.58% Pb y 718 g/ton de Ag con una recuperación de 48.02% y 29.01% respectivamente, en el concentrado Ro+Scv se tiene 8.65% de Pb y 658.38 g/ton de Ag, con una recuperación de 70.28% de Pb y 47.64% de plata, para una liberación del 80% pasante a la malla 200.

d) Prueba a 90% malla-200.

Los resultados de la prueba de la molienda del 90% malla-200 se detalla en la tabla 8 que se muestra a continuación.

Tabla 8. Prueba con 14 minutos de molienda (90% malla -200)

PRODUC.	LEYES						DISTRIBUCIÓN %		
	%Peso	% Pb	% Zn	% Fe	g Ag/t	Plomo	Zinc	Fierro	Plata
Ro. Bulk	7,49	8,75	0,78	14,30	625,00	46,80	10,06	5,94	30,00
Scv. Bulk	4,58	7,05	0,85	13,78	503,00	23,06	6,70	3,50	14,77
Ro.+Scv.	12,07	8,10	0,81	14,10	578,71	69,86	16,76	9,44	44,77
Rel.Gral.	87,93	0,48	0,55	18,58	98,00	30,14	83,24	90,56	55,23
Cab.Calc	100,00	1,40	0,58	18,04	156,02	100,00	100,00	100,00	100,00

Nota: Fuente obtenido de las pruebas experimentales.

De la tabla 8 el resultado de la cuarta prueba experimental se tiene en el concentrado rougher bulk 8.75% Pb y 625 g/ton de Ag con una recuperación de 46.80% y 30.00% respectivamente, en el concentrado Ro+Scv se tiene 8.10% de Pb y 578.71 g/ton de Ag, con una recuperación de 69.86% de Pb y 44.77% de plata, para una liberación del 90% pasante a la malla 200.

e) Prueba a 98% malla-200.

Los resultados de la prueba de la molienda del 98% malla-200 se detalla en la tabla 9 que se muestra a continuación.

Tabla 9. Prueba con 15 minutos de molienda (98% malla -200)

PRODUC.	LEYES					DISTRIBUCIÓN %			
	%Peso	% Pb	% Zn	% Fe	g Ag/t	Plomo	Zinc	Fierro	Plata
Ro. Bulk	6,45	5,63	0,68	15,23	425,00	26,86	6,42	5,54	17,16
Scv. Bulk	4,39	8,10	0,75	13,53	618,00	26,31	4,82	3,35	16,98
Ro.+Scv.	10,84	6,63	0,71	14,54	503,16	53,17	11,24	8,89	34,14
Rel.Gral.	89,16	0,71	0,68	18,13	118,00	46,83	88,76	91,11	65,86
Cab.Calc	100,00	1,35	0,68	17,74	159,75	100,00	100,00	100,00	100,00

Nota: Fuente obtenido de las pruebas experimentales.

De la tabla 9 el resultado de la quinta prueba experimental se tiene en el concentrado rougher bulk 5.63% Pb y 425 g/ton de Ag, con una recuperación de 26.86% y 17.16% respectivamente, en el concentrado Ro+Scv se tiene 6.63% de Pb y 503.16 g/ton de Ag, con una recuperación de 53.17% de Pb y 34.14% de plata, para una liberación del 98% pasante a la malla 200.

f) Calidad y recuperación en función a la liberación del mineral.

Los resultados de la prueba de molienda del 90% malla-200 se detalla en la tabla 10 que se muestra a continuación.

Tabla 10. Liberación, calidad y recuperación para el Pb y Ag

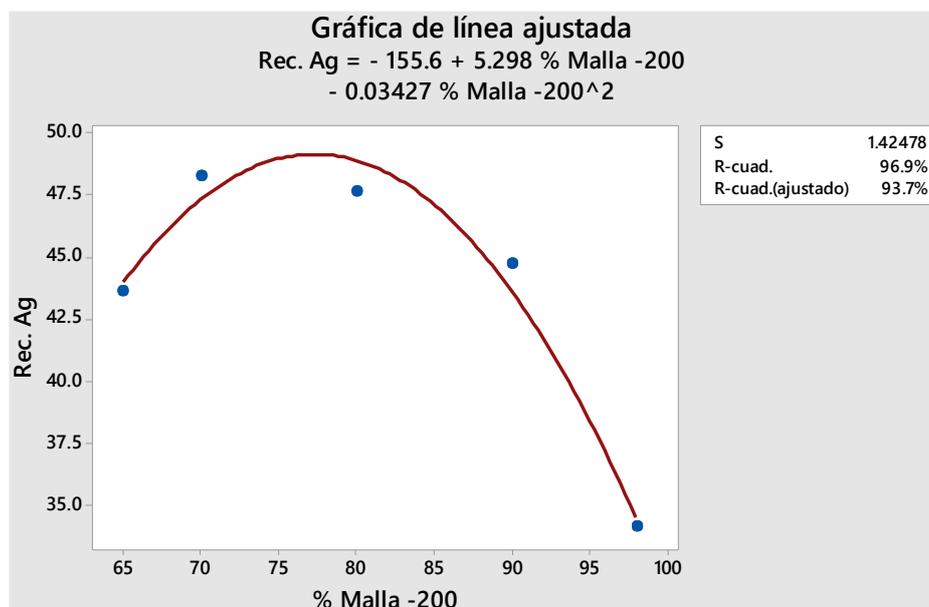
N°	% Malla -200	%Pb	g Ag/ton	Rec. Pb	Rec. Ag
1	65	12,92	1029,45	63,97	43,64
2	70	10,23	784,74	69,70	48,30
3	80	8,65	658,38	70,28	47,64
4	90	8,10	578,71	69,86	44,77
5	98	6,63	503,16	53,17	34,14

Nota: Fuente obtenido de las pruebas experimentales.

De la tabla 10 para una liberación pasante del 65% a la malla 200, la calidad del concentrado bulk tiene 12.92% de Pb y 1029.45 g/ton de Ag con una recuperación de 63.97% y 43.64% respectivamente. Para una liberación pasante del 70% a la malla 200, la calidad del concentrado bulk tiene 10.23% de Pb y 784.74 g/ton de Ag con una recuperación de 69.70% y 48.30% respectivamente. Para una liberación pasante del 80% a la malla 200, la calidad del concentrado bulk tiene 8.65% de Pb y 658.38 g/ton de Ag con una recuperación de 70.28% y 47.64% respectivamente. Mientras que para una liberación pasante del 90% a la malla 200, la calidad del concentrado bulk tiene 8.10% de Pb y 578.71 g/ton de Ag con una recuperación de 69.86% y 44.77% respectivamente. Y para una liberación pasante del 98% a la malla 200, la calidad del concentrado bulk tiene 6.63% de Pb y 503.16 g/ton de Ag con una recuperación de 53.17% y 34.14% respectivamente.

4.2.2. Comportamiento de la calidad y recuperación de Ag y Pb en el concentrado bulk.

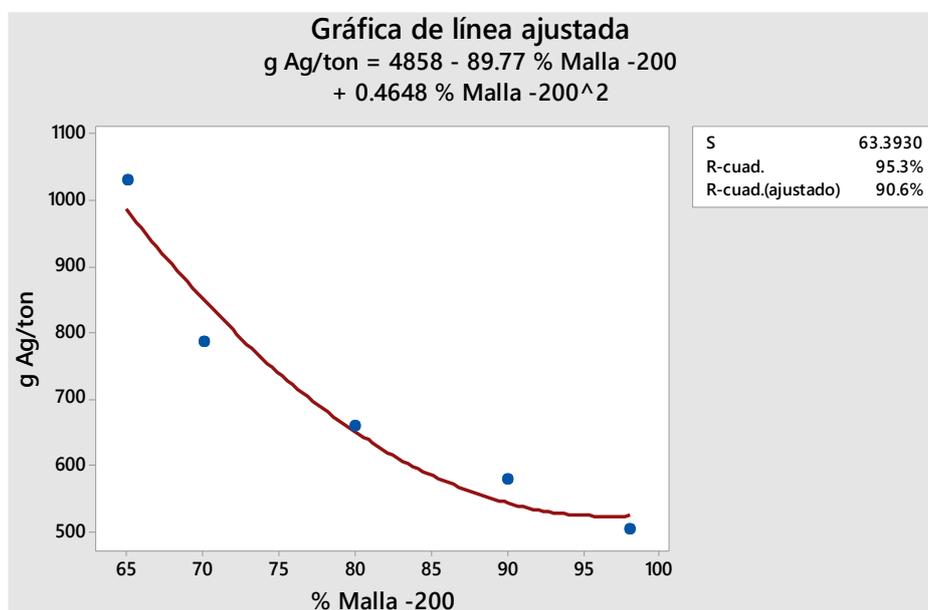
Figura 3: Curva de la recuperación de la plata en función al % malla -200



De la figura 3 la máxima recuperación es de 49.36% de plata cuando el 77.30% pasa a la malla 200. Para un coeficiente de correlación de 0.9686, con una desviación estándar de 1.42478, R-

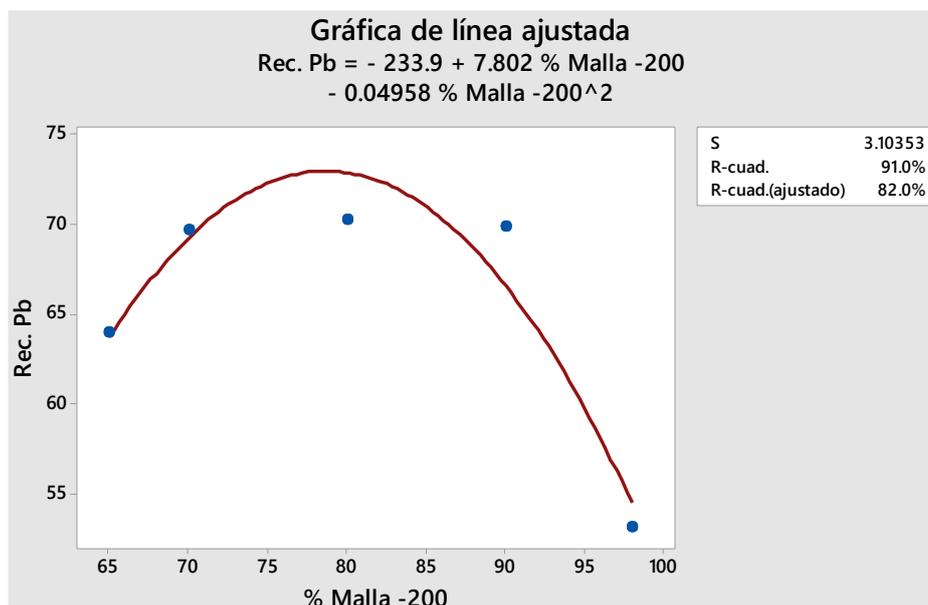
cuad de 96.9%, Rcuad(ajustado) de 93.7% y con un modelo matemático de $(\text{Rec. Ag}) = -155.6 + 5.298(\% \text{ Malla}-200) - 0.03427(\% \text{ Malla}-200)^2$.

Figura 4: Curva de la plata en el concentrado bulk en función al % malla -200



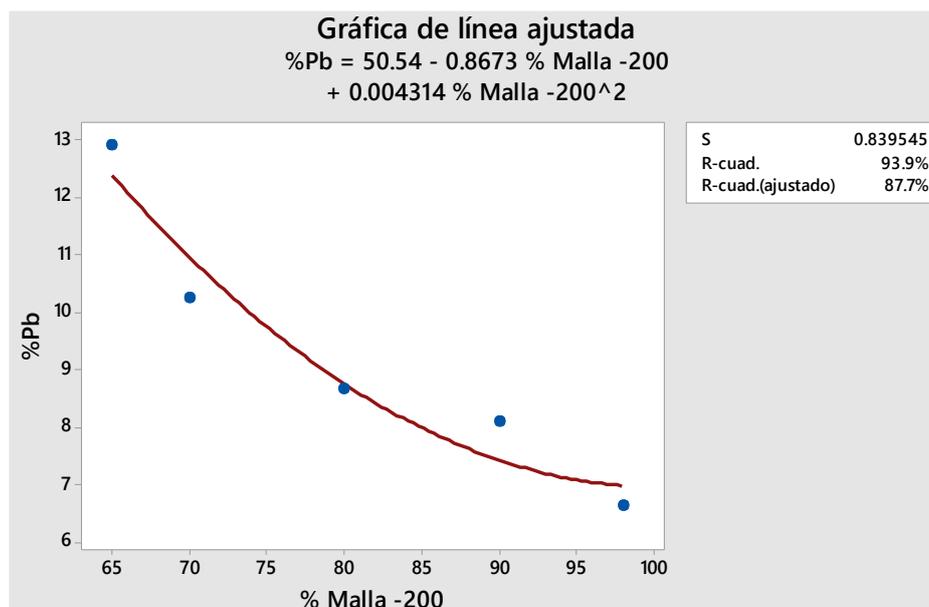
De la figura 4 la máxima concentración es de 986.73 g/t de plata cuando el 65% pasa a la malla 200. Para un coeficiente de correlación de 0.9528, con una desviación estándar de 63.3930, R-cuad de 95.3%, Rcuad(ajustado) de 90.6% y con un modelo matemático de $(\text{g Ag/ton}) = 4858 - 89.77(\% \text{ Malla}-200) + 0.4648(\% \text{ Malla}-200)^2$.

Figura 5: Curva de la recuperación del plomo en función al % malla -200



De la figura 5 la máxima recuperación es de 73.03% de plomo cuando el 78.68% pasa a la malla 200. Para un coeficiente de correlación de 0.9099, con una desviación estándar de 3.10353, R-cuad de 91.0%, Rcuad(ajustado) de 82.0% y con un modelo matemático de $(\text{Rec.Pb}) = -233.9 + 7.802(\% \text{Malla}-200) - 0.04958(\% \text{Malla}-200)^2$.

Figura 6: Curva del plomo en el concentrado bulk en función al % malla -200



De la figura 6 la máxima recuperación es de 12.39% de plomo cuando el 65% pasa a la malla 200. Para un coeficiente de correlación de 0.9386, con una desviación estándar de 0.839545, R-cuad de 93.9%, Rcuad(ajustado) de 87.7% y con un modelo matemático de $(\% \text{Pb}) = 50.54 - 0.8673(\% \text{Malla}-200) + 0.004314(\% \text{Malla}-200)^2$.

CAPÍTULO V

DISCUSIÓN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Discusión.

El resultado de la liberación de minerales sulfurados para la concentración por flotación de menas polimetálicos a nivel experimental en la empresa minera Paragsha se realizó el análisis de los resultados obtenidos de las pruebas experimentales mediante molienda y flotación de Pb y Ag.

El mineral para la prueba experimental tiene una ley de 1.46% Pb, 0.65% Zn, 18.15% Fe, 156 g/t Ag, 0.04% PbOx, 0.02% ZnOx, <0.01% Cu y 0.01% Bi; es tratado en la molienda con 20 g/ton de NaCN, a pH 8, en la flotación rougher con 40 g/ton de ARG105, 50 g/ton de espumante compuesto de H52 y ER560, 30 g/ton de Z-11, el tiempo de flotación de 4 minutos y en la flotación scavenger bulk con 5 g/ton de Z-11 y el tiempo de flotación de 3 minutos. El % malla-200 varia de 65%, 70%, 80%, 90% y 98%, como resultado para la prueba de 65% malla-200, el concentrado rougher bulk tiene 15.73% de Pb y 1200 g/ton de Ag con una recuperación de 40.99% y 26.77% respectivamente, en el concentrado Ro+Scv se tiene 12.92% de Pb y 1029.45 g/ton de Ag, con una recuperación de 63.97% de Pb y 43.64% de plata. Mientras que para la prueba de 70% malla-200, el concentrado rougher bulk tiene 11.55% de Pb y 813 g/ton de Ag con una recuperación de 50.19% y 31.91% respectivamente, en el concentrado Ro+Scv se tiene 10.23% de Pb y 784.74 g/ton de Ag, con una recuperación de 69.70% de Pb y 48.30% de plata. En la prueba de 80% malla-200, se tiene un concentrado rougher bulk de 10.58% de Pb y 718 g/ton de Ag con una recuperación de 48.02% y 29.01% respectivamente, y el concentrado Ro+Scv se tiene 8.65% de Pb y 658.38 g/ton de Ag, con una recuperación de 70.28% de Pb y 47.64% de plata. En la prueba de 90% malla-200 el concentrado rougher bulk tiene 8.75% de Pb y 625 g/ton de Ag con una recuperación de 46.80% y 30.00% respectivamente, en el

concentrado Ro+Scv se tiene 8.10% de Pb y 578.71 g/ton de Ag, con una recuperación de 69.86% de Pb y 44.77% de plata, y para la prueba de 98% malla-200, el concentrado rougher bulk tiene 5.63% de Pb y 425 g/ton de Ag, con una recuperación de 26.86% y 17.16% respectivamente, en el concentrado Ro+Scv se tiene 6.63% de Pb y 503.16 g/ton de Ag, con una recuperación de 53.17% de Pb y 34.14% de plata.

La proyección de la recuperación de la plata, la máxima recuperación es de 49.36% de plata cuando el 77.30% pasa a la malla 200, para un coeficiente de correlación de 0.9686, con una desviación estándar de 1.42478, R-cuad de 96.9%, Rcuad(ajustado) de 93.7% y con un modelo matemático de $(\text{Rec. Ag}) = -155.6 + 5.298(\% \text{Malla-200}) - 0.03427(\% \text{Malla-200})^2$. La calidad de la plata en el concentrado tendrá una máxima concentración de 986.73 g/t de plata cuando el 65% pasa a la malla 200, con un coeficiente de correlación de 0.9528, con una desviación estándar de 63.3930, R-cuad de 95.3%, Rcuad(ajustado) de 90.6% y con un modelo matemático de $(\text{g Ag/ton}) = 4858 - 89.77(\% \text{Malla-200}) + 0.4648(\% \text{Malla-200})^2$.

El plomo en una proyección tendrá una máxima recuperación de 73.03%, cuando el 78.68% pasa a la malla 200, con un coeficiente de correlación de 0.9099, con una desviación estándar de 3.10353, R-cuad de 91.0%, Rcuad(ajustado) de 82.0% y con un modelo matemático de $(\text{Rec. Ag}) = -233.9 + 7.802(\% \text{Malla-200}) - 0.04958(\% \text{Malla-200})^2$. La calidad del plomo en el concentrado tendrá una máxima recuperación de 12.39%, cuando el 65% pasa a la malla 200, con un coeficiente de correlación de 0.9386, con una desviación estándar de 0.839545, R-cuad de 93.9%, Rcuad(ajustado) de 87.7% y un modelo matemático de $(\% \text{Pb}) = 50.54 - 0.8673(\% \text{Malla-200}) + 0.004314(\% \text{Malla-200})^2$.

Por otra parte, para (Fernandez & Narvaez, 2015) sobre “Optimización en la flotación para aumentar la recuperación de plomo-plata en la unidad minera Uchucchacua”, permitir obtener un concentrado con granulometría gruesa, obtenidos por esta celda sean fáciles de filtrar. Ampliar el chut a la zaranda vibratoria 6” x 12” en el circuito de chancado.

Para (Caballero & Arellan, 2014) en la “evaluación del circuito de plomo en la minera HUINAC SAC 2013” la calidad del concentrado de plomo de 47.15%, con una recuperación del 91.43%, con una proyección del 93.09% y a nivel planta de 84.25%, con una variación de 1.61 a 4.19 teniendo un comportamiento de las recuperaciones dentro de la línea de control.

(Azañero, y otros, 2002) sobre la flotación de minerales oxidados de plomo, la cerusita tiene buen comportamiento al flotar con colectores sulfhídricos previa sulfurización; la reacción principal: $\text{Na}_2\text{S} + \text{PbCO}_3 \rightarrow \text{PbS} + \text{Na}_2\text{CO}_3$.

(Vílchez, 2011) sobre remolienda de mixtos de zinc, la flotabilidad de los valores de zinc, por ser gruesos y presentando amarres, la cinética de la flotación es muy lenta, con la remolienda de mixtos se incrementa las recuperaciones un 2%, perdiéndose en el relave sin remolienda de 0.45 y con remolienda de 0.35 en el relave.

(Guerrero, 2011) sobre la cinética de la flotación en procesos metalúrgicos de remolienda de mixtos, la pérdida de valores en las mallas finas es la alimentación al circuito de flotación, las partículas finas mixtas de molienda primaria, la fracción fina es de 45.49%. Su mayor parte del producto overflow, alimentado junto con el alimento fresco a las celdas rougher.

5.2. Conclusiones.

En el estudio sobre la liberación de minerales sulfurados para la concentración por flotación de menas polimetálicos a nivel experimental en la empresa minera Paragsha, se llegaron a las siguientes conclusiones:

Que la recuperación máxima de la plata es de 49.36% cuando el 77.30% pasa a la malla 200, para un coeficiente de correlación de 0.9686, con una desviación estándar de 1.42478 y que se ajusta al modelo matemático de $(\text{Rec. Ag}) = -155.6 + 5.298(\% \text{Malla-200}) - 0.03427(\% \text{Malla-200})^2$, mientras que la calidad máxima de la concentración de la plata es de 986.73 g/t cuando el 65% pasa a la malla 200, con un coeficiente de correlación de 0.9528, con una desviación

estándar de 63.3930 y que se ajusta al modelo matemático de $(g \text{ Ag/ton}) = 4858 - 89.77(\% \text{ Malla-200}) + 0.4648(\% \text{ Malla-200})^2$.

Para el plomo la máxima recuperación es de 73.03%, cuando el 78.68% pasa a la malla 200, con un coeficiente de correlación de 0.9099, con una desviación estándar de 3.10353 y que se ajusta al modelo matemático de $(\text{Rec. Ag}) = -233.9 + 7.802(\% \text{ Malla-200}) - 0.04958(\% \text{ Malla-200})^2$ y una calidad máxima del plomo que tendrá de 12.39%, cuando el 65% pasa a la malla 200, con un coeficiente de correlación de 0.9386, con una desviación estándar de 0.839545 y que se ajusta al modelo matemático de $(\% \text{ Pb}) = 50.54 - 0.8673(\% \text{ Malla-200}) + 0.004314(\% \text{ Malla-200})^2$.

Una liberación en exceso, la recuperación y la calidad de los concentrados respecto a los elementos deseados es desfavorable, por lo que es necesario buscar una liberación óptima para tener una calidad y una recuperación que satisfagan los intereses de la investigación.

5.3. Recomendaciones.

En merito a los resultados de la investigación sobre la liberación de minerales sulfurados para la concentración por flotación de menas polimetálicos a nivel experimental en la empresa minera Paragsha se podría recomendar:

Realizar una prueba completa que consta de una flotación rougher, scavenger y cleaner para mejorar la recuperación y calidad del concentrado bulk.

Realizar una prueba cíclica para tener un resultado más real de las pruebas experimentales y con una simulación usando software especializado.

Tener en cuenta en las pruebas la variación de las densidades de pulpa, pH, dosificación de los reactivos para obtener un mejor resultado en las pruebas y puedan satisfacer a los objetivos de las pruebas experimentales.

CAPÍTULO VI

FUENTES DE INFORMACIÓN

5.1. Fuentes Bibliográficas

Azañero, A., Núñez, P., Figueroa, A., León, E., Fernández, S., Orihuela, R., . . . Yi Choy, S.

(s/f). *Flotación de minerales oxidados de plomo*. Obtenido de Sistema de bibliotecas y

biblioteca central:

http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/publicaciones/geologia/vol5_n10/flotacion.pdf

Azañero, S., A., N., P., F., A., L., Hernández, E., Orihuela, R., . . . Choy, S. (2002). *Flotación*

de minerales oxidados de plomo. Obtenido de Revista del Instituto de Investigaciones

de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográfica:

<http://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/iigeo/article/view/757/607>

Caballero, Y., & Arellan, E. (2014). *evaluación del circuito de plomo en minera HUINAC SAC 2013*. Huacho.

Cegarra, E. (15 de 02 de 2018). *Perú tiene la reserva más grande de plata en el mundo, según*

USGS. Obtenido de Perú.com: [https://peru.com/actualidad/economia-y-finanzas/peru-](https://peru.com/actualidad/economia-y-finanzas/peru-tiene-reserva-mas-grande-plata-mundo-segun-usgs-noticia-554209)

[tiene-reserva-mas-grande-plata-mundo-segun-usgs-noticia-554209](https://peru.com/actualidad/economia-y-finanzas/peru-tiene-reserva-mas-grande-plata-mundo-segun-usgs-noticia-554209)

Chia J. (1989). *Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales*. Lima.

Ciribeni, V., Sarquís, P., & González, M. (2002). *efecto depresor de reactivos orgánicos*

naturales en la flotación de sulfuros. Recuperado el 25 de 5 de 2017, de

<http://www.materiales->

[sam.org.ar/sitio/biblioteca/chile/Indice_Archivos/Download/A62.pdf](http://www.materiales-sam.org.ar/sitio/biblioteca/chile/Indice_Archivos/Download/A62.pdf)

- Fernandez D. Narvaez W. (2015). *optimización en la flotación para aumentar la recuperación de plomo- plata en la unidad minera uchucchacua*. Obtenido de Repositorio digital universitario: <http://repositorio.unjfsc.edu.pe>
- Guerrero M. (2011). *Cinética flotación en procesos metalúrgicos de remolienda de mixtos*.
- Hernández, R., Fernández, C., & Baptista, M. (2014). *Metodología de la investigación* (6ta Ed. ed.). México D.F.: McGRAW-HILL.
- Hernandez, R., Fernandez, C., & Baptista, P. (1991). *Metodología de la investigación*. Mexico: MCGRAW HLL.
- Muñoz, C. (2011). *Cómo elaborar y asesorar una investigación de tesis*. CD México: Pearson educación.
- Reguera, A. (2008). *Metodología de la investigación lingüística: prácticas de escritura*. Cordoba: Editorial brujas. Obtenido de https://books.google.com.pe/books?id=cZxjCzwBYiUC&pg=PA45&dq=nivel+de+investigacion&hl=es-419&sa=X&ved=0ahUKEwi7jsX_jabfAhXLs1kKHVGwCswQ6AEIKDAA#v=onepage&q=nivel%20de%20investigacion&f=false
- Venancio A. (1999). *Introducción a la Flotación de Minerales*. Lima.
- Vílchez D. (2011). *Remolienda de mixtos de Zinc*.
- Wills B. (1987). *Tecnología de procesamiento de minerales. Tratamiento de minas*. México D.F: Limusa.

ANEXOS

Anexo 1. Matriz de Consistencia General

Título	Problema	Objetivos	Hipótesis	Variable	Indicadores
	P. Generales	O. General	H. General	V. Independiente	
<p>“LIBERACIÓN DE MINERALES SULFURADOS PARA LA CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN DE MENAS POLIMETÁLICOS A NIVEL EXPERIMENTAL EN LA EMPRESA MINERA PARAGSHA”</p>	<p>¿En qué medida la liberación de minerales sulfurados, nos permitirá concentrar menas por flotación a nivel experimental en la empresa minera Paragsha?</p>	<p>Evaluar la liberación de minerales sulfurados, para la concentración por flotación de menas polimetálicos a nivel experimental en la empresa Paragsha.</p>	<p>Con una adecuada molienda para la liberación de minerales sulfurados, nos permitirá encontrar una concentración óptima por flotación de menas polimetálicos a nivel experimental en la empresa minera Paragsha.</p>	<p>Liberación de minerales</p>	<ul style="list-style-type: none"> -200m

Anexo 2. Matriz de Consistencia Específico

Título	Problema	Objetivos	Hipótesis	Variable	Indicadores
	Específicos	Específicos	Específicos	Dependiente	
“LIBERACIÓN DE MINERALES SULFURADOS PARA LA CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN DE MENAS POLIMETÁLICOS A NIVEL EXPERIMENTAL EN LA EMPRESA MINERA PARAGSHA”	- ¿En qué medida la liberación pasante a -200m, nos permitirá obtener una calidad del concentrado de plomo óptima?	- Evaluar la liberación pasante a -200m, para obtener una calidad óptima del concentrado de plomo.	- Con una molienda adecuada para la liberación pasante a -200m, nos permitirá obtener una calidad óptima del concentrado de plomo.	Concentración de menas polimetálicos	- Recuperación.
	- ¿En qué medida la liberación pasante a -200m, nos permitirá obtener una recuperación óptima de plomo-plata?	- Evaluar la liberación pasante a -200m, para obtener una recuperación óptima de plomo-plata.	- Con una molienda adecuada para la liberación pasante a -200m, nos permitirá obtener una recuperación óptima de plomo-plata.		- Calidad

Anexo 3. Datos para las pruebas experimentales

Condiciones de trabajo experimental 1							
ETAPA	NaCN	pH	ARG 105	Esp. H 52 y ER 560	Z - 11	Tiempo	% malla -200
	gr/ton		gr/ton	gr/ton	gr/ton	min.	
Molino	20	8				8	
Ro Bulk			40	50	30	4	65,00
Scv. Bulk					5	3	

Condiciones de trabajo experimental 2							
ETAPA	NaCN	pH	ARG 105	Esp. H 52 y ER 560	Z - 11	Tiempo	% malla -200
	gr/ton		gr/ton	gr/ton	gr/ton	min.	
Molino	20	8				10	
Ro Bulk			40	50	30	4	70,00
Scv. Bulk					5	3	

Condiciones de trabajo experimental 3							
ETAPA	NaCN	pH	ARG 105	Esp. H 52 y ER 560	Z - 11	Tiempo	% malla -200
	gr/ton		gr/ton	gr/ton	gr/ton	min.	
Molino	20	8				12	
Ro Bulk			40	50	30	4	80,00
Scv. Bulk					5	3	

Condiciones de trabajo experimental 4							
ETAPA	NaCN	pH	ARG 105	Esp. H 52 y ER 560	Z - 11	Tiempo	% malla -200
	gr/ton		gr/ton	gr/ton	gr/ton	min.	
Molino	20	8				14	
Ro Bulk			40	50	30	4	90,00
Scv. Bulk					5	3	

Condiciones de trabajo experimental 5							
ETAPA	NaCN	pH	ARG 105	Esp. H 52 y ER 560	Z - 11	Tiempo	% malla -200
	gr/ton		gr/ton	gr/ton	gr/ton	min.	
Molino	20	8				15	
Ro Bulk			40	50	30	4	98,00
Scv. Bulk					5	3	

Anexo 4. Resultados de las pruebas experimentales

Prueba estándar con 8 minutos de molienda (65% malla -200)

PRODUC.	%Peso	% Pb	LEYES		
			% Zn	% Fe	g Ag/t
C. Ro. Bulk	3,51	15,73	0,90	13,38	1.200,00
C. Scv. Bulk	3,16	9,80	0,90	13,98	840,00
Ro.+Scv.	6,67	12,92	0,90	13,66	1.029,45
Rel.Gral.	93,33	0,52	0,53	18,50	95,00
Cab.Calc	100,00	1,35	0,55	18,18	157,33
Cab.Ens.		Pb	Zn	Fe	Ag
		1,46	0,65	18,15	156,00

Prueba con 10 minutos de molienda (70% malla -200)

PRODUC.	%Peso	% Pb	LEYES		
			% Zn	% Fe	g Ag/t
C. Ro. Bulk	5,86	11,55	0,88	14,55	813,00
C. Scv. Bulk	3,33	7,90	0,78	13,80	735,00
Ro.+Scv.	9,19	10,23	0,84	14,28	784,74
Rel.Gral.	90,81	0,45	0,58	17,48	85,00
Cab.Calc	100,00	1,35	0,60	17,19	149,31
Cab.Ens.		Pb	Zn	Fe	Ag
		1,46	0,65	18,15	156,00

Prueba con 12 minutos de molienda (80% malla -200)

PRODUC.	%Peso	% Pb	LEYES		
			% Zn	% Fe	g Ag/t
C. Ro. Bulk	6,36	10,58	0,83	14,23	718,00
C. Scv. Bulk	5,03	6,20	0,85	13,78	583,00
Ro.+Scv.	11,39	8,65	0,84	14,03	658,38
Rel.Gral.	88,61	0,47	0,63	18,13	93,00
Cab.Calc	100,00	1,40	0,65	17,66	157,40
Cab.Ens.		Pb	Zn	Fe	Ag
		1,46	0,65	18,15	156,00

Prueba con 14 minutos de molienda (90% malla -200)

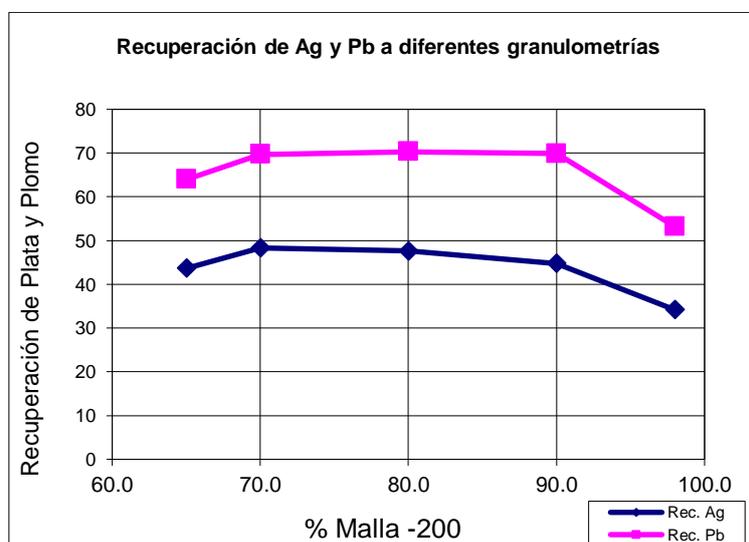
PRODUC.	%Peso	LEYES			
		% Pb	% Zn	% Fe	g Ag/t
C. Ro. Bulk	7,49	8,75	0,78	14,30	625,00
C. Scv.					
Bulk	4,58	7,05	0,85	13,78	503,00
Ro.+Scv.	12,07	8,10	0,81	14,10	578,71
Rel.Gral.	87,93	0,48	0,55	18,58	98,00
Cab.Calc	100,00	1,40	0,58	18,04	156,02
Cab.Ens.		Pb	Zn	Fe	Ag
		1,46	0,65	18,15	156,00

Prueba con 15 minutos de molienda (98% malla -200)

PRODUC.	%Peso	LEYES			
		% Pb	% Zn	% Fe	g Ag/t
C. Ro. Bulk	6,45	5,63	0,68	15,23	425,00
C. Scv. Bulk	4,39	8,10	0,75	13,53	618,00
Ro.+Scv.	10,84	6,63	0,71	14,54	503,16
Rel.Gral.	89,16	0,71	0,68	18,13	118,00
Cab.Calc	100,00	1,35	0,68	17,74	159,75
Cab.Ens.		Pb	Zn	Fe	Ag
		1,46	0,65	18,15	156,00

Anexo 5. Resumen de los datos de las pruebas experimentales

% Malla -200	Rec. Pb	Rec. Ag	%Pb	g Ag/ton	Tiempo(min.)
65	63,97	43,64	12,92	1029,45	8
70	69,70	48,30	10,23	784,74	10
80	70,28	47,64	8,65	658,38	12
90	69,86	44,77	8,10	578,71	14
98	53,17	34,14	6,63	503,16	15



Anexo 6. Análisis de las curvas de calidad y recuperación de Pb y Ag en el concentrado bulk

Análisis de regresión polinomial: %Pb vs. % Malla -200

La ecuación de regresión es

$$\%Pb = 50,54 - 0,8673 \% \text{ Malla } -200 + 0,004314 \% \text{ Malla } -200^2$$

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)
0,839545	93,86%	87,72%

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC	MC	F	P
Regresión	2	21,5508	10,7754	15,29	0,061
Error	2	1,4097	0,7048		
Total	4	22,9605			

Análisis de varianza secuencial

Fuente	GL	SC	F	P
Lineal	1	20,4714	24,67	0,016
Cuadrático	1	1,0794	1,53	0,341

Línea ajustada: %Pb vs. % Malla -200

Análisis de regresión polinomial: Rec. Pb vs. % Malla -200

La ecuación de regresión es

$$\text{Rec. Pb} = - 233,9 + 7,802 \% \text{ Malla } -200 - 0,04958 \% \text{ Malla } -200^2$$

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)

3,10353 90,99% 81,98%

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC	MC	F	P
Regresión	2	194,550	97,2749	10,10	0,090
Error	2	19,264	9,6319		
Total	4	213,814			

Análisis de varianza secuencial

Fuente	GL	SC	F	P
Lineal	1	51,980	0,96	0,399
Cuadrático	1	142,569	14,80	0,061

Línea ajustada: Rec. Pb vs. % Malla -200

Análisis de regresión polinomial: Rec. Ag vs. % Malla -200

La ecuación de regresión es

$$\text{Rec. Ag} = -155,6 + 5,298 \% \text{ Malla -200} - 0,03427 \% \text{ Malla -200}^2$$

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)
1,42478	96,86%	93,72%

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC	MC	F	P
Regresión	2	125,166	62,5829	30,83	0,031
Error	2	4,060	2,0300		
Total	4	129,226			

Análisis de varianza secuencial

Fuente	GL	SC	F	P
Lineal	1	57,0550	2,37	0,221
Cuadrático	1	68,1107	33,55	0,029

Línea ajustada: Rec. Ag vs. % Malla -200

Análisis de regresión polinomial: g Ag/ton vs. % Malla -200

La ecuación de regresión es

$$\text{g Ag/ton} = 4858 - 89,77 \% \text{ Malla -200} + 0,4648 \% \text{ Malla -200}^2$$

Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)
63,3930	95,28%	90,56%

Análisis de Varianza

Fuente	GL	SC	MC	F	P
Regresión	2	162278	81138,8	20,19	0,047
Error	2	8037	4018,7		
Total	4	170315			

Análisis de varianza secuencial

Fuente	GL	SC	F	P
Lineal	1	149746	21,84	0,019
Cuadrático	1	12531	3,12	0,219

Línea ajustada: g Ag/ton vs. % Malla -200