

**Universidad Nacional
“José Faustino Sánchez Carrión”**



“Facultad de Ingeniería Química y Metalúrgica”

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

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

**“TESIS PARA OPTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGICO”**

Autor

Bach: RODRIGUEZ HERRERA, YERSY CLINTON.

Asesor

M(°). GUERRA LAZO, CAYO EDUARDO.

C.I.P. N° 18720

Huacho - Perú

2018

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

.....

Dr. Nunja Gracia, José Vicente

Presidente

.....

M(o) Abarca Rodríguez, Joaquín José

Secretario

.....

M(o). Coca Ramírez, Víctor Raúl

Vocal

.....

M(o) Guerra Lazo, Cayo Eduardo

Asesor

DEDICATORIA

Con cariño y aprecio a mis padres y hermanos, que a ellos les debo cuanto soy, por su incondicional y fiel apoyo para lograr nuestro objeto por ello cada una de las letras de este trabajo son por ustedes.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por permitirme vivir día a día y a mis padres por haber hecho realidad mi vocación Profesional.

Mi Agradecimiento a todos los docentes de la U.N.J.F.S.C, F.I.QyM y E.P, Ing. Metalúrgica por sus consejos y recomendaciones.

PENSAMIENTO

“Nuestra mayor gloria no está en no caer nunca, sino en levantarnos cada vez que caemos”

(Confucio)

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	III
AGRADECIMIENTO.....	IV
PENSAMIENTO.....	V
ÍNDICE.....	VI
INDICE DE FIGURA.....	X
ÍNDICE DE TABLA.....	XI
INDICE DE ANEXO.....	XII
GLOSARIO DE ABREVIATURAS.....	XIII
RESUMEN.....	XIV
ABSTRACT.....	XV
INTRODUCCIÓN.....	XVI
CAPÍTULO I.....	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA.....	1
1.2. Formulación del problema.....	2
1.2.1. Problema General.....	2
1.2.2. Problema Específico.....	2
1.3. Objetivos.....	3
1.3.1. Objetivos generales.....	3
1.3.2. Objetivos Específicos.....	3
1.4. JUSTIFICACIÓN.....	3
1.4.1. Justificación Práctica.....	3
1.4.2. Justificación Metodológica.....	4
1.4.3. Justificación Técnica.....	4

1.4.4.	Justificación Social.....	4
1.4.5.	Justificación Económica.....	4
1.5.	DELIMITACIÓN.....	4
1.5.1.	Delimitación Territorial.....	4
1.5.2.	Delimitación Tiempo y Espacio.....	5
1.5.3.	Delimitación de Recursos.....	5
1.6.	VIABILIDAD DE ESTUDIO.....	5
CAPÍTULO II.....		6
MARCO TEÓRICO.....		6
2.1.	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	6
2.1.1.	Investigación Relacionada con el Estudio.....	6
2.1.2.	Otras Publicaciones.....	16
2.2.	BASES TEÓRICAS.....	19
2.2.1.	Molienda.....	19
2.2.2.	Flotación.....	20
2.1.1	Variables de Flotación.....	23
2.1.2	Variables que Dependen de los Componentes Químicos.....	24
2.1.3	Variables que Dependen de los Componentes de Operación.....	28
2.1.4	Flotación de Minerales Sulfuros.....	30
2.3.	DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.....	32
2.4.	FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.....	34
2.4.1.	Hipótesis General.....	34
2.4.2.	Hipótesis Específicas.....	34
2.5.	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.....	34
CAPÍTULO III.....		36

METODOLOGÍA.....	36
3.1. DISEÑO METODOLÓGICO.....	36
3.1.1. Tipo de Investigación.	36
3.1.2. Nivel de Investigación.....	36
3.1.3. Diseño de la Investigación.....	36
3.1.4. Enfoque de la Investigación.	37
3.1.5. Estrategias o Procedimientos de Contrastación de Hipótesis o Cumplimiento de Objetivos Técnicos.	37
3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA.....	37
3.2.1. Población.....	37
3.2.2. Muestra.....	37
3.3. TÉCNICA DE RECOLECCIÓN DE DATOS.	38
3.3.1. Técnicas.....	38
3.3.2. Instrumentos.....	38
3.4. Técnica de procesamiento de la Información.	39
3.5. Aspectos Éticos.....	39
CAPÍTULO IV	40
RESULTADOS	40
4.1. Condiciones de trabajo.....	40
4.1.1. Mineralogía.....	40
4.1.2. Ley de mineral de cabeza.	41
4.1.3. Diseño del proceso de flotación experimental.....	41
4.1.4. Condiciones de operación de las pruebas experimentales.....	42
4.2. Resultados de las pruebas experimentales.	46
4.2.1. Resultados de las pruebas de flotación.....	46

4.2.2.	Balance Metalúrgico de las pruebas de flotación.....	49
4.2.3.	Análisis estadístico de las pruebas experimentales.....	54
CAPÍTULO V		57
DISCUSIÓN CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		57
5.1.	Discusión.....	57
5.1.1.	Primera prueba experimental.....	57
5.1.2.	Segunda prueba experimental.....	57
5.1.3.	Tercera prueba experimental.....	58
5.1.4.	Cuarta prueba experimental.....	58
5.2.	Conclusiones.....	61
5.3.	Recomendaciones.....	63
BIBLIOGRAFÍA.....		65
ANEXOS.....		68

INDICE DE FIGURA

Figura 1. Esquema de adhesión selectiva	20
Figura 2. Diagrama de las tensiones superficiales que intervienen en el contacto de las fases gas, líquido y sólida.....	21
Figura 3. Flotación de minerales de cobre según el tamaño de grano.....	30
Figura 4. Clasificación de flotación de minerales sulfuros	31
Figura 5 Esquema de experimento y variable	37
Figura 6 Diagrama de flujo de la prueba experimental realizado.....	41
Figura 7 Calidad y recuperación de cobre en función ph y Z-11	54
Figura 8 Calidad y recuperación de cobre en función densidad de pulpa y Z-11	54
Figura 9 Calidad y recuperación de cobre en función espumante D-250 y %-200m.....	55
Figura 10 Calidad y recuperación de cobre en función ley cabeza y relave	56

ÍNDICE DE TABLA

Tabla 1. Variables.....	35
Tabla 2 Análisis Químico Mineral de Cabeza.....	41
Tabla 3 Análisis químico de la primera prueba experimental	46
Tabla 4 Análisis químico de la primera segunda experimental.....	47
Tabla 5 Análisis químico de la tercera prueba experimental.....	47
Tabla 6 Análisis químico de la cuarta prueba experimental.....	48
Tabla 7 Balance Metalúrgico de la primera prueba.....	49
Tabla 8 Balance Metalúrgico de la segunda prueba	50
Tabla 9 Balance Metalúrgico de la tercera prueba	51
Tabla 10 Balance Metalúrgico de la cuarta prueba	52

INDICE DE ANEXO

Anexo 2 Localización del laboratorio South S.R.L	69
Anexo 3 Matriz de consistencia general.....	70
Anexo 4 Matriz de consistencia específico	71
Anexo 5 Equipo de flotación y reactivos	72

GLOSARIO DE ABREVIATURAS

#200	:	Malla 200
%	:	Porcentaje
&	:	i
µm	:	Micras
-200m	:	Pasante malla 200
g/l	:	Gramos por litro
g/t	:	Gramos por tonelada
g/t	:	Gramos por tonelada métrica
GPM	:	Galones por minutos
gr/t	:	Gramos por tonelada métricas
Kg/t	:	Kilo gramos por toneladas métricas
m ³ /h	:	Metros cúbicos por hora
oz/Tc	:	Onzas por toneladas cortas
Oz/t	:	Onzas por toneladas métricas
Pa	:	Pascal
págs.	:	Páginas
pH	:	Potencial de hidrogeno
psi	:	Libras por pulgadas cuadradas
Sp	:	Sólidos en peso
S.R. L	:	Sociedad de responsabilidad limitada

RESUMEN

La flotación de minerales con presencia de óxidos para la concentración de cobre plata y oro a nivel laboratorio, se realizó en el laboratorio de la Minares south S.R.L, el objetivo es la concentración bulk de cobre, oro y plata. El estudio es un trabajo experimental aplicada, cuantitativa, predictiva generador de resultados. El proceso experimental consta de preparación de muestra, molienda, acondicionamiento, flotación fulk, y limpieza. Como resultado se tiene para el concentrado bulk I prueba con ratio de concentración de 16.2, con una ley de Au 0.270 oz/Tc, Plata 2.5 oz/Tc, 21.34% de Cu. recuperación del Cu 73.63%, Au 46.97% y 60.79% en Ag, II prueba con Cu 23.50 %, Au 0.090 oz/tc y Ag 6.50 oz/tc. con radio de 3. recuperaciones son 88.01% de Cu, 81.59% de Au y 87.97% de Ag. III prueba, concentrado de Cu 27.423 %, Au 1.2 oz/Tc y Ag 7.146 oz/tc. con radio 10.60 y recuperación de Cu 68.09%, Au 71.91 y Ag 48.14%. IV prueba con un concentrado de 12.10% de cobre, 0.020 Oz/Tc de oro y 29.747 oz/Tc de plata con radio de 9.7. y recuperación es de 79.81% en cobre, 38.99% en oro y 43.27% en plata. Por consiguiente.

Efecto del Colector Z-11, con menor dosificación mayor calidad de concentrado y mayor dosificación mayor recuperación, y pH menor mejor calidad de concentrado, mayor pH mayor recuperación. Densidad de pulpa mayor mejor calidad de concentrado a menor densidad mayor recuperación. A mayor uso de espumante y liberación menor mejor calidad y a menor espumante y mayor liberación mayor recuperación. A menor ley de cabeza menor perdida en el relave y calidad óptima de concentrado y a mayor ley de cabeza mayor pérdida de cobre en relave. Cumple con los objetivos planteados en el presente estudio.

Palabra clave: Flotación de cobre oro-plata, Concentración por flotación de cobre, Flotación minerales auríferos y cobre.

ABSTRACT

The flotation of minerals with presence of oxides for the concentration of copper silver and gold at laboratory level, was carried out in the laboratory of Minares south S.R.L, the objective is the bulk concentration of copper, gold and silver. The study is an applied experimental work, quantitative, predictive generator of results. The experimental process consists of sample preparation, grinding, conditioning, fult flotation, and cleaning. As a result, we have for the bulk concentrate I test with concentration ratio of 16.2, with a law of Au 0.270Oz / Tc, Silver 2.5z / Tc, 21.34% Cu. recovery of Cu 73.63%, Au 46.97% and 60.79% in Ag, II test with Cu 23.50%, Au 0.090 Oz / tc and Ag 6.50 Oz / tc. with radius of 3. recoveries are 88.01% Cu, 81.59% Au and 87.97% Ag. III test, Cu concentrate 27.423%, Au 1.2 oz / Tc and Ag 7.146 Oz / tc. with radium 10.60 and recovery of Cu 68.09%, Au 71.91 and Ag 48.14%. IV test with a concentrate of 12.10% copper, 0.020 Oz / Tc of gold and 29.747 oz / Tc of silver with radius of 9.7. and recovery is 79.81% in copper, 38.99% in gold and 43.27% in silver. Therefore. Effect of the Collector Z-11, with lower dosage higher quality of concentrate and greater dosage greater recovery, and lower pH better quality of concentrate, higher pH, higher recovery. Higher pulp density, better concentrate quality at lower density, higher recovery. The greater the use of foaming and lesser release, the better quality and the lower the foaming and the greater the release, the greater the recovery. The lower the lower head law lost in the tailings and the optimum quality of the concentrate and the higher head grade, the greater the loss of copper in tailings. It meets the objectives set out in this study.

Key Word: Gold-silver copper flotation, Concentration by copper flotation, gold and copper mineral flotation.

INTRODUCCIÓN

En los procesos de flotación de minerales con presencia de óxidos para la concentración de cobre plata y oro a nivel laboratorio, teniendo como objetivo la obtener concentrados de bulk de cobre, oro y plata, con una calidad de concentrado optima de los elementos como cobre, oro y plata.

Las concentraciones de los minerales por flotación es uno de los procesos más empleados en el aprovechamiento de los recursos metálicos y siendo una etapa pre en el proceso más usados para separar de los compuestos minerales no deseados específicamente de los sulfuros aprovechando su hidrofobicidad de los minerales.

En investigaciones realizados sobre la recuperación de los minerales oxidados en diversas fuentes teóricos como prácticos, estos han demostrado una recuperación de los minerales bajo, por el proceso de flotación esto debido a su afinidad de los minerales oxidaos con el agua (hidrofílico o polares) que puede generar enlace temporal con el agua a través del enlace de hidrogeno, llegando una recuperación de orden de 40% a 60%.

En el actual trabajo se realizó un previo acondicionamiento del mineral molienda, usando reactivos promotores acondicionadores permita la activación de los minerales, acondicionar donde se usa colectores y espumantes que nos permita obtener una calidad y una recuperación adecuada de los minerales en estudio presente en las muestras.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

El Perú es un país por tradición un país minero desde su origen de su civilización, y cuenta con recursos naturales, y específicamente con los minerales, como todo país emergente aprovecha sus recursos, produciendo material prima en su mayoría de minerales sulfurados por el proceso concentración de minerales, con esta actividad las reservas cada día son más escaso, quedando minerales de baja ley y óxidos, por ello es necesario buscar alternativas, para darle un valor agregado a nuestros recursos .

Los minerales sulfurados y oxidados se pueden tratar mediante la flotación usando su propiedad de hidrofobicidad, por ello los minerales oxidados que se encuentra en la naturaleza es necesario su pre tratamiento para luego realizar su tratamiento y su flotación así darle un valor agregado y aprovechar en beneficio de la población peruana para satisfacer ciertas necesidades prioritaria como la educación, salud, vivienda, etc., mediante la flotación que es el método más adecuado y de menor impacto ambiental con la que se puede darle un valor agregado.

La planta concentradora de Minares south S.R.L es una empresa que hace servicios a terceros y los minerales tiene óxidos con valores económicos y estos se necesitan su aprovechamiento por ello es necesario buscar una alternativa para su concentración con un acondicionamiento para su proceso de flotación.

En virtud a los expuesto anteriormente se plantea el problema como se describe en el planteamiento del problema.

1.2. Formulación del problema.

1.2.1. Problema General.

¿En qué medida un adecuado acondicionamiento de las factoras que intervienen en la flotación de minerales con presencia de óxidos, tendrá una óptima concentración bulk de cobre plata y oro a nivel laboratorio?

1.2.2. Problema Específico.

- ¿En qué medida la molienda de acorde con la liberación de las menas de interés en la flotación, permitirá obtener una recuperación optima de cobre, plata y oro en el concentrado bulk?
- ¿En qué medida el tratamiento y dosificación adecuado de la pulpa en el acondicionamiento de los modificadores, permitirá obtener una óptica calidad de concentrado bulk de acorde las exigencias del mercado?
- ¿En qué medida la selección acorde con el comportamiento del mineral y dosificación optima de los colectores en el acondicionamiento en la flotación, permitirá obtener una recuperación optima de cobre, plata y oro en el concentrado bulk?
- ¿En qué medida la selección del espumante adecuado acorde al pH en la flotación, permitirá obtener una óptima calidad de concentrado bulk de cobre, plata, oro?

1.3. Objetivos.

1.3.1. Objetivos generales.

Evaluar en qué medida un adecuado acondicionamiento de las factoras que intervienen en la flotación de minerales con presencia de óxidos, tendrá una óptima concentración bulk de cobre plata y oro a nivel laboratorio.

1.3.2. Objetivos Específicos.

- Evaluar la molienda de acorde con la liberación de las menas de interés en la flotación, para obtener una recuperación optima de cobre, plata y oro en el concentrado bulk.
- Evaluar el tratamiento y dosificación adecuado de la pulpa en el acondicionamiento de los modificadores, para obtener una óptica calidad de concentrado bulk de acorde las exigencias del mercado.
- Evaluar la selección acorde con el comportamiento del mineral y dosificación optima de los colectores en el acondicionamiento en la flotación, para obtener una recuperación optima de cobre, plata y oro en el concentrado bulk.
- Evaluar la selección del espumante adecuado acorde al pH en la flotación, para obtener una óptima calidad de concentrado bulk de cobre, plata, oro.

1.4. JUSTIFICACIÓN.

1.4.1. Justificación Práctica.

Al llevar a cabo esta investigación se podrá entender que el proceso sobre flotación de minerales con presencia de óxidos para la concentración de cobre plata y oro a nivel laboratorio, es más viable que los otros métodos de recuperación de los tres elementos en estudio para luego ser extraído.

1.4.2. Justificación Metodológica.

Los Métodos, procedimientos y técnicas e instrumentos empelados en la investigación, una vez demostrada su validez y confiabilidad podrán ser utilizadas en otros trabajos de investigación.

1.4.3. Justificación Técnica

El presente trabajo sobre proceso sobre flotación de minerales con presencia de óxidos para la concentración de cobre plata y oro a nivel laboratorio, nos permitirá obtener una recuperación óptima de los elementos en estudio.

1.4.4. Justificación Social.

Dentro de la investigación se mostrará que la actividad que se realiza fomentará trabajadores de la zona de influencia en un futuro.

1.4.5. Justificación Económica.

En el proceso sobre flotación de minerales con presencia de óxidos para la concentración de cobre plata y oro a nivel laboratorio, permitirá el aumento de ingresos económicos de los futuros trabajador de la zona de influencia, gobierno local, regional y central.

1.5. DELIMITACIÓN.

1.5.1. Delimitación Territorial.

País : Perú

Departamento : Ica

Provincia : Nasca
Distrito : Vista alegre
Ciudad : Carretera Panamericana Sur 355, Urb. Vista Alegre - A
2 Cdras.

1.5.2. Delimitación Tiempo y Espacio.

La investigación se realizará en el laboratorio metalúrgico Minares south S.R.L, durante el periodo de 2018.

1.5.3. Delimitación de Recursos.

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

1.6. VIABILIDAD DE ESTUDIO.

La realización de la presente investigación es viable, por cuanto se tiene los conocimientos teóricos, los medios técnicos y los recursos económicos necesarios. Así mismo, está asegurado el acceso a lugares de las fuentes de la información requeridas; también se cuenta con la autorización correspondiente del jefe del laboratorio metalúrgico de Minares south S.R.L, a efectos de llevar a cabo el correspondiente trabajo de campo.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.

2.1.1. Investigación Relacionada con el Estudio.

2.1.1.1. Tesis Internacionales.

Para (Molina) sobre el “estudio del efecto de la aplicación de espumantes en el proceso de flotación de mineral mixto de cobre”, concluye que:

La familia de los poliglicoles (DF250, DF1012 y DF400) generan una mayor altura de espuma que el Metil isobutil carbonil (MIBC) debido a su estructura y propiedades químicas: alto peso molecular, largo de cadena hidrocarbonada y capacidad para generar puentes de hidrógenos.

La espumabilidad sin la presencia de mineral y colector es mayor en agua de mar que en agua fresca, debido a la presencia de iones que se depositan en la interfase líquido-gas. Comportamiento que se invierte con la presencia de sólidos, donde para surfactantes puros y combinados se reduce la altura de espuma en un 18% y 30% respectivamente en medios de alta salinidad. Por otra parte, el colchón de espuma disminuye al incrementar la dosificación de xantato, lo que indica una interacción entre el tipo de colector y espumante utilizado.

Para sistemas bifásicos y trifásicos la variable de mayor impacto en la espumabilidad es la salinidad del medio, destacando el DF400 por no presentar tendencias irregulares respecto a la presencia de colector y/o mineral en la pulpa de trabajo y una menor inhibición frente a alta presencia de iones en la suspensión.

Tanto para espumantes puros como las combinaciones a partir del DF400 se concluye que el MIBC es aquel que presenta una menor, pero menos variable, capacidad como surfactante frente a las diferentes condiciones de trabajo por su baja interacción con otros componentes de la pulpa. Lo que indica que el comportamiento de la espuma depende en gran medida de la estructura y propiedades hidrodinámicas que ésta presenta en función del surfactante usado.

La columna AMIRA modificada presenta una correlación con la celda de flotación en términos de espumabilidad de casi un 80%, validándola como herramienta de caracterización de espumantes para esta variable.

El espumante puro que ofrece una menor DTB es el DF400, reduciendo en un 31% el diámetro de burbuja respecto al agua fresca. Mientras que, para las mezclas a partir de este último, destaca la combinación DF400/DF250 disminuyendo en un 33% el tamaño de la burbuja, seguido del DF400/MIBC. Existe una clara tendencia entre el diámetro de burbuja y la recuperación de cobre, determinado por la relación entre el tamaño de burbuja y de partícula de mineral en la zona de colección de la pulpa. Las combinaciones DF400/DF2500 y DF400/MIBC ofrecen valores óptimos de recuperación metalúrgica respecto a los otros casos, principalmente al Metil isobutil carbonil, debido a que este último genera un tamaño de burbujas un 24% mayor.

Respecto a las flotaciones de mineral mixto se puede afirmar que existe una alta correlación (84%) entre la altura de espuma que genera el surfactante con la ley de cobre del concentrado, donde para pulpas de alta salinidad es casi independiente del tipo de surfactante (o mezcla) en la operación.

Las mayores recuperaciones en agua de mar (sobre 2-3% en promedio respecto al agua dulce) se explican por la alta presencia de iones en la suspensión, los cuales reducen el tamaño de la burbuja, favoreciendo la recuperación de partículas finas de mineral. Además, medios de mayor potencial redox y salinidad (como es el agua de mar) aceleran la oxidación del HS^- y consumo del mismo ion al precipitar metales. Ambos fenómenos reducen la inhibición del xantato como colector y favorecen la flotabilidad de la porción sulfurada y mayoritaria del mineral de trabajo.

Finalmente, la combinación DF400/MIBC corresponde la elección sugerida respecto a la recuperación metalúrgica y calidad del concentrado, debido a su equilibrio entre “selectividad” y “poder” como espumante, al potencial las propiedades físico-químicas en la zona de colección y de limpieza.

Si bien los resultados han permitido cumplir con los objetivos propuestos en este estudio, como trabajo futuro se proponer operar con mayores niveles de dosificación y diferentes tipos de espumantes además de los comercialmente seleccionados, a esto se suma la utilización de otros colectores como ditiocarbamatos y/o ditiolfosfatos con el fin de observar la interacción de éstos con los surfactantes en términos hidrodinámicos y parámetros metalúrgicos (Molina, 2017, págs. 46-48).

El uso de DF400/DF2500 y DF400/MIBC la combinación de estos espumantes actúan mejor en el proceso recuperación de los minerales por lo que es necesario utilizar en el proceso, siempre en cuando actúen en cada proceso, por ello es necesario realizar las pruebas para encontrar los las combinaciones o reactivos para cada mineral a tratar.

Para (Barona) en su trabajo sobre Influencia de la distribución de tamaño de burbujas en la recuperación de la flotación para minerales de cobre. Llego a las siguientes conclusiones:

El programa ImageJ posee una desviación de cero al repetir un análisis en idénticas condiciones varias veces.

El programa ImageJ entrega una buena estimación del área de la burbuja, y por consecuencia del diámetro de esta, tomando en cuenta toda la sección de la burbuja. En este punto se mostró diferencia con la medición manual ya que esta última comete errores por la falta de precisión para incluir los bordes de la burbuja completamente. Para el punto anterior se incorporó un factor de corrección para comparar la medición manual con la entregada por ImageJ, definiendo la relación $\frac{d_{real}}{d_{programado}} = \frac{d}{d+\Delta}$, en donde Δ corresponde a un 40 – 50 % del ancho del borde delimitado por el programa para la burbuja que varía entre 0,2 – 0,3 mm. Este factor no debería usarse para futuras mediciones, excepto al querer comparar con mediciones manuales.

Con respecto a los resultados estadísticos, se puede decir que en promedio el programa entrega un d_{32} con un error del 3,8 % lo cual se define como aceptable.

Se da por validado el uso del programa, pero conservando estrictamente la metodología y criterios en el uso del Image J y la correcta interpretación de los resultados.

Se entrega a continuación un protocolo para realizar el análisis de distribución de tamaño de burbujas desde el video ya captado hasta la información estadística característica de la prueba como d_{32} , d_{25} , d_{50} , d_{75} , medias, y f_{i2} , F_{u2} (Barona, 2007, pág. 159).

Las distribuciones de las burbujas son importantes en el proceso de flotación porque con una distribución y tamaño óptimo se tiene mejor colección de los minerales de interés.

Para (Uribe, 2017) sobre “efecto del agua de mar en la recuperación de minerales de cobre-molibdeno por procesos de flotación”. Concluye:

La depresión de calcopirita en presencia de caolinita en agua de mar puede ser atribuida a fenómenos de hetero coagulación que ocurren entre ambos minerales, los cuales dificultan la interacción partículas- colector – burbujas y se manifiestan en una pérdida de flotabilidad, aumento en el tiempo de inducción y reducción de la turbidez.

Se encontró que la depresión de calcopirita en presencia de caolinita observada en agua de mar se relaciona en gran medida por la presencia de calcio y magnesio en esta solución, debido a la capacidad de estos cationes de hidrolizarse e hidratarse, formando especies $\text{Ca}(\text{OH})^+$, $\text{Mg}(\text{OH})^+$ y $\text{Mg}(\text{OH})_2(\text{s})$, los cuales se adsorben en la superficie de los minerales arcillosos promoviendo en mayor grado los fenómenos de hetero coagulación entre estas especies minerales.

Los resultados obtenidos de tiempo de inducción, pruebas de micro flotación y medidas de potencial zeta, en molibdenita en presencia de calcio y magnesio, mostraron que la pérdida de flotabilidad de la molibdenita en agua de mar a pH alcalinos se relaciona con la generación de productos de hidrólisis de estos cationes. De acuerdo a ello, se plantea que una pérdida de flotabilidad de molibdenita se debe a la adsorción de productos de hidrólisis de estos cationes en las caras hidrofóbicas del mineral.

Se demostró que la pérdida de flotabilidad de la molibdenita en agua de mar se debió principalmente a la presencia del magnesio en este medio, esto teniendo en cuenta que los productos de hidrólisis de este catión ($\text{Mg}(\text{OH})^+$ y $\text{Mg}(\text{OH})_2(\text{s})$) se presentan a pH más bajos, la concentración de iones magnesio en agua de mar es mayor que la del calcio y que el producto de solubilidad del hidróxido de magnesio es menor ($K_{ps} = 6 \times 10^{-6}$).

En relación a los diferentes cationes estudiados presentes en agua de mar, se encontró que la fuerte depresión de pirita observada en este medio, se debe a una acción conjunta de los diferentes cationes, siendo más influyentes el calcio y el magnesio, los cuales poseen la característica de generar estructuras de agua rígidas que dificultan la interacción partícula colector y que a pH alcalinos generan productos de hidrólisis los cuales inducen a una mayor depresión de este mineral debido a la formación de una capa hidrofílica de estas especies en la superficie del mineral lo cual impide en mayor medida la adsorción del colector xantato.

Los diferentes resultados obtenidos en presencia y ausencia de MBS mostraron que la presencia de MBS afectó significativamente la recuperación de pirita siempre y cuando este reactivo tuviera un tiempo de acondicionamiento previo con el mineral y se agregara antes del colector. Bajo estas condiciones, en el caso de la solución NaCl 0.01M, la recuperación de pirita pasó de un 93% a un 61% en presencia de MBS a pH 8, mientras que, en el caso del agua de mar, la recuperación de pirita pasó de un 90% a un 50% en presencia de MBS a pH 6. De acuerdo a lo anterior, el MBS resultó ser un reactivo depresante alternativo a la cal capaz de deprimir pirita a pH bajos. Lo anterior muestra que es posible que la acción depresante de pirita

del MBS se deba a la formación previa de una capa hidrofílica de sulfatos en la superficie de la pirita la cual inhibe la adsorción del colector. En agua de mar además de lo anterior, se propone que la presencia de iones sulfito favorece la formación de sales hidrofílicas y la generación de hidróxidos de cationes presentes en agua de mar lo cual podría inducir a una mayor depresión de este mineral. (Uribe, 2017, págs. 131-132)

De acuerdo a las conclusiones del autor podremos establecer que el uso de MBS permite la presión de las piritas a baja pH, por lo que no sería necesario el uso de la cal en los procesos de limpieza de la recuperación del cobre.

2.1.1.2. Tesis Nacionales.

Los trabajos referentes al tema a tratar en el ámbito nacionales se describen en los párrafos que a continuación se detalla para darle sustento a la investigación que se desarrollara.

Para (Paz & Maldonado) sobre la “influencia del tiempo de flotación y la dosificación de NaCN sobre la recuperación de Cu mediante flotación bulk en COMIVARIV S.A. – 2016”, concluyen que:

Existe influencia significativa del tiempo de flotación, presentando un aumento del porcentaje de recuperación de Cobre conforme aumenta el tiempo de flotación, obteniendo un máximo en los 21 minutos.

Existe influencia significativa en la dosificación de cianuro de sodio, puesto que disminuye el porcentaje de recuperación de Cobre conforme aumenta la dosificación de cianuro de sodio, obteniendo un máximo a 60 g/TM.

La interacción del tiempo de flotación y la dosificación de cianuro de sodio no tiene un efecto significativo en el porcentaje de recuperación de Cobre.

Se obtuvo una recuperación máxima del 89% de Cobre al aplicar las variables de dosificación de Cianuro de Sodio a 60 g/TM y tiempo de flotación a 21 minutos.

La disolución de metales preciosos en contenidos del mineral de flotación no se ve afectada significativamente por el uso de NaCN puesto que el tiempo de flotación es corto. (Paz & Maldonado, 2016, pág. 37).

En virtud a lo descrito por el autor los minerales de cobre se puede mejorar la recuperación deprimiendo la pirita, siempre en cuando se realice un control adecuado del cianuro de sodio ya que el tiempo no influye en la recuperación de los valores.

En su trabajo (Lupo & Utani), sobre "recuperación del cobre por flotación de los minerales sulfurados del yacimiento sulfubamba Apurimac", concluyeron que:

Mediante el proceso de flotación por espumas, se logró una recuperación de 87.93% que corresponde a la prueba No 2 para una densidad de pulpa 1350g/l, 0.929g/TM de colector (Z-11) y 0.029 ml de espumante (aceite de pino).

El Mineral procedente de los desmontes del yacimiento Sulfubamba es diseminado de tipo pórfido, y la mineralización está compuesta básicamente de calcopirita, calcosina, bornita, malaquita; teniendo como ganga cuarzo, pirita, magnetita, limonita y arcillas que pertenecen a mineral sulfuros por lo tanto se considera como un mineral flotable dentro del grupo y tiene una ley de cobre de 5.97%

Por flotación por espuma se determinó los parámetros siguientes; tiempo de molienda de 15 minutos, tamaño de partícula de 65% -200 malla y las pruebas de cinética establece un tiempo de flotación de 4 minutos.

Se determinó que las variables de flotación más significativas son: densidad de pulpa, dosificación de colector (Z-11) y pH 5. Mediante el diseño experimental se determinó que la variable que tiene mayor efecto positivo es la densidad de pulpa, con una recuperación de cobre 4.4875 de efecto.

El modelo matemático a escala natural es: $Y = 85.114 + 2.244X_1 + 0.0113X_2 + 0.31875X_3$ (Lupo & Utani, 2014, pág. 154).

Para la recuperación de los minerales es importante el control de densidad de pulpa y la dosificación de los colectores, si deseamos obtener una recuperación óptima y calidad del concentrado.

Para (Fora) en "evaluación metalúrgica a nivel laboratorio del yacimiento tipo porfido cobre-oro, procedente de la región Pasco, concluye que:

De la prueba cíclica se puede concluir que la recuperación final de cobre es de 90.14% con una calidad de 22.25% Cu, logrando el objetivo propuesto, así mismo el 81.95% del fierro total se encuentra en el relave.

El circuito de flotación que se obtuvo para lograr esta calidad de concentrado es realizando 3 etapas de limpieza; para lo cual se necesita trabajar en un medio alcalino pH de 11.

Se realiza una cinética de flotación a la etapa rougher para determinar el tiempo de flotación en el circuito batch siendo esta de 5 min.

En la etapa de limpieza se incrementa el pH para deprimir el fierro y obtener un concentrado final con bajo contenido de contaminantes; pero para no bajar la recuperación de cobre se añade 10 g/t del colector A-208.

De las mallas valoradas que se realizó al producto de la molienda (alimento a flotación), se observa que la mayor cantidad de finos se encuentra pasando

la malla 400 tyler por lo que no se recomienda liberar demasiado al mineral ya que se estaría generando excesiva cantidad de lamas y esta no se podría recuperar por una flotación convencional. (Fora, 2015, pág. 52).

En los procesos de flotación de minerales es necesario el control de la liberación de los minerales para tener una recuperación optima, por otra parte, cuando se trabaja a un pH alto es necesario incrementar colectores secundarios para que no se depriman el cobre.

Para (Laiza & Zegarra, 2016) sobre “influencia del potencial de hidrogeno (pH) y la granulometría sobre el ratio de concentración y el porcentaje de recuperación de oro (Au), plata (Ag) y cobre (Cu) en la flotación de un mineral tipo sulfuro con alto contenido de plata”, concluyeron que:

La granulometría influye significativamente en el porcentaje de recuperación y en el ratio de concentración del cobre, pero no influye significativamente en los porcentajes de recuperación de oro y plata con un nivel de confianza de 95%.

El pH influye significativamente en los porcentajes de recuperación y con ratios de concentración del cobre, oro, plata; con un nivel de confianza de 95%; obteniéndose las más altas recuperaciones con las siguientes condiciones de operación: Para el cobre se obtuvo 61.67 % de recuperación, con pH de 11.5 y granulometría de 65 % - #200.

Para el oro se obtuvo 59.51 % de recuperación con pH 8.5 y granulometría de 60 % - #200. Para la plata se obtuvo 79.45% de recuperación con pH de 8.5 y granulometría de 65 % - #200.

A menor pH y mayor grado de liberación de partícula se obtiene menor ratio de concentración, con mayor recuperación de oro y plata. La recuperación 67

óptima de oro y plata se obtuvo a pH de 8.5 y granulometría de 65 % - #200 con un ratio de 4.75.

A mayor pH y mayor liberación de partícula valiosa, el ratio aumenta y se obtuvo mayor recuperación de cobre. La recuperación óptima de cobre se obtiene con pH 11.5 y 65% - #200 con un ratio de 10.35.

Según el análisis de varianza se concluye que con un nivel de significancia de 95%, la variable pH y granulometría influyen significativamente en la recuperación de cobre y sobre el ratio de concentración. Sin embargo, en la recuperación de oro y plata solo influye significativamente la variable pH. (Laiza & Zegarra, 2016).

De acuerdo descrito por el autor existe minerales muy enlazados por ello se debe buscar una liberación adecuada para tener una recuperación optima, en referencia del pH para minerales de oro y plata es necesario su control ya que cuando se eleva el pH tiende a deprimir a los minerales que tiene hierro por lo que es necesario trabajar a un pH cercana al 7.

2.1.2. Otras Publicaciones.

En su trabajo (Chacón, Ruiz, & Zapico), sobre “concentración por flotación de menas de oro-cobre con bajas recuperaciones de arsénico”, concluyen:

De colectores probados, el más conveniente para obtener concentrados con elevadas recuperaciones de cobre y bajas recuperaciones de arsénico, es aquel que contenga como componente principal el Ditiófosfato, con una dosis menor a 10 g/t. - En las pruebas efectuadas con tres agentes depresor con las dosis empleadas, no se obtuvieron esperanzadores resultados en cuanto a la depresión del arsénico, - Los ensayos realizados en la planta con el

ditiofosfato comercial usado dieron muy buenos resultados, con recuperaciones de arsénico inferiores al 5 % en el concentrado de flotación y leyes de cobre mayores del 18 %, (Chacón, Ruiz, & Zapico, 2005, pág. 394).

Para (Hidalgo, Diaz, Bazán, & Sarquís) en su trabajo “avances en la recuperación de oro y plata mediante flotación en escorias de procesamiento de menas de oro”, llegaron a la siguiente conclusión:

La flotación de la cola (residuo) obtenida de la separación gravimétrica (centrífuga Knelson) permite lograr una mejora de la recuperación de Au y de Ag.

Las mejores condiciones para lograr una flotación de la escoria en estudio son: granulometría a 200 mallas, colectores: PAX (15.8 g/t); F-C5439 (18.75 g/t), espumante MIBC (12.5 g/t) y un tiempo de flotación de 8.5 minutos. Bajo estas condiciones se alcanzan recuperaciones del 87.7 % Au y un 47.4 % de Ag, del contenido residual de la cola gravimétrica T1.

A través del diseño experimental planteado, se encuentra que estas condiciones son favorables para recuperar 268.35 g/t de Au y 255.67 g/t de Ag, con concentración centrífuga y 5.66 g/t de Au y 41.53 g/t de Ag mediante la aplicación de flotación en la cola gravimétrica T1. (Hidalgo, Diaz, Bazán, & Sarquís, 2015, págs. 686-687)

Para (Di Yorio, y otros) sobre “estudio de la flotabilidad de pirita aurífera proveniente de desechos de procesos venezolanos de cianuración” concluyen que:

Los mejores resultados para la flotación en columna de pirita proveniente de desechos de cianuración, se obtuvieron para dosis de colector igual a 66,6 g/t a pH 6 y con tiempo de acondicionamiento de 1 min.

Se determinó que, flotando a valores de pH menores de 6, aumentó la interferencia iónica de la disolución, desfavoreciendo la migración del ditiofosfato hacia la superficie de la pirita y ocasionando una significativa disminución de la hidrofobicidad del material.

El exceso del ditiofosfato produce el efecto de micelización, generando, como consecuencia, la desorción del ditiofosfatógeno desde la superficie de la pirita y disminuyendo, así, la hidrofobicidad. Esta hipótesis se corresponde a los resultados, relativamente más desfavorables, obtenidos con la mayor cantidad de colector y concuerda con el ligero empeoramiento de los resultados con un tiempo de acondicionamiento mayor,

Tiempos de acondicionamiento mayores a 1 min produjeron la desorción del ditiofosfatógeno desde la superficie de la pirita, disminuyendo la flotabilidad. No se encontró ninguna influencia de los iones de cianuro en disolución, probablemente, debido a su baja concentración después de los procesos de ataque y tratamiento final de vertido. Los contenidos de cianuro de la pulpa antes y después del tratamiento no variarán significativamente. Los contenidos de cianuro bajos asegurarán un impacto ambiental mínimo. (Di Yorio, y otros, 2003, págs. 328-329).

2.2. BASES TEÓRICAS.

2.2.1. Molienda.

La liberación de los minerales se realiza en diferentes etapas por la que, “la molienda es el último escalón de fragmentación, que sigue a la trituración normalmente, caracteriza por el tamaño de salida del producto que esta entre algunos mm y algunas pm” (Wills & Napier, 2006).

Se persigue, normalmente, la liberación de unas especies mineralógicas con otras hasta aquel tamaño que permita una concentración diferenciada o bien llegar al tamaño de grano exigido por el método posterior de utilización del producto obtenido.

Se realiza mediante equipos denominados molinos y estos pueden trabajar en seco o en húmedo. La diferencia entre ambos medios se suele caracterizar por una humedad en torno al 8% (este valor produce en los productos una cierta adherencia y marca un límite en la tendencia del comportamiento dentro de los equipos de molienda). Por debajo se considera humedad superficial y el trabajo de los equipos es en seco, siendo deseable que esta humedad no rebase el 3%-4% (Drzymala, 2007).

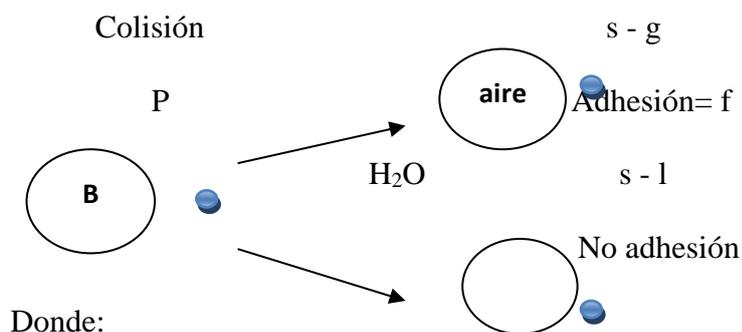
El trabajo en húmedo se caracteriza por unos rangos de humedad elevados, del 40% al 70% de agua en volumen lo que representa para la mayoría de los minerales unos valores de Sp (relación de sólidos en peso) entre 55% y 80%.

Para una humedad entre el 5% y el 10% se produce una pasta pegajosa y el rendimiento decae de forma importante y para valores mayores, ya un trabajo en húmedo, se recupera un valor de rendimiento útil y que se mantiene hasta que la dilución es tan elevada (Sp inferior al 50%) que se impide o dificulta el choque de las bolas con los granos.

2.2.2. Flotación.

La flotación en espuma, es un método físico-químico de concentración de minerales finalmente molidos, que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral útil y la ganga.

Figura 1. Esquema de adhesión selectiva



B= burbuja

P= partícula

S - g: sólido - gás

S - l: sólido - líquido.

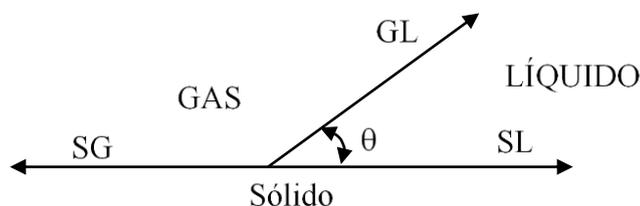
El proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral a fin de crear condiciones favorables para la aneji3n de ciertas partículas minerales a las burbujas de aire. Estas burbujas de aire llevan consigo los minerales seleccionados a la superficie de la pulpa y forma una espuma estabilizada que es recogida mientras los otros minerales permanecen sumergidos en la pulpa y constituyen las colas o relaves.

La flotaci3n de un s3lido depende de la relativa adsorci3n 3 mojado de sus superficies por un fluido. A su vez este proceso viene gobernado por la energ3a de interfase, en la que la tensi3n superficial es el factor decisivo. Cualquier superficie, tal como la que separa el agua y el aire, se comporta exactamente como si se hallara en tensi3n. Esta tensi3n superficial es la que induce a las peque1as masas de agua en el aire a tomar la forma esf3rica 3 de gota y a las peque1as masas de aire en el agua a adquirir forma esferoidal y convertirse

en burbujas, ya que la esfera es el cuerpo que ofrece el mínimo de superficie por unidad de volumen (Drzymala J., 2007).

La tensión interfacial puede medirse como la fuerza de resistencia que se opone a la ampliación o agrandamiento de la superficie. Su valor queda determinado por el ángulo formado entre las superficies, el cual debe ser igual a cero. Si una de las fases es un sólido y las otras dos fases son fluidos, el equilibrio de fuerzas paralelas a la superficie del sólido conduce a la igualdad; según la figura:

Figura 2. Diagrama de las tensiones superficiales que intervienen en el contacto de las fases gas, líquido y sólida



$$\gamma_{SG} - \gamma_{SL} + \gamma_{LG}(\text{Coseno}\theta) = 0$$

Siendo:

γ = Tensión superficial entre las fases, indicadas por las letras iniciales utilizadas como subíndices.

θ = Angulo de contacto

G = gas

L = líquido

S = sólido

La fuerza de gravedad y la agitación tienden a desprender a las partículas sólidas de las burbujas. Si el ángulo de contacto es pequeño el líquido avanza sobre la superficie del sólido, pues las fuerzas de superficie que mantienen unidos al sólido y a la burbuja son débiles. Un ángulo de contacto grande significa una fácil flotabilidad. Cuando una partícula

sólida se adhiere a una burbuja de aire, tiene lugar una pérdida de energía superficial, $-\Delta E$, por unidad de superficie (σ), que es igual a la disminución de la tensión superficial, es decir:

$$\Delta E - \gamma_{SG} \Delta\sigma_{SG} + \gamma_{SL} \Delta\sigma_{SL} + \gamma_{LG} \Delta\sigma_{LG}$$

$$\Delta\sigma_{SL} = -\Delta\sigma_{SG} - \Delta\sigma_{LG}$$

$$\frac{-\Delta E}{\Delta\sigma_{SG}} - (\gamma_{SL} + \gamma_{LG} - \gamma_{SG})$$

Ya que: $\gamma_{SG} - \gamma_{SL} + \gamma_{LG} (\cos \theta) = 0$

$$\gamma_{SL} - \gamma_{SG} = -\gamma_{LG} (\cos \theta)$$

$$\frac{-\Delta E}{\Delta\sigma_{SG}} - \gamma_{LG} (1 - \cos \theta)$$

Esta pérdida de energía ($-\Delta E$) es una medida de la facilidad de mojada (humectabilidad), es una indicación de su flotabilidad. Representa el trabajo exigido para separar el aire de la unidad de superficie de sólido (Barry & Napier, 2006).

2.2.2.1. Etapas de la Flotación.

El proceso de flotación abarca las siguientes etapas:

1. Molienda del mineral a un tamaño lo suficientemente fino para separar los minerales valiosos uno de otro, así como los minerales de ganga adherentes.
2. Preparación de las condiciones favorables para la adherencia de los minerales deseados a las burbujas de aire.
3. Crear una corriente ascendente de burbujas de aire en la pulpa del mineral.
4. Formar una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa.
5. Extraer la espuma cargada de mineral.

Aunque la molienda del mineral no forma parte de la flotación, tiene una importante influencia sobre el proceso. Para lograr resultados óptimos en la flotación, en la etapa de molienda los minerales valiosos deben ser liberados completamente de la roca desechable

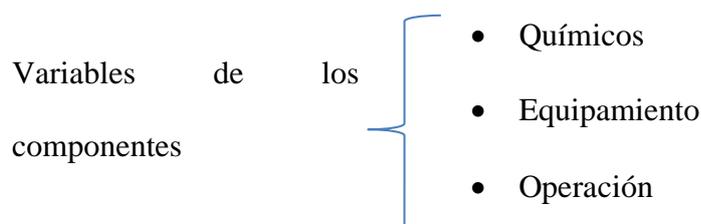
(ganga) y ser separados unos de otros. Sin embargo, en la práctica a menudo esto no es económicamente factible y aun cuando se logra una separación completa pueden presentarse otros factores negativos para el proceso, por ejemplo, los molinos de bolas o barras generalmente usados para la molienda pueden formar considerables lamas de ganga que complicarán las subsiguientes etapas de flotación.

La creación de una corriente ascendente de burbujas de aire se logra con una máquina de flotación, la que produce burbujas bien sea mediante la agitación mecánica de la pulpa de mineral y/o la introducción directa de aire bajo presión.

Para obtener la adherencia de las partículas minerales deseadas a las burbujas de aire y de ahí, la formación de una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa, se debe formar una película de superficie hidrofobia sobre las partículas a florar y una película hidrofílica o humectable en todas las demás. Esto se logra por medio de colectores y modificadores; la selección de la combinación apropiada para cada tipo de mineral particular, constituye precisamente el principal problema del metalurgista a cargo del beneficio (Brañes H., 2005).

2.1.1 Variables de Flotación.

Algunos Metalurgistas han señalado en sus estudios que en el proceso de flotación de espumas hay más de 32 variables. Southerland y Wark las han clasificado meridianamente en tres grupos importantes de variables y son:



2.1.2 Variables que Dependen de los Componentes Químicos.

La clasificación de los reactivos de flotación prevé su división en dependencia de su función en la flotación en los siguientes grupos:

- ✓ Colectores.
- ✓ Espumantes.
- ✓ Modificadores:
- ✓ Activadores
- ✓ Depresores
- ✓ Modificadores de pH. (Eh)
- ✓ pH (Eh) de mejor selectividad.

La regulación de la química de la solución puede abarcar la adición de estos reactivos, ya sean activadores, que aumentan la selectividad intensificando la absorción del colector, o reactivos depresores que retardan o evitan la absorción del colector. También se puede incluir la adición de un dispersor para asegurar que las superficies minerales estén libres de partículas finas. Los espumantes, tienen dos funciones, mejorar la dispersión de las burbujas finas en la pulpa y controlar las características de la espuma.

a) Colectores.

Flotación requiere hidrofobicidad de la partícula mineral pero sólo unos pocos minerales son naturalmente hidrófobos. Por lo tanto, hay una necesidad de usar diversos reactivos, llamado colectores, para hacer que las partículas hidrófilas e hidrófobas ligeramente hidrófobo. El poder hidrofugante de colector resulta de su química e interacciones físicas con la superficie y por lo general se describe desde punto de vista química física.

Proceso de flotación se puede utilizar para separar partículas del agua, pero es más a menudo utilizado para separar partículas de diferentes materiales. En tal caso, el colector aplicado tiene ser selectivo. La selectividad de un colector se basa en la adsorción favorecida de un tipo de partículas de la suspensión de flotación. Colectores de flotación afecta no sólo la hidrofobicidad de las partículas sino también otros parámetros de flotación, incluyendo el tiempo de contacto requerido para formar un agregado de partículas de burbujas estable, así como la estabilidad de espuma (Drzymala, Jan, 2007, pág. 308).

- Xantato Z – 11. Xantato isopropilico de sodio.
- Xantato Z – 6. Xantato amílico de potasio.
- Aerofloat 25
- Ditiolfosfatos Reactivo 301

b) Espumantes.

Los agentes espumantes son sustancias tenso - activas heteropolares, que se adsorben selectivamente en la interfase aire - agua. En la fase líquida de la pulpa de flotación su acción eleva la resistencia mecánica de las burbujas de aire, favorece su conservación en estado disperso, aumentando de esta forma la superficie de adherencia de las partículas de mineral flotante y la estabilidad de la espuma de flotación. El uso de los espumantes es fundamental, pues se necesita para obtener la espuma, que es el vehículo de transporte de mineral que las burbujas han atrapado y así llevarlas a la superficie de las celdas de flotación, es requisito indispensable que se forme sobre ésta una espuma estable. Estos disminuyen la tensión superficial y contribuyen junto con las partículas adheridas a evitar que las burbujas de aire se rompan al llegar a la

superficie, debido a las diferencias de presiones en el medio (Aleida Arévalo y Ángel R. Contreras, 2006, pág. 57).

- MIBC Metil isobutil carbonil.
- Aceite de Pino
- Frother 70
- Dowfroth 250

c) Activadores.

Activadores inicia o mejora la flotación en presencia de los colectores. La pregunta si es o no un reactivo es un activador no sólo depende de las propiedades de reactivos, sino también en su interacción con el colector. Sucede que activador en la presencia de otras funciones de colección como un depresor. También depende de la concentración de reactivo. Más a menudo cationes de hidrolizar iones de metales multivalentes son activadores. Su lista incluye Fe^{2+} , Fe^{3+} , Al^{2+} , Pb^{2+} , Mn^{2+} , Mg^{2+} , Ca^{2+} , y otros iones. Algunos aniones son también activadores especialmente fluoruro y sulfuro de iones. Hay otros activadores con un complejo estructura, conocida como promotores, que se aplican en sistemas de flotación seleccionados (Drzymala, Jan, 2007, pág. 332).

- Sulfato de cobre (Reactiva los sulfuros de zinc que han sido deprimidos por el sulfato de zinc).
- Nitrato de plomo.

d) Depresores.

Depresores se utilizan para elevar la selectividad de flotación. La selectividad se logra deprimiendo uno o más componentes de la suspensión de flotación, mientras

que los valiosos minerales debe flotar sin cambios. A veces, la selectividad se puede conseguir en un proceso inverso, es decir, a través de la depresión de un componente útil, mientras que sufre de ganga flotación. Depresor puede ser orgánico, inorgánico, ácido, sal, base, redox, y complejantes reactivos, etc (Drzymala, Jan, 2007, pág. 335).

- Sulfato de Zinc y Bisulfito de sodio (Deprime sulfuros de zinc, ZnS).
- Cianuro de Sodio (Deprime Pirita y sulfuro de zinc).
- $K_2Cr_2O_7$.
- Fosfato Monosódico.
- CMC.
- $NaHSO_3$.

e) **Reactivos para la Sulfurización.**

Los reactivos que se usan para sulfurizar son:

- Sulfuro de Sodio: Na_2S
- Sulfuro Ácido de Sodio (Hidrosulfuro): $NaHS$
- Sulfuro de Bario: BaS

f) **Promotores.**

Los promotores son reactivos colectores secundarias en algunos casos entre ellos tenemos los colectores que se describen a continuación.

- **AR-125:** Colector de acción rápida, usado en los circuitos de flotación de plata/plomo especialmente en las celdas unitarias. Actúa muy bien en circuitos neutros y alcalinos, tiene buena sinergia en los Xantatos.
- **AR-131:** Colector preferido en la recuperación de plata/plomo por su grado de selectividad.

- **AR-1242** Es el más selectivo entre los tres, generalmente en aquellos circuitos de donde se requiere recuperar la mayor cantidad de plata, otra particularidad de este reactivo es que también puede usarse en los circuitos de flotación de zinc.
- **AR-1208:** Es un colector que es usado en circuitos de flotación de cobre, plomo y plata. Donde la selectividad del zinc es deseada.
- **AR-1211:** Colector con buena sinergia cuando actúa con el **Xantato Isopropílico de Sodio**, a fin de reducir consumo y obtener una mejor recuperación de los minerales valiosos, tales como marmatita y esfalerita.
- **AR-1238: Colector** usado en la flotación de sulfuros de cobre - plata, por su selectividad al sulfuro de hierro. También es usado en los circuitos de Scavenger, mejorando la recuperación de los valores que se pierden en el relave.
- **AR-1404:** Este colector actúa bien en circuitos débilmente ácidos (**pH de 6 a 7**). En combinación con el **AR-1242** forma una mezcla sinérgica de mejor acción para la recuperación de cobre, plomo y zinc.
- **AR-1477:** Colector de excelente sinergia con los Xantatos, al ser usado como un colector secundario en la recuperación de plomo, plata, cobre y oro.

2.1.3 Variables que Dependen de los Componentes de Operación.

Los componentes que dependen de las operaciones se describen a continuación:

- ✓ Velocidad de alimentación (m^3/h) o GPM).
- ✓ Tiempo de retención
- ✓ Mineralogía y ley de la mena.
- ✓ Tamaño de partículas (densidad y forma).
- ✓ Grado de liberación (grado de diseminación).
- ✓ Grado de oxidación (degradación).

- ✓ pH natural del mineral.
- ✓ Densidad de pulpa (% de sólidos).
- ✓ Temperatura.
- ✓ Flujo de aire (psi, Pa).
- ✓ Remoción de la espuma (natural o mecánica).

2.2.6.1. **Tiempo de Flotación o Retención.**

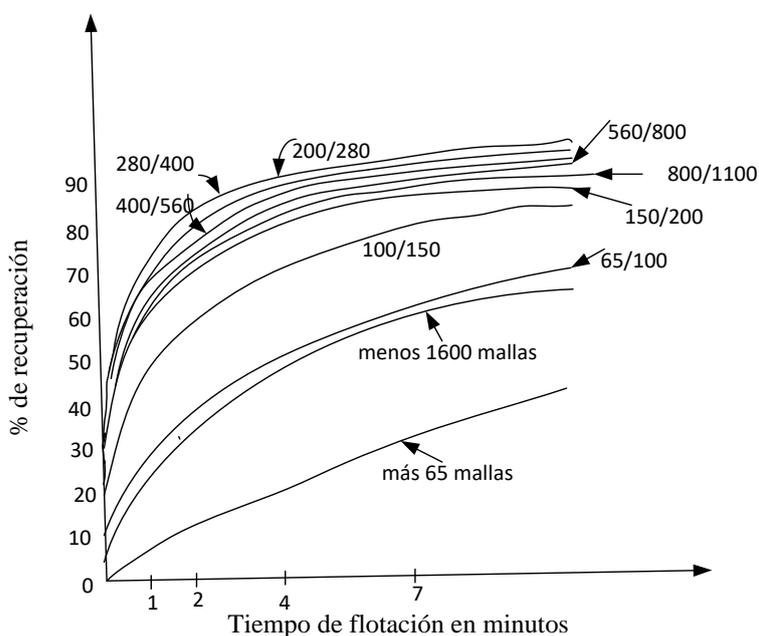
La flotación consta esencialmente de las siguientes etapas: 1) adsorción de los reactivos sobre las superficies minerales; 2) encuentro de las partículas preparadas con las burbujas de aire, también previamente preparadas; 3) transporte de las partículas hasta la superficie de la celda de flotación. Cada etapa se realiza en un tiempo determinado, diferente para cada una de ellas (Sutulov A., 1963).

La adsorción de los reactivos depende de su composición, solubilidad, disociación, concentración y de la temperatura de la pulpa. En las condiciones industriales el tiempo necesario para el acondicionamiento de los reactivos normalmente varía entre una fracción de minuto y media hora. Cuando son poco solubles y reaccionan lentamente con las superficies de los minerales, su alimentación se efectúa en los circuitos de molienda y clasificación, con lo que se puede ganar desde 5 a 30 minutos de acondicionamiento. Al no poder agregarlos por cualquier razón en los circuitos de molienda, se usan acondicionadores especiales cuya única función es la de preparar la pulpa con los reactivos la flotación.

Los reactivos que se distribuyen en la pulpa y se adsorben rápidamente o en forma instantánea se agregan inmediatamente antes de la flotación y, a veces, en la primera celda de flotación. Los reactivos que se consumen rápidamente y cuya acción se debilita con el tiempo debido a su descomposición o a cualquier otra causa, se agregan en las diversas etapas del proceso, según las necesidades.

En una pulpa bien agitada y adecuadamente aireada no hay i problema para que las partículas recubiertas con un colector apropiado se peguen a las burbujas en forma instantánea, siempre i que estén completamente liberadas y sean de un tamaño granulométrico adecuado. En primera instancia van a flotar las partículas que son 1) más hidrofóbicas, 2) mejor liberadas y 3) de un tamaño adecuado. Una vez que éstas flotan, empiezan a flotar las menos hidrofóbicas, menos liberadas y de mayor tamaño.

Figura 3. Flotación de minerales de cobre según el tamaño de grano



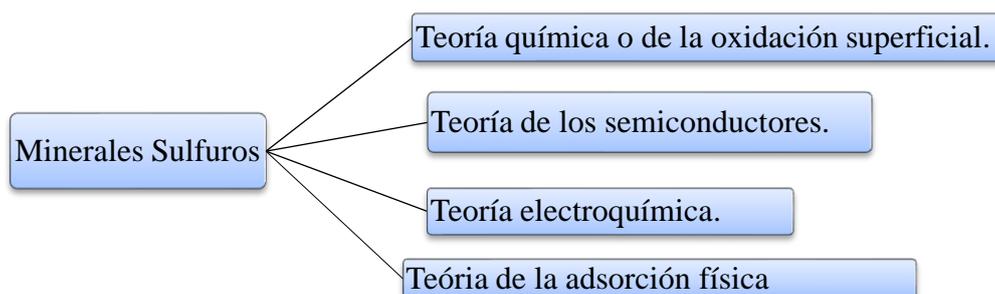
2.1.4 Flotación de Minerales Sulfuros.

Los minerales “sulfuros son fuertemente hidrófobos, lo cual permite que tengan una buena flotabilidad. Sin embargo, este comportamiento se ve afectado negativamente cuando existe una oxidación superficial o hay presencia de lamas” (Barry & Napier, 2006).

Las menas de interés para que tenga la “flotación de sulfuros sea efectiva, es necesaria la presencia de oxígeno con colectores sulfhídricos, y así ocurra la adsorción de este reactivo en el mineral. Este fenómeno puede ser explicado por teorías que se describe” King (1982) citado en (Abarca, 2011, pág. 12).

El proceso de flotación de los minerales, “se han tratado de explicar con varias hipótesis el mecanismo de la flotación, dentro del contexto podríamos exponer cuatro mecanismos que han sido aceptados para la explicación de la interacción mineral sulfurado/colectores” (Astucuri, 1999):

Figura 4. Clasificación de flotación de minerales sulfuros



Nota: Fuente (Abarca, 2011, pág. 12)

2.2.7.1. Flotación de Oro Plata.

Los minerales auríferos y de plata, están íntimamente asociado con los minerales sulfurados de pirita y arsénico por ello es necesario que,

En la flotación de oro y plata se realiza cuando está asociado a minerales sulfurados refractarios donde se realiza una pre concentración como pirita aurifera en ello puede estar constituida por pirita, arsenopirita, pirotita y asociados, la flotación se realiza en pH ácido y neutro (Abarca, 2011, pág. 15).

2.2.7.2. Cobre.

Los minerales de cobre de acuerdo de los minerales pueden ser lo más fácil flotarla o complejas de acuerdo a la asociación de los minerales que tiene alta afinidad por lo que,

Los sulfuros de cobre se dividen en tres tipos: a) sulfuros puros (calcosita y covelina); b) sulfuros de cobre y fierro (calcopirita y bornita); y c) sulfuros

complejos (enargita, estanita y tetrahedrita). Es común la presencia de trazas de cobre nativo, siendo poco común su ocurrencia en cantidades significativas. Los sulfuros de cobre asociados a pirita y pirrotita son los de más difícil flotación, ya que el uso excesivo de depresor para los sulfuros de hierro puede llevar a la depresión de los sulfuros de cobre (Pavez, 2005).

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.

- a. **Adsorber.** Atraer y retener en la superficie de un cuerpo moléculas o iones de otro cuerpo.
- b. **Adsorción.** (de adsorber). f. Fís. Acción y efecto de adsorber.
- c. **Agitación.** Acto o estado de agitar o sacudir mecánicamente (Metalurgia), a veces se consigue incorporando aire comprimido.
- d. **Alta calidad.** Mineral rico. Se refiere a la minería selectiva del mejor mineral existente en un depósito.
- e. **Concentración.** Proceso metalúrgico mediante el cual se elimina la ganga o material estéril obteniéndose el concentrado del mineral respectivo.
- f. **Concentradora.** Instalación donde se concentra o recupera minerales sulfurados, óxidos, etc. con valor económico.
- g. **Contenido Metálico.** Cantidad que expresa el peso total del uno ó varios metales en una cantidad determinada de producto. Se calcula multiplicado el tonelaje de un producto por su ley y se expresa en toneladas, onzas, gramos, etc., dependiendo del metal en cuestión.
- h. **Ganga.** Material inútil que envuelve y acompaña a los minerales. Compuesto por sílice, alúmina, óxidos de calcio y otros materiales durante el proceso de fusión constituyen la escoria, material estéril que se desecha.
- i. **Lama.** Cieno blando y suelto, pero pegajoso con contenidos metálicos mínimos. Igual que Lodo.
- j. **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 Onzas por tonelada

corta (oz./TC) o onzas por tonelada métrica (oz./TM) o gr./TM cuando se trata de oro, plata u otro metal precioso.

- k. **Mena.** Se denomina así a toda acumulación de mineral con contenido valioso recuperable por algún proceso metalúrgico.
- l. **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.
- m. **Optimización.** Es el proceso de modificación de un sistema para mejorar su eficiencia o también el uso de los recursos disponibles.
- n. **Oxidación.** Reacción química provocada por la exposición al oxígeno modificando la composición química de un mineral.
- o. **Óxido.** Compuesto que resulta de combinar oxígeno generalmente con un metal, o a veces con un metaloide. Capa, de diversos colores, que se forma en la superficie de los metales por oxidación, como el orín.
- p. **pH.** Manera de expresar la concentración de ión hidrógeno con términos de potencias 10, el logaritmo negativo de la concentración de ión hidrógeno.
- q. **Planta.** Instalación industrial. Figura que forman sobre el terreno los cimientos de un edificio o la sección horizontal de las paredes en cada uno de los diferentes pisos.
- r. **Plata.** Un metal muy maleable que se encuentra naturalmente en un estado no combinado o con otros materiales.
- s. **Proceso.** Conjunto de las fases sucesivas de un fenómeno natural o de una operación artificial.
- t. **Rougher.** Flotación primaria, es donde sale el concentrado primario, es donde se alimenta la pulpa, es la celda madre que recibe la carga de pulpa del acondicionador ó directamente del clasificador.
- u. **Scavenger.** Agotador o medio. Son las celdas donde se realiza la recuperación de las partes valiosas que no se han recuperado en las rougher.
- v. **Sulfuros.** Son compuestos que en su estructura tiene enlace de azufre y pertenecen todos los minerales sulfuros como pirita, calcopirita, blenda, galena, etc.

2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.

2.4.1. Hipótesis General.

Realizando un adecuado acondicionamiento de las factoras que intervienen en la flotación de minerales con presencia de óxidos, se obtendrá una óptima concentración bulk de cobre plata y oro a nivel laboratorio.

2.4.2. Hipótesis Específicas.

- Realizando una molienda de acorde con la liberación de las menas de interés para la flotación, se obtendrá una recuperación optima de cobre, plata y oro en el concentrado bulk.
- Realizando un tratamiento y dosificación adecuado de la pulpa en el acondicionamiento de los modificadores, se obtendrá una óptica calidad de concentrado bulk de acorde las exigencias del mercado.
- Con una selección acorde el comportamiento del mineral y dosificación optima de los colectores en el acondicionamiento para la flotación, entonces se tendrá una recuperación optima de cobre, plata y oro en el concentrado bulk.
- Seleccionando el espumante adecuado acorde al pH para la flotación, se obtendrá una óptima calidad de concentrado bulk de cobre, plata, oro.

2.5. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.

Para las operaciones de las variables se tendrá en cuenta liberación del mineral del mineral, tiempo, modificadores, colectores y espumantes en función a ello el concentrado tendrá una óptima calidad del concentrado y la recuperación de los cobre, plata y oro en el presente estudio a realizarse.

Tabla 1. Variables

Variable	Concepto	Dimensión	Indicador
Independiente			
Flotación de minerales	Es un proceso fisicoquímico que consta de tres fases sólido-líquido-gaseoso que permite la separación de minerales de las gangas mediante a adhesión selectiva de las partículas minerales a la burbujas de aire.	Acondicionamiento	<ul style="list-style-type: none"> - Molienda - Modificadores - Colectores - Espumantes
Dependiente			
Concentración de Cu, Ag, Au	Es el proceso de enriquecimiento de los minerales para mejorar la ley o calidad de una mena de valor comercial de interés de Cu, Ag y Au	Medición	<ul style="list-style-type: none"> - Calidad. - Recuperación.
Intervinientes			
Factores en el proceso de flotación	Son aquellos elementos que pueden condicionar una situación, volviéndose los causantes de la evolución o transformación de los hechos.	Parámetros	<ul style="list-style-type: none"> - Densidad de pulpa. - pH. - Agitación - Acondicionamiento

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. DISEÑO METODOLÓGICO.

3.1.1. Tipo de Investigación.

El tipo de investigación es experimental por que se caracteriza porque en ella el investigador actúa conscientemente sobre el objeto de estudio, en tanto que los objetivos de estos estudios son precisamente conocer los efectos de los actos producidos por el propio investigador como mecanismo o técnica para probar sus hipótesis (Bernal, 2010, pág. 117).

De acuerdo a su naturaleza: Experimental.

De acuerdo al propósito o utilización: Investigación aplicada.

Se realiza investigación experimental y aplicada, en este trabajo ya que se realiza experimental al nivel de laboratorio con un control mínimo para posteriormente aplicar en el proceso de concentración de minerales al nivel industrial.

3.1.2. Nivel de Investigación.

Es una investigación nivel predictiva o experimental por que se aplicara métodos y técnicas para mejorar y corregir la situación problemática, que da origen al estudio de investigación (Carrasco, 2005, pág. 42).

3.1.3. Diseño de la Investigación.

En el presente estudio se aplicará el diseño experimental, ya que se manipulará las variables independientes, para observa su efecto sobre la variable dependiente con una situación de control (Fernandez, 2014, pág. 129).

Figura 5 Esquema de experimento y variable



3.1.4. **Enfoque de la Investigación.**

El enfoque del presente estudio es cuantitativo, porque el estudio son variables o fenómenos cuantificables o fácilmente mensurables. “Utiliza la recolección de datos para probar hipótesis con base a la medición numérica y el análisis estadístico, con el fin de establecer pautas de comportamiento y probar teoría” (Fernandez, 2014, págs. 3-4).

3.1.5. **Estrategias o Procedimientos de Contrastación de Hipótesis o Cumplimiento de Objetivos Técnicos.**

Se aplicará las siguientes técnicas de investigación:

- **Técnica de Muestreo.**

Tipo de Muestreo estratificado (incremento).

3.2. **POBLACIÓN Y MUESTRA.**

3.2.1. **Población.**

Estará representado por el mineral sulfuros y óxidos de la cancha de minerales de la concentradora Sacracancha, ubicado Conococha, distrito de Chiquian, Provincia de Bolognesi Departamento de Ancash.

3.2.2. **Muestra.**

La muestra para el trabajo de investigación se extraerá de la cancha de minerales y el muestreo se extraerá por el método estratificado por palas aproximadamente 100kg

de minerales de sulfuros y óxidos, posteriormente se preparará mineral de 1 kilo para las pruebas y 100 gramos para el análisis.

3.3. TÉCNICA DE RECOLECCIÓN DE DATOS.

3.3.1. Técnicas.

a. Observación sistemática Directa.

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

b. Observación Sistemática Indirecta.

Mediante esta técnica se podrá analizar y estudiar los diversos documentos que contiene información sobre el tema de investigación.

c. Observación experimental.

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

d. Otras Técnicas.

Técnica de cuestionario.

3.3.2. Instrumentos.

- a. Ficha de observación.
- b. Lista de cotejo.
- c. Escalas libreta de notas.
- d. Filmadora, cámara fotográfica y grabadora.

3.4. Técnica de procesamiento de la Información.

Se usará el análisis estadístico, usando programas de cálculo como Excel, SPSS, Minitab 18; para luego mostrar la información, mediante tablas, registros, figuras, promedios, medianas, desviación estándar y otros.

3.5. Aspectos Éticos.

Todo trabajo de investigación debe ser inédito.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS

4.1. Condiciones de trabajo.

4.1.1. Mineralogía.

Primera prueba: La mineralogía del material en investigación es sulfuroso en apariencia dócil para la flotación, conteniendo en mayor cantidad cuarzos (SiO_2), granodeoritas, piritas (FeS) y pocas cantidades de Chalcopirita (CuFeS_2).

Segunda prueba: Los resultados del análisis minerográfico se caracterizan por la presencia de minerales primarios de tipo sulfuro Chalcopirita (CuFeS_2), puntitos de bornita ($3\text{Cu}_2\text{S}\cdot\text{Fe}_2\text{S}_3$) sulfuros secundarios, y minerales óxidos del tipo crisocola ($\text{CuSiO}_3\cdot n\text{H}_2\text{O}$) y malaquita ($\text{Cu}_2\text{CO}_3\cdot\text{Cu}(\text{OH})_2$). Se observa en gran cantidad gangas como la pirita (FeS_2), cuarzo (SiO_2) y granodioritas.

Tercera prueba: Los resultados del análisis minerográfico se caracterizan por la presencia de minerales primarios de tipo sulfuro Chalcopirita (CuFeS_2), puntitos de bornita (Cu_5FeS_4), Covelina (CuS) y minerales óxidos de tipo Crisocola (CuSiO_2) y Malaquita ($\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$) se observa en menor cantidad especies como Limonita ($\text{FeO}(\text{OH}) - n \text{H}_2\text{O}$), Magnetita (Fe_3O_4), Silicatos (SiO_3).

Cuarta prueba: La mineralogía del material en investigación es sulfuro en apariencia dócil para la flotación, conteniendo en mayor cantidad cuarzo (SiO_2), granodeorita, cerusita (PbCO_3), calcopirita (CuFeS_2), bornita ($3\text{Cu}_2\text{S}\cdot\text{Fe}_2\text{S}_3$).

4.1.2. Ley de mineral de cabeza.

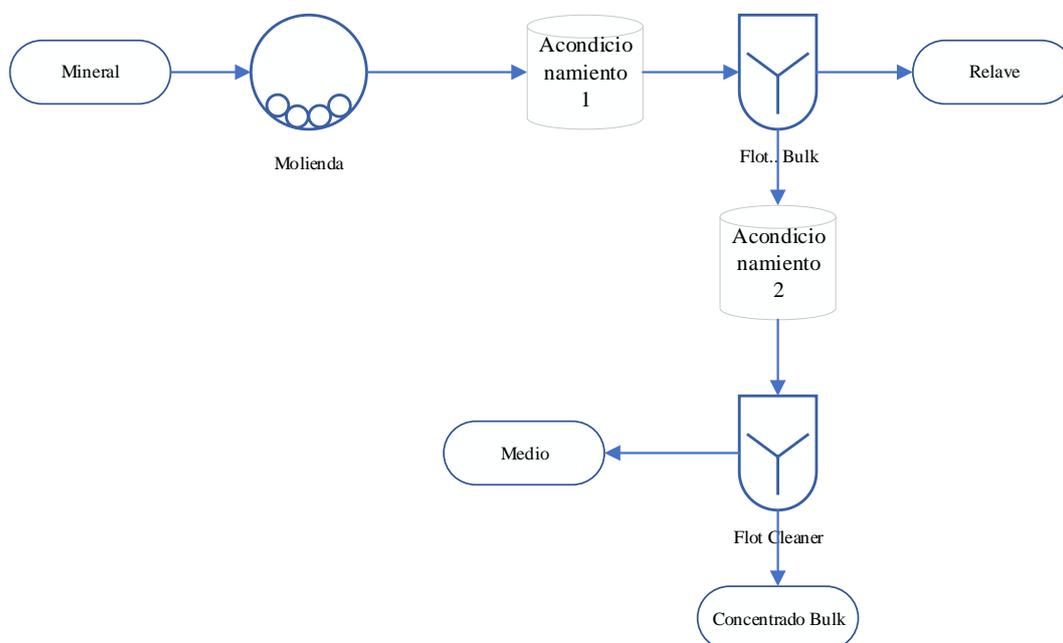
El análisis químico del mineral de cabeza de las pruebas de flotación se describe en la tabla 2 que se describe a continuación.

Tabla 2 Análisis Químico Mineral de Cabeza

N°	Ley Au (oz/tc)	Ley Ag (oz/tc)	Ley Cu %	% Cu Solub.
1	0.029	0.274	1.789	
2	0.033	2.438	9.332	
3	0,50	1,41	4.14	0.998
4	0.004	6.628	1.505	

4.1.3. Diseño del proceso de flotación experimental.

Figura 6 Diagrama de flujo de la prueba experimental realizado



El proceso de las pruebas experimentales se realizó: molienda, acondicionamiento, flotación bulk, acondicionamiento flotación de limpieza, obteniendo tres productos concentrado, medio, relave.

4.1.4. Condiciones de operación de las pruebas experimentales.

a. Condiciones para la primera prueba experimental.

Las condiciones de las pruebas de la primera prueba experimentos de las operaciones de molienda, acondicionamiento, flotación.

CONDICIONES OPERATIVAS

Mineral	65 %-200mallas
pH natural	6.5
pH de flotación	11.5
Densidad	1300 g/l
Tiempo Acondicionamiento	10 minutos
Tiempo de flotación	5 minutos

MOLIENDA

Cal	5.00 kg/t
Z-11	0.40 kg/t
NaCN	0.40 kg/t
A-404	0.08 kg/t
A-208	0.10 kg/t

c. Condiciones para la tercera prueba experimental

Las condiciones de las pruebas de la tercera prueba experimentos de las operaciones de molienda, acondionamiento, flotación.

CONDICIONES OPERATIVAS

Mineral	55 %-200mallas
pH natural	6.5
pH de flotación	10.0
Densidad	1250 g/l
Tiempo Acondicionamiento	10 minutos
Tiempo de flotación	8 minutos

MOLIENDA

Cal	6.0 kg/t
Z-11	0.03 kg/t
Z-6	0.06 kg/t

FLOTACIÓN DE SULFUROS

D-250	0.05 kg/t
A-404	0.49 kg/t
A-208	0.00 kg/t
A-3418	0.98 kg/t

FLOTACIÓN DE ÓXIDOS

D-250	0.03 kg/t
Z-11	0.03 kg/t

Z-6	0.04 kg/t
NaS ₂	0.50 kg/t

d. Condiciones para la cuarta prueba experimental

Las condiciones de las pruebas de la cuarta prueba experimentos de las operaciones de molienda, acondionamiento, flotación.

CONDICIONES OPERATIVAS

Mineral	55 %-200mallas
pH natural	5.5
pH de flotación	8
Densidad	1300 g/l
Tiempo Acondicionamiento	8 minutos
Tiempo de flotación	4 minutos

MOLIENDA

Cal	2 kg/t
Z-11	0.04 kg/t
Z-6	0.03 kg/t
A-404	0.05 kg/t
A-208	0.05 kg/t

FLOTACIÓN DE SULFUROS

D-250	0.02 kg/t
MIBC	0.05 kg/t

4.2. Resultados de las pruebas experimentales.

4.2.1. Resultados de las pruebas de flotación.

Los resultados de las pruebas realizados se describen a continuación en las tablas 3, 4,5,6, en función al diseño realizado.

a. Resultado de la primera prueba experimental.

El resultado de la primera prueba experimental se detalla en la tabla 3 que a continuación se describe.

Tabla 3 Análisis químico de la primera prueba experimental

Producto	Gramos	% Cu	Leyes	
			Au oz/Tc	Ag oz/Tc
Cabeza	1000	1,789	0,029	0,274
Concentrado Cu Au Ag	61,73	21,34	0,27	2,5
Medio	6,60	2,3	0,028	1,81
Relave	931,67	0,49	0,02	0,094

Nota: Fuente laboratorio químico y metalúrgico.

De la tabla 3 de la primera prueba experimental se realizaron con 1000 g de mineral de ley de cabeza de 1.789%Cu, 0.029 oz/Tc Au, 0.0274 oz/Tc Ag. El concentrado de cobre tiene una 61.73 gramos de concentrado con 21.34%Cu, 0.027 oz/Tc Au, 2.5 oz/Tc Ag. El medio tiene una 6.60 gramos con 2.3%Cu, 0.028 oz/Tc Au, 1.81 oz/Tc Ag. El relave tiene una 931.67 gramos con 0.49%Cu, 0.002 oz/Tc Au, 0.094 oz/Tc Ag.

b. Resultado de la Segundo prueba experimental

El resultado de la segunda prueba experimental se detalla en la tabla 4 que a continuación se describe.

Tabla 4 Análisis químico de la primera segunda experimental

Producto	Gramos	% Cu	Leyes	
			Au oz/Tc	Ag oz/Tc
Cabeza	1000	6.332	0,033	2,438
Conc. Cu, Au, Ag	329,36	23,5	0,09	6,5
Medios	89,14	3,859	0,01	0,5
Relave	582,11	1,23	0,01	0,429

Nota: Fuente laboratorio químico y metalúrgico.

De la tabla 4 de la segunda prueba experimental se realizaron con 1000 g de mineral de ley de cabeza de 6.332%Cu, 0.033 oz/Tc Au, 2.438 oz/Tc Ag. El concentrado de cobre tiene una 329.36 gramos de concentrado con 23.5%Cu, 0.009 oz/Tc Au, 6.5 oz/Tc Ag. El medio tiene 89.14 gramos con 3.859%Cu, 0.001 oz/Tc Au, 0.5 oz/Tc Ag. El relave tiene una 582.11 gramos con 1.23%Cu, 0.01 oz/Tc Au, 0.429 oz/Tc Ag.

c. Resultado de la tercera prueba experimental

El resultado de la tercera prueba experimental se detalla en la tabla 5 que a continuación se describe.

Tabla 5 Análisis químico de la tercera prueba experimental

Producto	Gramos	% Cu	Leyes	
			Au oz/Tc	Ag oz/Tc
Cabeza	1000	4,14	0,50	1,41
Conc. Cu, Au, Ag	94,48	27,42	1,20	7,15
Medios	145,79	4,23	0,20	2,08
Relave	760,15	0,79	0,02	0,56

Nota: Fuente laboratorio químico y metalúrgico.

De la tabla 5 de la tercera prueba experimental se realizaron con 1000 g de mineral de ley de cabeza de 4.14%Cu, 0.50 oz/Tc Au, 1.41 oz/Tc Ag. El concentrado de cobre tiene una 94.48 gramos de concentrado con 27.42%Cu, 1.20 oz/Tc Au, 7.15 oz/Tc Ag. El medio tiene 145.79 gramos con 4.23%Cu, 0.2 oz/Tc Au, 2.08 oz/Tc Ag. El relave tiene una 760.15 gramos con 0.79%Cu, 0.02 oz/Tc Au, 0.56 oz/Tc Ag.

d. Resultado de la cuarta prueba experimental

El resultado de la cuarta prueba experimental se detalla en la tabla 6 que a continuación se describe.

Tabla 6 Análisis químico de la cuarta prueba experimental

Producto	Gramos	% Cu	Leyes	
			Au oz/Tc	Ag oz/Tc
Cabeza	1000	1,505	0,004	6,628
Conc. Cu, Au, Ag	103,39	12,100	0,02	29,747
Medios	144,29	0,700	0,012	7,718
Relave	752,40	0,313	0,002	3,879

Nota: Fuente laboratorio químico y metalúrgico.

De la tabla 6 de la cuarta prueba experimental se realizaron con 1000 g de mineral de ley de cabeza de 1.505%Cu, 0.004 oz/Tc Au, 6.628 oz/Tc Ag. El concentrado de cobre tiene una 103.39 gramos de concentrado con 12.1%Cu, 0.02 oz/Tc Au, 29.747 oz/Tc Ag. El medio tiene 144.29 gramos con 0.70%Cu, 0.012 oz/Tc Au, 7.718 oz/Tc Ag. El relave tiene una 752.40 gramos con 0.313%Cu, 0.002 oz/Tc Au, 3.879 oz/Tc Ag.

4.2.2. Balance Metalúrgico de las pruebas de flotación.

a. Balance de la Primera prueba experimental.

El balance de la primera prueba experimental se detalla en la tabla 7 que a continuación se describe.

Tabla 7 Balance Metalúrgico de la primera prueba

Producto	Gramos	% Peso	% Cu	Leyes		
				Au oz/Tc	Ag oz/Tc	Rc
Cabeza	1000	100	1,789	0,029	0,274	
Concentrado Bulk	61,73	6,17	21,34	0,27	2,5	
Medio	6,60	0,66	2,3	0,028	1,81	
Relave	931,67	93,17	0,49	0,02	0,094	
Cab. Calculada	1000	100	1,789	0,035	0,254	

Producto	Contenido metálico g			% Distribución			
	Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	Rc
Cabeza	17,89	0,00122	0,00870	100	100	100	
Concentrado Bulk	13,17	0,00057	0,00529	73,63	46,97	60,79	16,2
Medio	0,15	0,00001	0,00041	0,85	0,52	4,71	
Relave	4,57	0,00064	0,00300	25,52	52,51	34,50	
Cab. Calculada	17,89	0,001	0,009	100	100	100	

Nota: Fuente procesado en hoja de cálculo Excel en función de los resultados experimentales.

$$\begin{aligned} \text{Cu} &= 73,63 \% \\ \text{Recuperación Au} &= 46,97 \% \\ \text{Ag} &= 60,79 \% \end{aligned}$$

De la tabla 7 de la primera prueba experimental, el concentrado de cobre tiene una distribución de 6.17% de concentrado con una calidad de 21.34%Cu, 0.27 oz/Tc Au,

2.5 oz/Tc Ag recuperación de 73.63%, 46.97% y 60.79% respectivamente. El medio tiene distribución de 0.66%. El relave tiene una distribución de 93.17% con presencia de 0.49%Cu, 0.02 oz/Tc Au, 0.094 oz/Tc Ag. y ratio de concentrado de 16.2.

b. Balance de la segunda prueba experimental.

El balance de la segunda prueba experimental se detalla en la tabla 8 que a continuación se describe.

Tabla 8 Balance Metalúrgico de la segunda prueba

Producto	Gramos	% Peso	Leyes		
			% Cu	Au oz/Tc	Ag oz/Tc
Cabeza	1000	100	9.332	0,033	2,438
Conc. Cu, Au, Ag	329,36	32,94	23,5	0,09	6,5
Medios	89,14	8,91	3,859	0,01	0,5
Relave	582,11	58,21	1,23	0,01	0,429
Cab. Calculado	1001	100	8,795	0,036	2,434

Producto	Contenido metálico			% Distribución			
	Cu g	oz Au	oz Ag	Cu	Au	Ag	Rc
Cabeza	87,95	0,00004	0,00268	100	100	100	
Conc. Cu, Au, Ag	77,40	0,00003	0,00236	88,01	81,59	87,97	3,0
Medios	3,44	0,00000	0,00005	3,91	2,45	1,83	
Relave	7,16	0,00001	0,00028	8,14	16,02	10,26	
Cab. Calculado	88,00	0,000	0,003	100	100	100	

Nota: Fuente procesado en hoja de cálculo Excel en función de los resultados experimentales.

	Cu	=	88,01 %
Recuperación	Au	=	81,59 %
	Ag	=	87,97 %

De la tabla 7 de la segunda prueba experimental, el concentrado de cobre tiene una distribución de 32.94% de concentrado con una calidad de 23.5%Cu, 0.09 oz/Tc Au, 6.5 oz/Tc Ag recuperación de 88.01%, 81.59% y 87.97% respectivamente. El medio tiene distribución de 8.91%. El relave tiene una distribución de 58.21% con presencia de 1.23%Cu, 0.01 oz/Tc Au, 0.429 oz/Tc Ag. con ratio de concentrado de 3.

c. Balance de la tercera prueba experimental.

El balance de la tercera prueba experimental se detalla en la tabla 9 que a continuación se describe.

Tabla 9 Balance Metalúrgico de la tercera prueba

Producto	Gramos	% Peso	Leyes			
			% Cu	Au oz/Tc	Ag oz/Tc	
Cabeza	1000	100	4,14	0,50	1,41	
Conc. Cu, Au, Ag	94,48	9,45	27,423	1,2	7,146	
Medios	145,79	14,58	4,232	0,2	2,083	
Relave	760,15	76,02	0,788	0,02	0,558	
Cab. Calculado	1000	100	3,805	0,158	1,402	

Producto	Contenido metálico			% Distribución			
	Cu g	oz Au	oz Ag	Cu	Au	Ag	Rc
Cabeza	38,05	0,00017	0,00155	100	100	100	
Conc. Cu, Au, Ag	25,91	0,00012	0,00074	68,09	71,91	48,14	10,60

Medios	6,17	0,00003	0,00033	16,21	18,49	21,65
Relave	5,99	0,00002	0,00047	15,74	9,64	30,25
Cab. Calculado	38,07	0,000	0,002	100	100	100

Nota: Fuente procesado en hoja de cálculo Excel en función de los resultados experimentales.

	Cu	=	68.09 %
Recuperación	Au	=	71.91 %
	Ag	=	48.14 %

De la tabla 9 de la tercera prueba experimental, el concentrado de cobre tiene una distribución de 9.45% de concentrado con una calidad de 27.423%Cu, 1.20 oz/Tc Au, 7.146 oz/Tc Ag recuperación de 68.09%, 71.91% y 48.14% respectivamente. El medio tiene distribución de 14.58%. El relave tiene una distribución de 716.02% con presencia de 0.788%Cu, 0.02 oz/Tc Au, 0.558 oz/Tc Ag. con ratio de concentración de 10.6.

d. Balance de la cuarta prueba experimental.

El balance de la cuarta prueba experimental se detalla en la tabla 10 que a continuación se describe.

Tabla 10 Balance Metalúrgico de la cuarta prueba

Producto	Gramos	% Peso	% Cu	Leyes	
				Au oz/Tc	Ag oz/Tc
Cabeza	1000	100	1,505	0,004	6,628
Conc. Cu, Au, Ag	103,39	10,34	12,1	0,02	29,747
Medios	144,29	14,43	0,7	0,012	7,718
Relave	752,40	75,24	0,313	0,002	3,879
Cab. Calculado	1000	100	1,587	0,005	7,107

Producto	Contenido metálico			% Distribución			
	Cu g	oz Au	oz Ag	Cu	Au	Ag	Rc
Cabeza	15,87	0,00001	0,00783	100	100	100	
Conc. Cu, Au, Ag	12,51	0,00000	0,00339	78,81	38,99	43,27	9,7
Medios	1,01	0,00000	0,00123	6,36	32,65	15,67	
Relave	2,36	0,00000	0,00322	14,84	28,37	41,06	
Cab. Calculado	15,88	0,000	0,008	100	100	100	

Nota: Fuente procesado en hoja de cálculo Excel en función de los resultados experimentales.

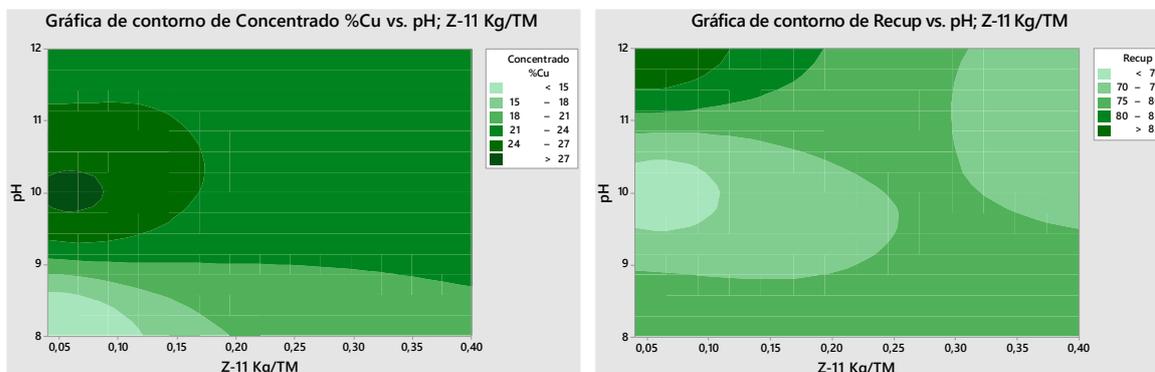
	Cu	=	78,81 %
Recuperación	Au	=	38,99 %
	Ag	=	43,27 %

De la tabla 10 de la cuarta prueba experimental, el concentrado de cobre tiene una distribución de 10.34% de concentrado con una calidad de 12.1%Cu, 0.02 oz/Tc Au, 29.747 oz/Tc Ag recuperación de 78.81%, 38.99% y 43.27% respectivamente. El medio tiene distribución de 14.43%. El relave tiene una distribución de 75.24% con presencia de 0.313%Cu, 0.002 oz/Tc Au, 3.879 oz/Tc Ag. con ratio de concentración de 9.7.

4.2.3. Análisis estadístico de las pruebas experimentales.

a. Calidad y recuperación de cobre en función a pH y colector Z-11

Figura 7 Calidad y recuperación de cobre en función pH y Z-11

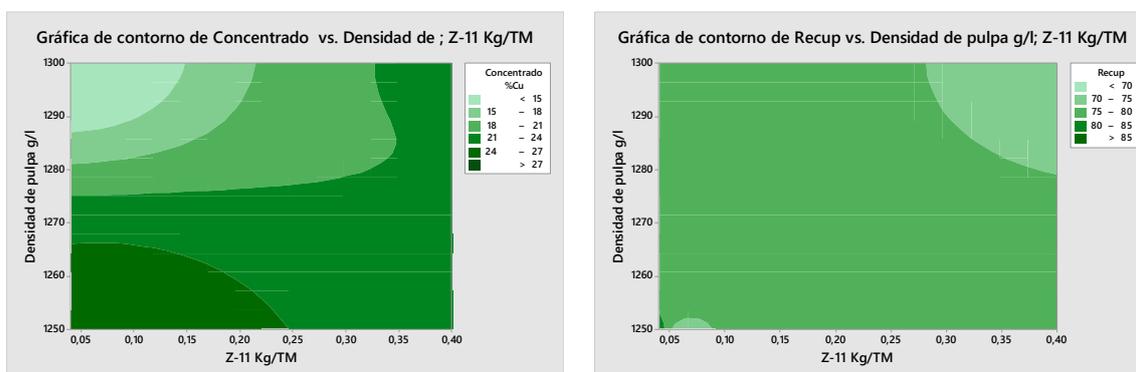


Nota: Fuente procesada con minitab 18 con los datos experimentales.

De la figura 7 calidad del concentrado de cobre se da cuando el colector Z-11 está entre 0.04 a 0.09 kg/t a un pH de 9.8 a 10.2 el cobre es superior a 27%. La recuperación del cobre es superior a 85% cuando el colector Z-11 este entre 0.04 a 0.11 kg/t a un pH de 11.5 a 12.

b. Calidad y recuperación de cobre en función a densidad de pulpa y colector Z-11

Figura 8 Calidad y recuperación de cobre en función densidad de pulpa y Z-11

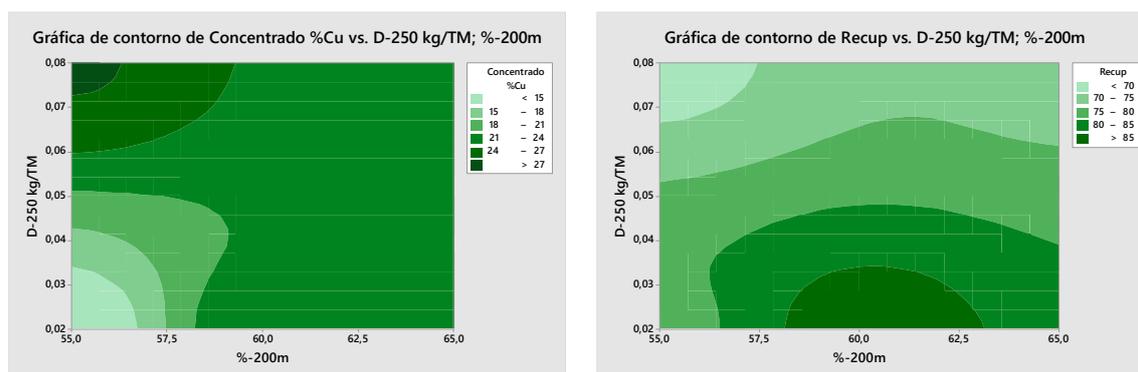


Nota: Fuente procesada con minitab 18 con los datos experimentales.

De la figura 8 calidad del concentrado de cobre se da cuando el colector Z-11 está entre 0.04 a 0.25 kg/t a una densidad de 1250 a 1268 g/l el cobre es superior a 27%. La recuperación del cobre es superior a 85% cuando el colector Z-11 este entre 0.04 a 0.05 kg/t a una densidad de pulpa de 1250 a 1253 g/l.

c. Calidad y recuperación de cobre en función a espumante D-250 y %-200m

Figura 9 Calidad y recuperación de cobre en función espumante D-250 y %-200m

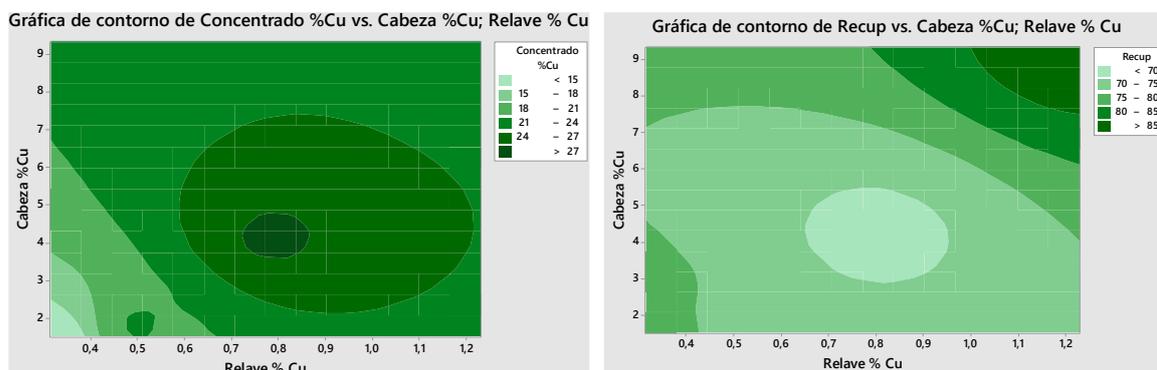


Nota: Fuente procesada con minitab 18 con los datos experimentales.

De la figura 9 calidad del concentrado de cobre se da cuando el espumante D-250 está entre 0.073 a 0.08 kg/t a una liberación pasante a malla 200m 55% a 56.88% el cobre es superior a 27%. La recuperación del cobre es superior a 85% cuando el espumante D-250 está entre 0.020 a 0.033 kg/t a una liberación pasante a malla 200m 58.13% a 63.13%.

d. Calidad y recuperación de cobre en función a ley cabeza y relave

Figura 10 Calidad y recuperación de cobre en función ley cabeza y relave



Nota: Fuente procesada con minitab 18 con los datos experimentales.

De la figura 10 calidad del concentrado de cobre se da cuando la ley de cabeza está entre 3.7 a 4.8 %Cu a una ley de relave 0.72 a 0.88 %Cu el cobre es superior a 27%. La recuperación del cobre es superior a 85% cuando ley de cabeza está entre 7.6 a 9.2 %Cu a una ley de relave 1.1 a 1.22 %Cu.

CAPÍTULO V

DISCUSIÓN CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Discusión.

Procediendo a continuación sobre, flotación de minerales con presencia de óxidos para la concentración de cobre plata y oro a nivel laboratorio se realiza el análisis de los resultados obtenidos de las pruebas experimentales mediante flotación de Cu, Au y Ag.

5.1.1. Primera prueba experimental.

En la primera prueba de flotación experimental, para una ley de cabeza del mineral es, Au 0.029 Oz/tc, Plata 0.274Oz/tc y 1.789% de Cobre, cuyos resultados del % de Recuperación del Cu 73.63%, Au 46.97% y 60.79% en Ag, El mineral no presenta dificultad previa a la flotación, se aprecia con mucha facilidad cantidades de pirita, el tiempo de flotación fue de 5 minutos.

Al flotar la muestra de 1.0 kg de peso, obtuvimos un radio de concentración de 16.2, con una ley de Au 0.270Oz/Tc, Plata 2.5z/Tc, 21.34% de Cu. Las leyes en el Relave en Au 0.020 Oz/Tc, Ag 0.094 Oz/Tc y 0,49% de Cu, aquí se tiene que recuperar a lo máximo el cobre para mejorar la recuperación, como vemos la ley del relave es alto (0.59%) mínimo bajar a 0.17% de Cu en la cola.

5.1.2. Segunda prueba experimental.

En la segunda prueba de flotación para una ley de cabeza del mineral de 9.332 % en cobre total, 0.033 Oz/tc de oro y 2.438 Oz/tc de plata, cuyas recuperaciones son 86.64% de Cu, 84.84% de Au y 87.82% de Ag. El mineral es dócil a la molienda, a un pH 12.0, con una dilución de 2.8 (2.8 agua y 1 de mineral), así mismo con una dosificación de promotor A –

404 y Aerophine - 3418 para Au - Ag diluido al 1%, con una dosificación NaCN para deprimir la pirita.

La calidad del concentrado en Cu 23.50 %, Au 0.090 Oz/Tc y Ag 6.50 Oz/Tc, con un radio de concentración de $R_c = 2.75$.

5.1.3. Tercera prueba experimental.

En la tercera prueba de flotación de Cu, Au y Ag, para una ley de la cabeza del mineral evaluado en Cu es 4.139 % Cobre total, Cobre Soluble (óxido) 0.998% y Ag 1.413 Oz/Tc. es un mineral de regular recuperación de Cu 77.51%, Ag 69.27%.

El mineral es dócil a la molienda, se flotó a un pH 10.0, a una dilución de 2.8, asimismo se dosifico A - 404 y A - 3418 para Au-Ag. En la flotación la muestra, obtuvimos un concentrado limpio con una ley de Cu 27.423 % y Ag 7.146 oz/Tc, con un radio de concentración es de $R_c = 7.95$.

Primero se floto los sulfuros y como segundo paso se floto los óxidos de cobre sulfurizando con NaS_2 al (5%), finalmente se juntó ambos concentrados obteniéndose un concentrado final limpio con una ley de 27.423%, más un producto medio que circulará en el proceso de flotación.

La flotación del mineral es dócil, por más que se haya dosificado el reactivo de Sulfuro de Sodio, la ley de la cola es elevado por la presencia del cobre cómo óxido en 0,582%. Y esto refleja en la recuperación.

5.1.4. Cuarta prueba experimental.

En la cuarta prueba de flotación para una ley de cabeza calculada según la prueba es de 1.588% de cobre, 0.005 oz/Tc de oro y 7.109 oz/Tc de plata, cuyo resultado de recuperación es de 89.86% en cobre, 95.11% en oro y 63.26% en plata, a un pH 11.0, la ley del

concentrado es 12.10% de cobre, 0.020 Oz/Tc de oro y 29.747 oz/Tc de plata, con un ratio de concentración es de 9.89.

La calidad del concentrado de cobre en función del colector y pH es superior al 27% cuando colector Z-11 está entre 0.04 a 0.09 kg/t a un pH de 9.8 a 10.2 y la recuperación es superior a 85% cuando colector Z-11 este entre 0.04 a 0.11 kg/TM a un pH de 11.5 a 12. Respecto a densidad de pulpa y colector es superior al 27% cuando colector Z-11 está entre 0.04 a 0.25 kg/t a densidad de pulpa de 1250 a 1268 g/l y la recuperación es superior a 85% cuando colector Z-11 este entre 0.04 a 0.05 kg/t a densidad de pulpa de 1250 a 1253 g/l.

Respecto a espumante D-250 y %-200m es superior al 27% cuando espumante D-250 está entre 0.073 a 0.08 kg/t a una liberación pasante a malla 200m 55% a 56.88% y la recuperación es superior a 85% cuando espumante D-250 está entre 0.020 a 0.033 kg/t a una liberación pasante a malla 200m 58.13% a 63.13%.

Respecto a ley de cabeza y relave es superior al 27% cuando ley de cabeza está entre 3.7 a 4.8 %Cu a una ley de relave 0.72 a 0.88 %Cu y la recuperación es superior a 85% cuando ley de cabeza está entre 7.6 a 9.2 %Cu a una ley de relave 1.1 a 1.22 %Cu.

Para (Molina) sobre “estudio del efecto de la aplicación de espumantes en el proceso de flotación de mineral mixto de cobre”. Los espumantes poliglicoles generan una mayor altura de espuma que MICB debido a su estructura y propiedades químicas. En la flotación de mineral mixto existe alta correlación entre la altura de espuma que genera el surfactante con la ley de cobre del concentrado.

(Barona) en Influencia de la distribución de tamaño de burbujas en la recuperación de la flotación para minerales de cobre. El programa ImageJ posee desviación de cero al repetir un análisis en idénticas. Se mostró diferencia con medición manual ya que esta última comete errores de precisión. Este factor no debería usarse, excepto al querer comparar con mediciones manuales.

(Uribe) sobre “efecto del agua de mar en la recuperación de minerales de cobre-molibdeno por procesos de flotación”. La pérdida de flotabilidad de la molibdenita en agua de mar, a pH bajos, debido a la concentración magnesio que es mayor del calcio, MBS reactivo depresante alternativo a la cal capaz de deprimir pirita a pH bajos.

(Paz & Maldonado) sobre la “influencia del tiempo de flotación y la dosificación de NaCN sobre la recuperación de Cu mediante flotación bulk en COMIVARIV S.A. – 2016”. Existe influencia significativa en la dosificación de cianuro de sodio, puesto que disminuye el porcentaje de recuperación de Cobre conforme aumenta la dosificación de cianuro de sodio, obteniendo un máximo a 60 g/t.

(Lupo & Utani), sobre "recuperación del cobre por flotación de los minerales sulfurados del yacimiento sulfubamba Apurimac. El Mineral de tipo pórfido, es un mineral flotable con ley de cobre de 5.97 %, los parámetros son; tiempo de molienda 15 minutos, tamaño de partícula de 65% - 200 malla y tiempo de flotación de 4 minutos.

(Fora) en evaluación metalúrgica a nivel laboratorio del yacimiento tipo porfido cobre-oro, procedente de la región Pasco. Se realiza una cinética de flotación a la etapa rougher para determinar el tiempo de flotación en el circuito batch siendo esta de 5 min.

(Laiza & Zegarra, 2016) sobre “influencia del potencial de hidrogeno (pH) y la granulometría sobre ratio de concentración y el porcentaje de recuperación de oro (Au), plata (Ag) y cobre (Cu) en la flotación de un mineral tipo sulfuro con alto contenido de plata”. La recuperación optima de oro y plata a pH de 8.5 y granulometría de 65 % - # 200 con ratio de 4.75. Para un nivel significancia de 95%, la variable pH y granulometría influyen significativamente en la recuperación de cobre y ratio de concentración.

5.2. Conclusiones .

En el presente trabajo de investigación sobre flotación de minerales con presencia de óxidos para la concentración de cobre plata y oro a nivel laboratorio se llegan a las siguientes conclusiones:

- En la primera prueba de flotación experimental, cuyos resultados del % de recuperación del Cu 73.63%, Au 46.97% y 60.79% en Ag, para una ley de cabeza del mineral para el Au 0.029 Oz/tc, Plata 0.274Oz/tc y 1.789% de Cobre.
- El mineral no presenta dificultad previa a la flotación, se aprecia con mucha facilidad cantidades de pirita, el tiempo de flotación fue de 5 minutos.
- Al flotar la muestra de 1.0 kg de peso, obtuvimos un radio de concentración de 16.2, con una ley de Au 0.270Oz/Tc, Plata 2.5z/Tc, 21.34% de Cu.
- Las leyes en el Relave en Au 0.020 Oz/Tc, Ag 0.094 Oz/Tc y 0,49% de Cu, aquí se tiene que recuperar a lo máximo el cobre para mejorar la recuperación, como vemos la ley del relave es alto (0.59%) mínimo bajar a 0.17% de Cu en la cola.
- En la segunda prueba de flotación cuyas recuperaciones son 88.01% de Cu, 81.59% de Au y 87.97% de Ag. La ley de la cabeza del mineral evaluado es 9.332 % en Cobre total, 0.033 Oz/tc de Oro y 2.438 Oz/tc de Plata.
- El mineral es dócil a la molienda, tiene un pH natural 6.50 y se flotó a un pH 12.0, la dilución fue de 2.8 (2.8 agua y 1 de mineral), asimismo se dosifico promotor A – 404 y Aerophine - 3418 para Au - Ag diluido al 1%. Asimismo, se dosificó NaCN al 1% para deprimir la pirita.
- La calidad del concentrado en Cu 23.50 %, Au 0.090 Oz/tc y Ag 6.50 Oz/tc. con radio de concentración es 3.
- En la tercera prueba de flotación de Cu, Au y Ag, es un mineral de regular recuperación de Cu 68.09%, Au 71.91 y Ag 48.14%.

- La ley de la cabeza del mineral evaluado en Cu es 4.139 % Cobre total, Cobre Soluble (óxido) 0.998%, Au 0.50 oz/Tc y Ag 1.413 oz/tc.
- El mineral es dócil a la molienda, tiene un pH natural 6.50 y se flotó a un pH 10.0, la dilución fue de 2.8 (2.8 agua y 1 de mineral), asimismo se dosificó A – 404 y A - 3418 para Au - Ag diluido al 1%.
- Al flotar la muestra, obtuvimos un concentrado limpio con una ley de Cu 27.423 %, Au 1.2 oz/Tc y Ag 7.146 Oz/tc. con un radio de concentración es de $R_c = 10.60$.
- Primero se floto los sulfuros y como segundo paso se floto los óxidos de cobre sulfurizando con NaS_2 al (5%), finalmente se juntó ambos concentrados obteniéndose un concentrado final limpio con una ley de 27.423%, más un producto medio que circulará en el proceso de flotación.
- La flotación del mineral es dócil, por más que se haya dosificado el reactivo de Sulfuro de Sodio, la ley de la cola es elevado por la presencia del cobre como óxido en 0,582%, y esto refleja en la recuperación.
- En la cuarta prueba experimental de flotación cuyo resultado de recuperación es de 79.81% en cobre, 38.99% en oro y 43.27% en plata. La ley de cabeza calculada según la prueba es de 1.505% de cobre, 0.004 oz/tc de oro y 6.628 oz/tc de plata.
- Se flotó a un pH 11.0, la ley del concentrado es 12.10% de cobre, 0.020 Oz/Tc de oro y 29.747 oz/Tc de plata. El radio de concentración es de 9.7.

La calidad del concentrado de cobre es superior a 27% Cu cuando se colector Z-11 está entre 0.04 a 0.25 kg/t, pH de 9.8 a 10.2, densidad de pulpa de 1250 a 1268 g/l, espumante D-250 está entre 0.073 a 0.08 kg/t, liberación pasante a malla 200m 55% a 56.88%, ley de cabeza está entre 3.7 a 4.8 %Cu a una ley de relave 0.72 a 0.88 %Cu, respecto a la recuperación superior al 95% cuando se colector Z-11 está entre 0.04 a 0.11 kg/t, pH de 11.5 a 12, densidad de pulpa de 1250 a 1253 g/l, espumante D-250 está entre 0.020 a 0.033kg/t, liberación

pasante a malla 200m 58.13% a 63.13%, ley de cabeza está entre 37.6 a 9.2 %Cu a una ley de relave 1.1 a 1.22 %Cu.

Efecto del Colector Z-11, con un control adecuado mayor calidad de concentrado y mayor dosificación mayor recuperación, mayor pH mayor recuperación y pH mejor calidad de concentrado. Densidad de pulpa mayor mejor calidad de concentrado a menor densidad mayor recuperación. A mayor uso de espumante y liberación menor de mineral mejor calidad y a menor espumante y mayor liberación mayor recuperación. A menor ley de cabeza menor pérdida en el relave y calidad óptima de concentrado y a mayor ley de cabeza mayor pérdida de cobre en relave.

5.3. Recomendaciones .

En el estudio de la flotación de minerales con presencia de óxidos para la concentración de cobre plata y oro a nivel laboratorio se recomienda:

- Para la primera prueba experimental, se trabajó a un pH 11.50, y se nota mucha presencia de pirita en el concentrado, recomendamos trabajar a 12 de pH, para mejorar la calidad del concentrado, adicionando NaCN en 400 g/t para seguir deprimiendo la pirita.
- Las leyes de cabeza deben mejorar, la ley mínima de cabeza para proceso en 3.0% a 4% en Cu. para cubrir la parte económica. La otra alternativa, es procesar por flotación en la zona de Andahuaylas, pues el costo de flete se reduce al 60%, y eso ingresaría cómo Utilidad Neta.
- Para la tercera flotación, se deberá agregar sulfuro de sodio en una segunda etapa (relave rougher) y/o al inicio según sea lo adecuado. Adecuar los reactivos de acuerdo a la prueba experimental.
- En la cuarta prueba de flotación del mineral se obtuvo un concentrado Rougher que no está dentro de las perspectivas, por lo que recomienda limpiar para elevar la ley del

concentrado a 20%, y no se considera el Au para valorizar el concentrado porque la ley es mínima de 0.100 oz/Tc.

- Para lo cual hacer un estimado de costo beneficio, incluyendo flete, y proceso ya que la ley de cabeza está dentro del límite de extracción.

BIBLIOGRAFÍA

- Barona, F. (2007). *Influencia de la distribución de tamaño de burbujas en la recuperación de la flotación para minerales de cobre*. Santiago: U. Chile. Obtenido de <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/102883/Influencia-de-la-distribucion-del-tamano-de-burbujas-en-la-recuperacion-de-la-flotacion.pdf?sequence=3>
- Bernal, C. (2010). *Metodología de la investigación*. Chía: Pearson.
- Carrasco, S. (2005). *Metodología de la investigación científica*. Lima: San marcos.
- Chacón, L., Ruiz, E., & Zapico, R. (2005). Concentración por flotación de menas de oro-cobre con bajas. *Revista de metalurgia*, 394. Obtenido de revistademetalurgia.revistas.csic.es/index.php/revistademetalurgia/article/viewFile/..../5...
- Delgado, G. (2016). *Operaciones en planta concentradora de mineral polimetálico y óxidos de plomo-plata -cobre de sociedad minera Corona S.A.* Arequipa: UNSA. Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3355/IMdeabgg.pdf?sequence=1>
- Di Yorio, C., Calles, B., Peña, Y., García, F., Ayala, J., Cornejo, N., . . . Munroe, N. (2003). Estudio de la flotabilidad de piritas auríferas provenientes de desechos de procesos venezolanos de cianuración. *Revista metalurgia*, 328-329. Obtenido de Sistema virtual y biblioteca central: <http://revistademetalurgia.revistas.csic.es>
- Esteban, M., & Domic, M. (2001). *Hidrometalurgia Fundamentos Procesos y Aplicaciones*. Santiago.
- Fernandez, C. (2014). *Metodología de la investigación*. Mexico D.F: Mc Gram Hill .

- Fora, J. (2015). Evaluación metalúrgica a nivel laboratorio del yacimiento tipo porfido cobre-oro, procedente de la región Pasco. *Ingeniero metalurgista*. Universidad san agustin, Arequipa. Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/2663/IMfoyajl.pdf?sequence=1>
- Gupta, A., & Yan, D. (2006). *Introduction to Mineral Processing Design and Operation*. Perth.
- Hidalgo, N., Diaz, A., Bazán, V., & Sarquís, P. (10 de 25-28 de 2015). Avances en la recuperación de oro y plata mediante flotación en escorias de procesamiento de menas de oro. *Instituto geológico y minero de españa*, 686-687. Obtenido de Conferencia internacional de minería: http://www.igme.es/boletin/2015/126_4/4-Articulo%203.pdf
- Laiza, F., & Zegarra, T. (2016). Influencia del potencial de hidrogeno (pH) y la granulometría sobre el ratio de concentración y el porcentaje de recuperación de oro (Au), plata (Ag) y cobre (Cu) en la flotación de un mineral tipo sulfuro con alto contenido de plata. *Ingeniero metalurgista*. Universidad nacional de trujillo, Trujillo. Obtenido de <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/3152/LAIZA%20CUEVA%20FRANK%20HEBERT%20ZEGARRA%20VARGAS%20TITO%20MANUEL.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Lupo, W., & Utani, W. (2014). Recuperación del cobre por flotación de los minerales sulfurados del yacimiento sulfubamba Apurimac. *Ingeniero metalurgico*. Universidad nacional de san antonio abad del cusco, Cusco. Obtenido de <http://repositorio.unsaac.edu.pe/bitstream/handle/UNSAAC/1020/253T20140061.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

- Molina, I. (2017). Estudio del efecto de la aplicación de espumantes en el proceso de flotación de mineral mixto de cobre. *Grado de magister en ciencias de la Ingeniería*. Pontificia universidad catolica de chile, Santiago de chile. Obtenido de https://repositorio.uc.cl/bitstream/handle/11534/21927/Molina_Ignacio.pdf?sequence=1
- Paz, A., & Maldonado, R. (2016). influencia del tiempo de flotación y la dosificación de NaCN sobre la recuperación de Cu mediante flotación bulk en COMIVARIV S.A. – 2016. *Ingeniero metalurgista*. Universidad nacional de trujillo, Trujillo. Obtenido de <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/8792/Paz%20Herrera%2C%20Abner%2C%20Maldonado%20Vaella%2C%20Roberto%20Ernesto..pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Uribe, L. (2017). Efecto del agua de mar en la recuperación de minerales de cobre-molibdeno por procesos de flotación. *Grado de doctor en ingeniería metalúrgica*. Universidad de concepción, Concepción. Obtenido de http://repositorio.udec.cl/bitstream/handle/11594/2691/Tesis_Efecto_del_agua_de_mar_.pdf?sequence=1&isAllowed=y

ANEXOS

Anexo 1 Localización del laboratorio South S.R.L

Localización de la unjpsc



Localización de laboratorio Minares south S.R.L



Distrito de vista alegre



Mapa Provincia de Nasca



Mapa Departamento Ica



Mapa del Perú



Anexo 2 Matriz de consistencia general

Titulo	General			Variable	Indicadores
	Problema	Objetivos	Hipótesis	Independiente	
“ FLOTACIÓN DE MINERALES CON PRESENCIA DE ÓXIDOS PARA LA CONCENTRACIÓN DE COBRE PLATA Y ORO A NIVEL LABORATORIO”	¿En qué medida un adecuado acondicionamiento de las factoras que intervienen en la flotación de minerales con presencia de óxidos, tendrá una óptima concentración bulk de cobre plata y oro a nivel laboratorio?	Evaluar en qué medida un adecuado acondicionamiento de las factoras que intervienen en la flotación de minerales con presencia de óxidos, tendrá una óptima concentración bulk de cobre plata y oro a nivel laboratorio.	Realizando un adecuado acondicionamiento de las factoras que intervienen en la flotación de minerales con presencia de óxidos, se obtendrá una óptima concentración bulk de cobre plata y oro a nivel laboratorio.	Acondicionamiento	<ul style="list-style-type: none"> - Molienda - Modificadores - Colectores - Espumantes

Anexo 3 Matriz de consistencia específico

Titulo	Problema	Específicos Objetivos	Hipótesis	Variable Depend.	Indicad.
<p>“ FLOTACIÓN DE MINERALES CON PRESENCIA DE ÓXIDOS PARA LA CONCENTRACIÓN DE COBRE PLATA Y ORO A NIVEL LABORATORIO”</p>	<ul style="list-style-type: none"> - ¿En qué medida la molienda de acorde con la liberación de las menas de interés en la flotación, permitirá obtener una recuperación optima de cobre, plata y oro en el concentrado bulk? - ¿En qué medida el tratamiento y dosificación adecuado de la pulpa en el acondicionamiento de los modificadores, permitirá obtener una óptica calidad de concentrado bulk de acorde las exigencias del mercado? - ¿En qué medida la selección acorde con el comportamiento del mineral y dosificación optima de los colectores en el acondicionamiento en la flotación, permitirá obtener una recuperación optima de cobre, plata y oro en el concentrado bulk? - ¿En qué medida la selección del espumante adecuado acorde al pH en la flotación, permitirá obtener una óptima calidad de concentrado bulk de cobre, plata, oro? 	<ul style="list-style-type: none"> - Evaluar la molienda de acorde con la liberación de las menas de interés en la flotación, para obtener una recuperación optima de cobre, plata y oro en el concentrado bulk. - Evaluar el tratamiento y dosificación adecuado de la pulpa en el acondicionamiento de los modificadores, para obtener una óptica calidad de concentrado bulk de acorde las exigencias del mercado. - Evaluar la selección acorde con el comportamiento del mineral y dosificación optima de los colectores en el acondicionamiento en la flotación, para obtener una recuperación optima de cobre, plata y oro en el concentrado bulk. - Evaluar la selección del espumante adecuado acorde al pH en la flotación, para obtener una óptima calidad de concentrado bulk de cobre, plata, oro. 	<ul style="list-style-type: none"> - Realizando una molienda de acorde con la liberación de las menas de interés para la flotación, se obtendrá una recuperación optima de cobre, plata y oro en el concentrado bulk. - Realizando un tratamiento y dosificación adecuado de la pulpa en el acondicionamiento de los modificadores, se obtendrá una óptica calidad de concentrado bulk de acorde las exigencias del mercado. - Con una selección acorde el comportamiento del mineral y dosificación optima de los colectores en el acondicionamiento para la flotación, entonces se tendrá una recuperación optima de cobre, plata y oro en el concentrado bulk. - Seleccionando el espumante adecuado acorde al pH para la flotación, se obtendrá una óptima calidad de concentrado bulk de cobre, plata, oro. 	<p>Medición</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Calidad - Recuperación.

Anexo 4 Equipo de flotación y reactivos

