

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



“Facultad de Ingeniería Química y Metalúrgica”

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

**“TRATAMIENTO DE BLENDING DE MINERALES SULFURADOS
Y OXIDADOS PARA LA CONCENTRACIÓN DE PLOMO, COBRE Y
ZINC A NIVEL EXPERIMENTAL EN LA PLANTA
CONCENTRADORA SACRACANCHA-2018”**

“TESIS”

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

Autor:

Bach: CANAZA MINAYA, DIEGO JOSE.

Asesor:

Dr. SALCEDO MEZA, MÁXIMO TOMÁS.

C.I.P. N° 015140

Huacho - Perú

2019

**“TRATAMIENTO DE BLENDING DE MINERALES SULFURADOS
Y OXIDADOS PARA LA CONCENTRACIÓN DE PLOMO, COBRE Y
ZINC A NIVEL EXPERIMENTAL EN LA PLANTA
CONCENTRADORA SACRACANCHA-2018”**

.....
M(o). GUERRA LAZO, CAYO EDUARDO
Presidente

.....
Dra. ARONI MEJÍA, JAQUELINE
VICTORIA
Secretario

.....
M(o). IMÁN MENDOZA
JAIME
Vocal

.....
Dr. SALCEDO MEZA, MÁXIMO TOMÁS
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

“Los éxitos más importantes se consiguen cuando existe la posibilidad de fracasar.”

(Mark Zuckerberg)

ÍNDICE

CARATULA	i
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.....	17
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	17
1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	17
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	18
1.2.1. Problema General.	18
1.2.2. Problema Específico.....	18
1.3. OBJETIVOS.	18
1.3.1. Objetivos generales.	18
1.3.2. Objetivos Específicos.....	18
1.4. JUSTIFICACIÓN.	19
1.4.1. Justificación Práctica.....	19
1.4.2. Justificación Metodológica.....	19

1.4.3.	Justificación Técnica	19
1.4.4.	Justificación Social.....	19
1.4.5.	Justificación Económica.....	20
1.5.	DELIMITACIÓN.....	20
1.5.1.	Delimitación Territorial.....	20
1.5.2.	Delimitación Tiempo y Espacio.....	20
1.5.3.	Delimitación de Recursos.....	20
1.6.	VIABILIDAD DE ESTUDIO.....	21
CAPÍTULO II.....		22
MARCO TEÓRICO		22
2.2.	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	22
2.2.1.	Investigación Relacionada con el Estudio.....	22
2.2.2.	Otras Publicaciones.....	35
2.3.	BASES TEÓRICAS.....	38
2.3.1.	Molienda.....	38
2.3.2.	Flotación.....	38
2.4.	DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.....	46
2.5.	FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.....	48
2.5.1.	Hipótesis General.....	48
2.5.2.	Hipótesis Específicas.....	48
2.6.	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.....	48
CAPÍTULO III		50
METODOLOGÍA.....		50
3.1.	DISEÑO METODOLÓGICO.....	50
3.1.1.	Tipo de Investigación.....	50

3.1.2.	Nivel de Investigación.....	50
3.1.3.	Diseño de la Investigación.....	50
3.1.4.	Enfoque de la Investigación.	51
3.1.5.	Estrategias o Procedimientos de Contrastación de Hipótesis o Cumplimiento de Objetivos Técnicos.	51
3.2.	POBLACIÓN Y MUESTRA.....	51
3.2.1.	Población.	51
3.2.2.	Muestra.	51
3.3.	TÉCNICA DE RECOLECCIÓN DE DATOS.	52
3.3.1.	Técnicas.....	52
3.3.2.	Instrumentos.	52
3.4.	Técnica de procesamiento de la Información.	53
3.5.	Aspectos Éticos.....	53
CAPÍTULO IV		54
RESULTADOS		54
4.1.	Condiciones de las pruebas experimentales.....	54
4.1.1.	Ley de mineral en estudio.....	54
4.1.2.	Diseño de la prueba experimental.	54
4.1.3.	Reactivos empleados en la prueba experimental.....	55
4.2.	Resultados de las pruebas de flotación.	57
4.2.1.	Resultados de las pruebas de flotación bulk y zinc.	60
4.2.2.	Resultados de las pruebas de flotación de concentrado de cobre, plomo y zinc.	
62		
CAPITULO V		65
DISCUSIÓN CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		65

5.1. Discusión.....	65
5.2. Conclusiones.....	67
5.3. Recomendaciones.....	68
BIBLIOGRAFÍA.....	70
ANEXOS.....	73

INDICE DE FIGURA

Figura 1 Clasificación de los reactivos de flotación.....	39
Figura 2 Adhesión espumante a la superficie de la burbuja de aire	40
Figura 3 Clasificación de los espumantes	40
Figura 4 Clasificación de los colectores	41
Figura 5 Reactivos modificadores de pH	46
Figura 6 Esquema de experimento y variable	51
Figura 7 Diseño para la prueba experimental.....	54

ÍNDICE DE TABLA

Tabla 1 Colectores de la familia xantatos y ditiofosfato	42
Tabla 2 Principales depresores	44
Tabla 3. Variables.....	49
Tabla 4 Ley de cabeza del mineral en estudio.....	54
Tabla 5 Resultado de la flotación N°07.....	57
Tabla 6 Reactivos empleados en la prueba de flotación N°7	58
Tabla 7 Tiempo y pH en las etapas del proceso experimental	59
Tabla 8 Calidad y recuperación del concentrado bulk	60
Tabla 9 Calidad y recuperación del concentrado de zinc(bulk)	61
Tabla 10 Calidad y recuperación del concentrado de cobre.....	62
Tabla 11 Calidad y recuperación del concentrado de plomo	63
Tabla 12 Calidad y recuperación del concentrado de zinc	64

INDICE DE ANEXO

Anexo 1. Localización de la unjpsc	74
Anexo 2. Localización del P. Sacracancha.....	74
Anexo 3. Mapa Provincia de Recuay	74
Anexo 4. Mapa Departamento Ancash.....	74
Anexo 5. Mapa del Perú	74
Anexo 6 Matriz de consistencia general.....	75
Anexo 7 Matriz de consistencia específico	76
Anexo 8 Balance metalúrgico prueba N°1-1 concentrado Cu Pb y Zn.....	77
Anexo 9 Balance metalúrgico prueba N°1-1 concentrado bulk y Zn.....	77
Anexo 10 Balance metalúrgico prueba N°1-2 concentrado Cu Pb y Zn.....	78
Anexo 11 Balance metalúrgico prueba N°1-2 concentrado bulk y Zn.....	78
Anexo 12 Balance metalúrgico prueba N°2 concentrado Cu Pb y Zn	79
Anexo 13 Balance metalúrgico prueba N°2 concentrado bulk y Zn	79

GLOSARIO DE ABREVIATURAS

%	: Porcentaje
&	: i
μm	: Micras
D80	: Ochenta por ciento pasante a una determinada malla
g/cm^3	: Gramos por centímetros cúbicos
g/t	: Gramos por tonelada
g/TC	: Gramos por toneladas cortas
g/TM	: Gramos por toneladas métricas
kg/t	: Kilogramos por tonelada
kg/TM	: Kilogramos por toneladas métricas
min	: Minutos
mm	: Milímetros
mV	: Milivoltios
págs..	: Paginas
pág.	: Pagina
pH	: Potencial de hidrogeno
ppm	: Parte por millón
Recup	: Recuperación
rpm	: Revoluciones por minutos
SA	: Sociedad anónima
Δ	: Variación

RESUMEN

En el tratamiento de blending de minerales sulfurados y oxidados para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental en la planta concentradora sacracancha-2018, se realizó en el laboratorio de la planta concentradora Sacracancha, nuestro objetivo es la concentración de los minerales tanto sulfuros como óxidos en dos o tres tipos de concentrado como concentrado bulk, concentrado de cobre, plomo y zinc, cuál de los procesos a seguir nos permitirá obtener un mejor resultado. El estudio es un trabajo experimental aplicada, cuantitativa, predictiva generador de resultados. El proceso experimental consta de preparación de muestra, molienda, acondicionamiento, flotación fult, acondicionamiento, separación cobre plomo, acondicionamiento y flotación de zinc. Como resultado se tiene el mejor resultado en la séptima prueba para un concentrado bulk y zinc. Para el concentrado bulk en la prueba 7 se tiene 51.5 onz Ag/Tc, 61.93% Pb, 0.08% Cu, 5.3% Zn y una recuperación de 87.18% Ag, 94.56% de Pb, 9.15% Cu y 4.54% Zn, y el concentrado de zinc 3.50 onz Ag/Tc, 3.31% Pb, 0.21% Cu, 52.30% Zn y una recuperación de 4.65% Ag, 3.97% de Pb, 59.29% Cu y 92.02% Zn. Por otra parte, en el circuito de zinc se tiene el mejor resultado en la prueba 6 teniendo el 3.24 onz Ag/Tc, 1.34% Pb, 2.56% Cu, 51.50% Zn y una recuperación de 21.53% Ag, 10.79% de Pb, 79.86% Cu y 97.10% Zn. Por consiguiente, cumple con los objetivos planteados en el presente estudio.

Palabra clave: Flotación de minerales oxidados, Flotación de minerales polimetálicos, Flotación de minerales cobre, plomo y zinc.

ABSTRACT

In the treatment of blending of sulfur minerals and oxides for the concentration of copper and zinc lead at the experimental level in the sacracancha-2018 concentrator plant, it was carried out in the laboratory of the Sacracancha concentrator plant, our objective is the concentration of both sulphide minerals as oxides in two or three types of concentrate such as bulk concentrate, copper concentrate, lead and zinc, which of the processes to follow will allow us to obtain a better result. The study is an applied experimental work, quantitative, predictive generator of results. The experimental process consists of sample preparation, grinding, conditioning, fulk flotation, conditioning, lead copper separation, zinc conditioning and flotation. As a result, the best result is obtained in the seventh test for a bulk and zinc concentrate. For the bulk concentrate in test 7 there is 51.5 oz Ag / Tc, 61.93% Pb, 0.08% Cu, 5.3% Zn and a recovery of 87.18% Ag, 94.56% Pb, 9.15% Cu and 4.54% Zn, and the zinc concentrate 3.50 oz Ag / Tc, 3.31% Pb, 0.21% Cu, 52.30% Zn and recovery of 4.65% Ag, 3.97% Pb, 59.29% Cu and 92.02% Zn. On the other hand, in the zinc circuit we have the best result in test 6, having 3.24 oz Ag / Tc, 1.34% Pb, 2.56% Cu, 51.50% Zn and a recovery of 21.53% Ag, 10.79% Pb, 79.86% Cu and 97.10% Zn. Therefore, it meets the objectives set out in this study.

Key Word: Flotation of oxidized minerals, Flotation of polymetallic minerals, Flotation of copper, lead and zinc ores.

INTRODUCCIÓN

En los procesos de concentración de los minerales permite el tratamiento de blending de minerales sulfurados y oxidados para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental en la planta concentradora Sacracancha-2018, teniendo como objetivo obtener concentrados de cobre, plomo y zinc, con una calidad de concentrado donde se debe tener una calidad adecuada de los elementos en sus respectivos concentrado y la recuperación optima de los elementos como plata, cobre, plomo y zinc.

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 una mezcla de los sulfuros y óxidos se pueden tener una recuperación adecuados de los minerales viables que permitan elevar la calidad de los minerales para su comercialización.

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 oxidados 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 presente trabajo se realizó una previa activación de los minerales usando reactivos promotores que permita la activación de los minerales y su posterior colección con los colectores tradicionales que permita una recuperación adecuada de los minerales de interés presente en las muestras en estudio.

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, específicamente con minerales, como todo país emergente aprovecha sus recursos, produciendo materia prima en su mayoría 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 Sacracancha en su mina que tiene minerales de óxidos con valores económicos y estos se necesitan su aprovechamiento por ello es necesario buscar una alternativa para su concentración con una mezcla de óxidos y sulfuros.

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

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

1.2.1. Problema General.

¿Será posible el tratamiento de blending de minerales sulfurados y oxidados para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental en la Planta Concentradora Sacracancha-2018?

1.2.2. Problema Específico.

- ¿En qué medida el uso de depresores, nos permitirá obtener la calidad de concentrado de plomo, cobre y zinc?
- ¿En qué medida los colectores, nos permitirá realizar una recuperación óptima de plomo cobre y zinc en los concentrados respectivos?
- ¿En qué medida el tiempo empleo en la flotación, nos permitirá obtener una recuperación óptima de plomo, cobre y zinc en sus respectivos concentrados?

1.3. OBJETIVOS.

1.3.1. Objetivos generales.

Evaluar el tratamiento de blending de minerales sulfurados y oxidados para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental en la planta concentradora Sacracancha-2018.

1.3.2. Objetivos Específicos.

- Evaluar en qué medida el uso de depresores, nos permitirá obtener la calidad de concentrado de plomo, cobre y zinc.
- Evaluar en qué medida los colectores, nos permitirá realizar la recuperación óptima de plomo cobre y zinc en los concentrados respectivos.

- Evaluar en qué medida el tiempo empleo en la flotación, nos permitirá obtener una recuperación óptima de plomo, cobre y zinc en sus respectivos concentrados.

1.4. JUSTIFICACIÓN.

1.4.1. Justificación Práctica.

Al llevar a cabo esta investigación se podrá entender que el proceso es más factible en el tratamiento de blending de minerales sulfurados y oxidados para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental, nos permitirá recuperar plomo, cobre y zinc económicamente rentables.

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 tratamiento de blending de minerales sulfurados y óxidos para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental, nos permitirá elevar una recuperación óptima.

1.4.4. Justificación Social.

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

1.4.5. Justificación Económica.

En el tratamiento de blending de minerales sulfurados y oxidados para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental, permitirá el aumento de ingresos económicos de los futuros trabajador de la zona de influencia y gobierno central.

1.5. DELIMITACIÓN.

1.5.1. Delimitación Territorial.

País : Perú
Departamento : Ancash
Provincia : Recuay
Distrito : Catac
Ciudad : Planta concentradora Sacracancha – Conococha.

1.5.2. Delimitación Tiempo y Espacio.

La investigación se realizará en el laboratorio metalúrgico de la planta concentradora Sacracancha, 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 la planta concentradora sacracanacha, a efectos de llevar a cabo el correspondiente trabajo de campo.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.2. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.

2.2.1. Investigación Relacionada con el Estudio.

2.2.1.1. Tesis Internacionales.

Para (Sarquís) en el proceso de flotación selectiva de sulfuros complejos usando reactivos de baja toxicidad llego a las conclusiones siguientes:

Los extractos de quebracho actúan como depresores de la pirita. La acción depresora se relaciona con el consumo y con el pH. En el rango alcalino el efecto depresor del reactivo acentúa el propio de la concentración de los iones OH⁻ y potencia el efecto de la cal, reduciendo hasta un 60% la flotabilidad de la pirita a pH 9. En el rango ácido también aumenta la depresión de la pirita tratada con quebracho.

La depresión de la pirita por la acción del tanino puede relacionarse al estado de oxidación superficial del sulfuro. Hay evidencias de que la interacción se produce con cationes superficiales en forma de hidróxido, en particular los propios del mineral. Se puede establecer además alguna correspondencia entre el punto isoelectrico de la pirita y la mayor o menor interacción con los polisacáridos. La mayor adsorción se produciría en el rango de mínima carga superficial.

Los extractos de quebracho tienen un ligero efecto depresor sobre la calcopirita, esto se traduce en pérdidas en la flotabilidad del orden del 1-2%.

Los extractos de quebracho también muestran su acción depresora selectiva sobre la pirita cuando se tratan minerales diseminados de cobre y molibdeno.

La selectividad respecto de los sulfuros de cobre es más acentuada en el rango alcalino. Cuando el pH es mayor que 9,5 aumentan los contenidos de cobre de los concentrados por la menor presencia de pirita en este producto. Cuando se tratan minerales de cobre en medio ácido y neutro se observa un cierto efecto depresor sobre los sulfuros de cobre que se manifiesta en una pérdida en la recuperación que varía entre un 1 y un 5%. Este efecto tiende a desaparecer cuando el pH se hace alcalino.

La adsorción de los extractos sobre los minerales de cobre y, por consiguiente, las posibles pérdidas en su recuperación, se pueden relacionar con la composición mineralógica. Si el cobre se encuentra mayormente como calcopirita y este sulfuro no presenta alteración superficial, no se verifica ningún efecto depresor por parte del quebracho. Esta situación cambia levemente cuando las partículas de sulfuros de cobre presentan algún grado de alteración superficial, en este caso hay pérdidas en la recuperación que oscilan entre un 1 y un 5%, sobre todo en medio ácido o neutro.

Diferentes trabajos sobre muestras de minerales de cobre de yacimientos de Argentina, Chile y Perú señalan que el efecto depresor selectivo de los extractos de quebracho sobre la pirita, en relación con los sulfuros de cobre, produce un aumento en el indicador de selectividad, la relación cobre/hierro. Este parámetro mejora entre un 8 y un 40% para distintas condiciones de trabajo y tipos de mineral.

En algunos casos y sobre todo cuando se aplican bajos consumos de extracto de quebracho, menores que 100g/t, hay un aumento en las recuperaciones de cobre y de oro en el concentrado. Esto ocurre en medio alcalino y se puede relacionar con el efecto dispersante del reactivo que crea mejores condiciones de selectividad en la flotación.

La calidad del agua tiene mucha incidencia en el efecto depresor. La presencia de iones cobre, aportados por los minerales secundarios de cobre y hierro, propios del proceso de molienda, disminuyen el efecto depresor sobre la pirita. Este comportamiento es una consecuencia de la formación de compuestos entre estos cationes y el extracto.

Los extractos de quebracho son fuertes depresores de la molibdenita. El gasto de reactivo para una efectiva reducción en su flotabilidad debe ser del orden de los 300g/t.

El efecto depresor del quebracho sobre la molibdenita se relaciona en forma directa con el pH. En medio ácido, pH 4,5, se determinó una mayor depresión con la presencia de solo el 10% del sulfuro en la espuma en lugar del 90% determinado en la flotación si aplicar el depresor.

La velocidad específica de flotación de los sulfuros de cobre es muy alta, en el primer minuto flota el 80%, a pesar del tratamiento con extractos de quebracho, luego esta velocidad disminuye en forma gradual. En tanto que la molibdenita tiene una velocidad de transferencia mucho menor y esta permanece constante en los primeros 8 minutos de espumación en presencia de extracto de quebracho.

Mediante un tratamiento del concentrado global de cobre-molibdeno con 300 a 400g/t de extracto de quebracho, acondicionado por 15 minutos a pH

4,5 y luego incorporando colectores específicos para sulfuros de cobre, es posible realizar una separación selectiva de los sulfuros. En la espuma se reporta en 92 al 98% del cobre y en las colas de flotación queda del 80 al 89% del molibdeno.

Esta separación es más eficiente si el extracto de quebracho se acondiciona en dos etapas.

Los indicadores metalúrgicos del proceso de separación de los sulfuros de cobre y molibdeno aumentan cuando la calcopirita es el mineral de cobre preponderante y si el nivel de oxidación o alteración superficial de las partículas es reducido. Por el contrario, sobre minerales parcialmente alterados y con la presencia sulfuros secundarios, las recuperaciones de ambos metales en la flotación diferencial disminuyen entre un 5 y 10%.

La flotación diferencial de los sulfuros de cobre es más eficiente cuando se usan colectores más selectivos sobre la base de ditiofosfatos.

La fracción no-flotada en la separación diferencial representa entre un 5 y un 15% en peso. Este producto debe ser tratado con depresores específicos para cobre de modo de aumentar el contenido de Mo a cerca del 50% y reducir la presencia de cobre en menos del 2%.

Para la depuración del concentrado de molibdeno es necesario remover el recubrimiento del extracto de quebracho y reactivar al sulfuro. El procedimiento que resultó efectivo para este fin fue doble lavando con agua fresca, la separación sólido líquido se realizó por filtración. Para reactivar a la molibdenita fue suficiente un acondicionamiento con 100g/t de fuel oil.

- Luego de la reactivación, es posible depurar al concentrado de molibdeno y llegar a las especificaciones comerciales mediante dos flotaciones de limpieza.

Estas operaciones se hicieron aplicando un bajo consumo de sulfuro ácido de sodio como depresor de los sulfuros de cobre. Para asegurar la presencia del ion SH⁻ en el medio, las flotaciones de limpieza se realizaron manteniendo el potencial de óxido-reducción en -500mV, regulado con el agregado de NaSH. Para mantener condiciones estables en estas operaciones se usó nitrógeno para la espumación.

Aplicando el esquema de proceso propuesto se puede separar un concentrado de molibdeno con 45 a 50% de Mo y menos del 2% de cobre. La recuperación final de molibdeno es de 72 a 76% para los minerales estudiados (Sarquís, 2012, págs. 182-184).

El uso de quebracho es un depresor de la pirita tanto en medio ácido como alcalina para la pirita, mientras que en menor grado para el molibdeno y cobre por consiguiente se puede usar el quebracho al ser un reactivo menor contaminante.

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 óptima se tiene mejor colección de los minerales de interés.

En su trabajo de investigación (Molina) sobre “estudio del efecto de la aplicación de espumantes en el proceso de flotación de mineral mixto de cobre”. Concluye:

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 ditiofosfatos con el fin de observar la interacción de éstos

con los surfactantes en términos hidrodinámicos y parámetros metalúrgicos (Molina, 2017, págs. 47-49).

De acuerdo a las conclusiones del autor podremos establecer para que exista un tamaño óptimo de las burbujas es necesario que exista iones en la en la pulpa y una que puedan interactuar con los espumantes, por otro lado, se puede afirmar se debe buscar el efecto que puede tener los espumantes frente a diferentes minerales ya sea individual o mezclado.

2.2.1.2. 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 (Delgado) en Operaciones en planta concentradora de mineral polimetálico y óxidos de plomo-plata -cobre de sociedad minera Corona S.A. llego a las siguientes conclusiones:

Para tener éxito en la flotación es necesario controlar desde la calidad del mineral en mina, el producto chancado a molienda, la liberación de los valiosos y posible aplicación de flotación flash, densidades de pulpa en las etapas de flotación, calidad y dosificación automática de reactivos, control de cargas circulantes y remolienda de medios de flotación, automatización de equipos en control de nivel de pulpa, control automático de pH y uso de analizadores químicos en línea.

Los reactivos químicos deben ser de calidad y pureza reconocida controlados en cantidad con un adecuado sistema dosificador, las concentraciones de preparación deben ser verificadas con densímetros de vidrio. Los reactivos se

agregan con sistemas de dosificación para controlar las cantidades necesarias; por ello, será importante contar con bombas dosificadoras o con electroválvulas de doble tanque, primario de preparación y secundario de dosificación a un nivel constante.

La flotación en celda flash se aplica para extraer concentrados gruesos y limpios de plomo desde el circuito de molienda. La mejor aplicación de las celdas flash se encuentra en las pulpas de descarga del molino primario, junto a las recirculaciones de la molienda secundaria que remolió las arenas de los ciclones. Los reactivos depresores que se agregan al molino antes de hacer una flotación flash son cianuro de sodio y sulfato de zinc, estos controlarán la flotación de Fe-Zn-Cu posibilitando una buena flotación de galena gruesa. El colector adecuado para flotar galena gruesa en la flotación flash es el xantato isopropílico de sodio Z-11 y el espumante ideal es MIBC.

Uno de los procedimientos para optimizar la operación de separación de PbCu por flotación es descabezando al máximo el plomo antes de lograr un concentrado bulk que irá a separación. Si la ley de Plomo es originalmente baja en el mineral de cabeza posiblemente no sea necesario descabezar con flotación flash desde molienda. Si se hace flotación bulk Pb-Cu para deprimir cobre; se deberá considerar el pH, es generalmente cercano a 8 y en la etapa de separación 10 a 10.5. Se recuerda que el cianuro debe ser considerado como activador de galena y no sólo como depresor de zinc y hierro.

Las sales solubles de cobre causan que los desplazamientos de zinc al concentrado de plomo sean mayores a lo normal. El reactivo apropiado para neutralizar las sales solubles de cobre es la Cal; pero, el más energético y más efectivo es la soda cáustica. Pero, sí, no se puede controlar la acción de las sales

solubles de cobre, será necesario preparar una mezcla adecuada o blending de tipos de minerales a fin de atenuar el problema. Sí la activación del zinc es excesiva en las limpiezas de flotación bulk será infructuoso corregir con sulfato de zinc en esta etapa.

El problema de los minerales oxidados de plomo es que son muy solubles, suaves, contienen un alto contenido de finos, incrementando el porcentaje de lamas durante las operaciones de reducción de tamaño, lo que implica un alto consumo de reactivos de flotación y bajos resultados en leyes y recuperaciones. A medida que incrementa el producto de solubilidad de los minerales la flotabilidad disminuye, los minerales oxidados de plomo tienen productos de solubilidad mayor que sus correspondientes sulfuros.

La solubilidad de la anglesita es varios cientos de veces más alta que la cerusita, esto se debe a la presencia de un número significativo de cationes de plomo en los niveles superiores de superficie durante su fractura, por el contrario, la anglesita se caracteriza por la usencia de estos iones de plomo; por este motivo la anglesita es menos flotable que la cerusita. La cerusita tiene un buen comportamiento al flotarlos con colectores sulfhídricos previa sulfurización.

El mineral tratado tiene buena ley de cobre, plomo, plata y oro estando el plomo y la plata mayormente oxidada por lo que es necesario considerar circuitos de flotación de sulfuros y de óxidos. Flotar los sulfuros de plomo, seguida de la flotación de óxidos de plomo, representa un diagrama de flujo sencillo, con adición de reactivos convencionales, solo es necesario dos circuitos de flotación, producen los mejores resultados en leyes y recuperaciones y los concentrados obtenidos se pueden vender fácilmente, en consecuencia, es el esquema adecuado para este mineral.

Es factible a nivel industrial la sulfidización de minerales oxidados de cobre como alterados, a su vez los sulfuros secundarios no se oxidan a bajos potenciales, lo cual contribuye con la recuperación. Se mejoró la recuperación y calidad del concentrado de cobre, realizando un blending que en cancha de mineral de óxidos de cobre de alta y baja ley donde varían las leyes de Pb como de Zn. Un desbaste exhaustivo del Pb sulfuro y Pb óxido es fundamental para flotar un concentrado de cobre acorde a las leyes programadas en el plan de producción mensual de la planta concentradora (Delgado, 2016, págs. 77-79).

En virtud a lo descrito por el autor los minerales que tiene óxidos siempre tendrán influencias en el proceso de acondicionamiento de la pulpa en forma negativo o positiva, por consiguiente, se debe realizar un tratamiento previo para poder realizar una concentración adecuada de los concentrados.

En su trabajo (Guillen), sobre estudio de investigación para controlar la activación de zinc en el circuito bulk en la mina huanzala, llego a las siguientes conclusiones:

Mediante el diseño experimental se determinó el orden de importancia de las 4 variables elegidas para el presente trabajo dentro de las operaciones de la planta concentradora, siendo que las más importantes fueron los reactivos Min1550 y Min1500.

Con respecto al diseño experimental de 4 variables, después de realizar el análisis estadístico se corrobora que la variable más importante es en reactivo Min1550.

El mineral S-1 es un mineral oxidado muy difícil de flotar, en las pruebas realizadas se observa una mejora, pero no es suficiente para controlar dicho problema que representa dicho mineral.

Se recomienda realizar más pruebas metalúrgicas, probando colectores selectivos de ese modo se puede ayudar al reactivo Min1550 en su efecto depresor de Zn (Guillen, 2017, pág. 57).

Para los minerales con presencia de óxidos es complejo su recuperación por el proceso de flotación, pero sin embargo se podría mejorar su recuperación con pre tratamiento en el acondicionamiento.

Para (Chullo) en el Estudio de investigación para flotar minerales oxidados de plomo en la planta bateas, llego a las siguientes conclusiones:

De acuerdo a la realización de las pruebas de flotación, se demostró que la variable más importante para sulfurización de los óxidos de plomo y su posterior flotación, es el sulfuro de sodio.

También se demostró que los minerales oxidados de plomo son muy solubles, suaves, contienen un alto contenido de finos, por lo cual se incrementa el porcentaje de lamas durante las operaciones de conminución, implicando un alto consumo de reactivos de flotación y deficientes resultados en leyes y recuperaciones.

Por lo tanto, se puede afirmar que a mayor dosificación de sulfuro de sodio se incrementará la recuperación de plomo.

Así mismo se puede decir que a mayor dosificación de silicato de sodio también se aumenta la recuperación de plomo.

A medida que aumenta el producto de solubilidad de los minerales la flotabilidad disminuye, los minerales oxidados de plomo tienen productos de solubilidad altos en relación a los minerales sulfurados.

Comparando la solubilidad de la anglesita con la de la cerusita, se observa que la de la anglesita es mucho mayor, por lo que la anglesita es menos flotable que la cerusita (Chullo, 2014).

En los procesos de flotación de minerales oxidados se debe realizar un pretratamiento de sulfurización para posterior realizar su tratamiento, respecto a la liberación es necesario no sobre moler para tener una flotación óptima.

2.2.2. Otras Publicaciones.

En su investigación (Gutiérrez), sobre Estudio electrocinético y de flotación de la casiterita, llego a la conclusión:

Para medir las propiedades de flotación, usa la técnica del Tubo de Hallimont y se compararon estos resultados con las propiedades electrocinéticas obtenidas mediante el Potencial de Flujo. Determinándose su acción en la flotación de casiterita con aminas. La relación entre la flotación de minerales y las propiedades electrocinéticas de superficie, presentan un gran interés para la práctica y teoría del proceso. Estableciendo estas relaciones y de acuerdo al valor del Potencial Zeta, y se aprecia los fenómenos observados en la flotación (Gutiérrez, 1969).

Para (Aguilar, Ruiz, & Avilés) en su trabajo sobre recuperación de plomo y plata a partir de menas polimetálicas con cerusita y alto contenido de pirita, llegaron a la siguiente conclusión:

La flotabilidad de plomo fue limitada con reactivos convencionales debido a presencia de cerusita como especie oxidada, se recuperó solo el sulfuro reportado en la muestra.

- Utilizando sulfhidrato de sodio como agente sulfidizante para controlar Eh en pulpa entre 130 -170 mV y un colector base mercaptano permitió mejorar significativamente la recuperación plomo – plata vs flotación solo de sulfuros.
- El alto fierro como pirita en la muestra es un problema adicional, para obtener concentrados aceptables se requiere flotar piritas y purgarlas del sistema previo a flotación de cerusita.
- La limpieza del concentrado necesitó adición fuerte de depresor en limpieas para asegurar calidad del concentrado.
- La flotación de óxidos duplicó la recuperación de plomo. La alta concentración de pirita en la muestra limitó maximizar la recuperación (Aguilar, Ruiz, & Avilés, 2017).

(Azañero, y otros) sobre Flotación de minerales oxidados de plomo, concluyeron:

La cerusita tiene un comportamiento al flotar con colectores sulfuohídricos previa sulfurización; la reacción principal: $\text{Na}_2\text{S} + \text{PbCO}_3 \rightarrow \text{PbS} + \text{Na}_2\text{CO}_3$

El mineral investigado tiene buena ley de plomo, plata y zinc, estando el plomo mayormente oxidado lo que implica que será necesario considerar circuitos de flotación de sulfuros y óxidos.

El método de flotación selectiva produce concentrados de: plomo, zinc y plomo oxidado con leyes comerciales, pero son necesarios tres circuitos de flotación, con alto consumo de reactivos para controlar parcialmente el exceso de finos y el zinc que se encuentra fuertemente activado, el circuito de flotación es complicado y las recuperaciones se ven severamente afectadas.

Flotar los sulfuros en un bulk Pb-Zn, seguida de flotación de óxidos, representa un diagrama de flujo sencillo, con adición de reactivos convencionales, sólo son necesarios dos circuitos de flotación, producen los mejores resultados en leyes y recuperaciones y los concentrados obtenidos se pueden vender fácilmente, en consecuencia, es el esquema de flotación más adecuado para este mineral (Azañero, y otros, pág. 42).

2.3. BASES TEÓRICAS.

2.3.1. Molienda.

En la etapa de la molienda antes de ingresar a la flotación es necesario realizar una liberación de las partículas adecuadamente con la finalidad de que las menas de interés sean liberadas de las gangas y estos se realizan en molinos verticales y horizontales ya que, “la molienda es la liberación de partículas donde ingresan, entre 5 y 250 mm, reduciendo a tamaño entre 40 y 300 μ en molinos horizontal o vertical estacionaria. La molienda fina se realiza en molino verticales, produciendo una molienda fina entre (15-40 μ) y ultra fina (<15 μ)” (Barry & Napier, 2006, pág. 146). Cumpliendo de esa manera para el siguiente proceso ya sea de concentración, flotación o extracción de los minerales de interés.

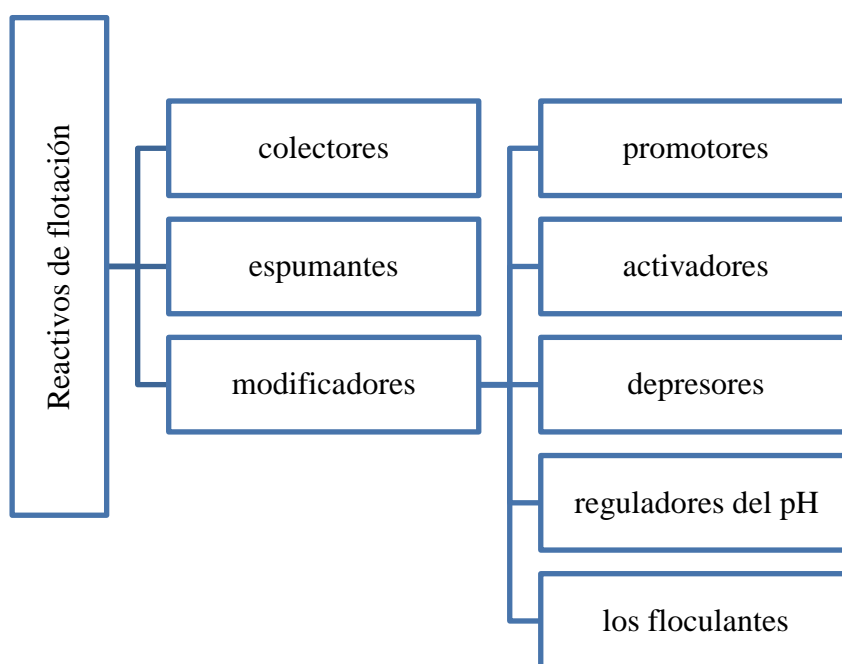
El proceso de “molienda, es la reduciendo del tamaño de partículas que componen el mineral, para obtener una granulometría máxima de 180 micrones, permitiendo finalmente la liberación de los minerales de metálicos en forma de partículas individuales recuperables por flotación” (Arrau, 2006, pág. 125).

2.3.2. Flotación.

2.3.2.1. Reactivos de flotación.

Los reactivos de flotación son sustancias inorgánicas y orgánicas que nos permite dar las condiciones adecuadas para la separación y flotación de los minerales. En función a su papel predeterminante en la flotación se clasifican en:

Figura 1 Clasificación de los reactivos de flotación



Nota: fuente elaborado en función de la información extraído de (Sutulov, 1963, págs. 69-108)

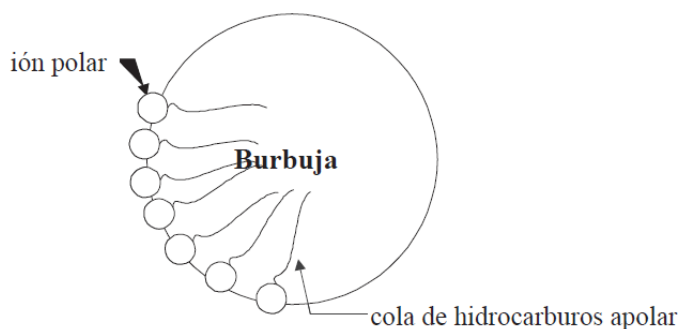
2.3.2.2. Espumantes.

Los espumantes “permiten modificar las propiedades superficiales de la burbuja reduciendo la coalición” (Yianatos, 2005, pág. 22), por otra parte, en la flotación cumplen una función primordial de darle estabilidad a las burbujas permitiendo que no se rompan, fundamentando porque,

(Bulatovic) los espumantes son compuestos tensioactivos heteropolares que contienen un grupo polar (OH, COOH, C = O, OSO₂ y SO₂OH) y un radical hidrocarburo, capaz de adsorber en la interfaz agua-aire. Las moléculas del vaporizador están dispuestas en la interfaz aire-agua, de manera que los grupos hidrófilos o polares están orientados hacia la fase acuosa y la cadena de hidrocarburos hidrófobos o no polares en la fase gaseosa. El vaporizador crea condiciones para la formación de espuma. La espuma en la flotación es un sistema trifásico. El vaporizador se concentra en la interfaz de las burbujas de agua y aire, formando un sobre alrededor de las burbujas, lo que evita que

choquen o se toquen. Los espumosos también bajan la tensión superficial del agua. Las fuerzas creadas alrededor de la burbuja de aire en presencia de un vaporizador evitan que las burbujas se colapsen (Bulatovic, 2007, pág. 43).

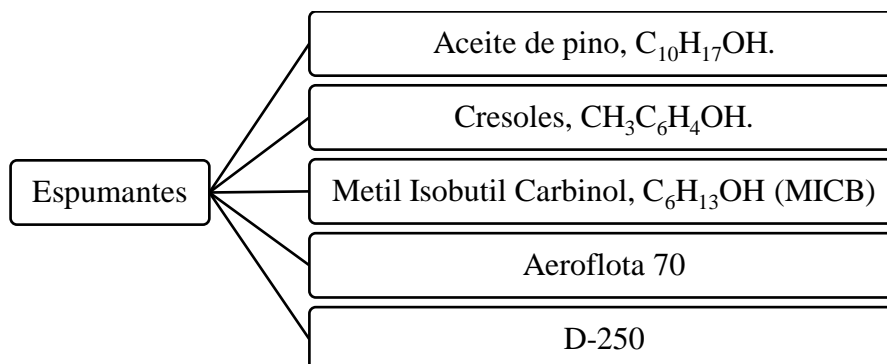
Figura 2 Adhesión espumante a la superficie de la burbuja de aire



Nota: Fuente (Yianatos, 2005, pág. 23)

Los espumantes que existe en el mercado son muchas y su aplicación esta en función al pH y su actividad de los minerales a tratar.

Figura 3 Clasificación de los espumantes



Nota: fuente (Yianatos, 2005), (Bulatovic, 2007)

2.3.2.3. Colectores.

En el proceso de flotación de minerales, los colectores cumplen una función primordial de colectar las partículas de minerales molidas, por ello (Drzymala) afirma que;

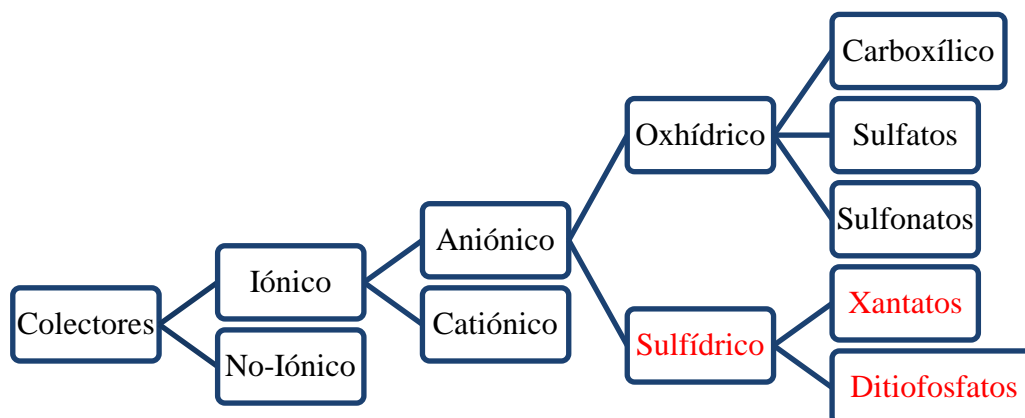
La flotación requiere hidrofobicidad de la partícula mineral, pero solo unas pocas sustancias minerales son naturalmente hidrófobas. Por lo tanto, existe

la necesidad de usar varios reactivos, llamados colectores, para hacer que las partículas hidrófilas y ligeramente hidrófobas sean hidrófobas.

El poder de hidrofobización de un colector resulta de sus interacciones químicas y físicas con la superficie (...) desde el punto de vista de la química física.

El colector aplicado debe ser selectivo. La selectividad de un colector se basa en la adsorción favorecida de un tipo de partículas de la suspensión de flotación. Los colectores de flotación afectan no solo la hidrofobicidad de las partículas sino también otros parámetros de flotación, incluido el tiempo de contacto de las partículas requerido para formar un agregado estable de partículas y burbujas, así como la estabilidad de la espuma (Drzymala, 2007, pág. 308).

Figura 4 Clasificación de los colectores



Los colectores sulfídicos de la familia de los xantatos usados en las plantas concentradores en el Perú son los siguiente:

Tabla 1 Colectores de la familia xantatos y ditiofosfato

Xantatos	Dosif	Ditiofosfato - Aerofloats	Dosif. g/ton
Xantato etílico		A-25 Cu, Zn, Pb, Ag, Au	
Xantato isopropílico de sodio Z-11		A-31 Cu, Zn, Pb, Ag, Au, Fe, óxidos	25-100
Xantato butílico secundaria de sodio Z-12	5 a 100 gr/ton	A-208 Cu	5-50
Xantato amílico de potación Z-6		A-404 Cu, minerales secundarios Zn, Pb	5-50
		A-3418 Cu, Pb	

Nota: fuente (Sutulov, 1963, págs. 75-76) y (Cytec, 2002)

2.3.2.4. Modificadores.

En el proceso de acondicionamiento es una fase previa a la flotación donde los reactivos modificadores dan las condiciones adecuadas para que las partículas de mineral de interés sean flotadas.

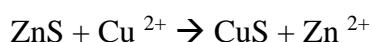
(Kumar), En el proceso de flotación, la función de los reguladores o modificadores es cambiar la acción del colector, ya sea mejorando o reduciendo su efecto hidrofóbico en la superficie del mineral. Así, hacen que la acción del colector sea más selectiva hacia ciertos minerales. Los reguladores se clasifican en tres grupos de reactivos, que se conocen como activadores, depresores y modificadores de pH (Kumar, 2003, pág. 199).

2.3.2.4.1. Activadores.

Son reactivos que nos permite modificar la superficie de las partículas haciéndolas que tenga afinidad con los colectores para ser absorbidas, es decir,

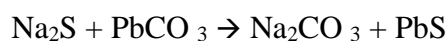
(Barry & Napier) “estos reactivos alteran la naturaleza química de las superficies minerales para que se vuelvan hidrófobas debido a la acción del colector. Los activadores son sales solubles que se ionizan en solución, luego los iones reaccionan con la superficie mineral” (Barry & Napier, 2006, pág. 284).

La flotabilidad se puede mejorar mediante el uso de grandes cantidades de xantatos de cadena larga, pero un método más satisfactorio es usar sulfato de cobre como activador, que es fácilmente soluble y se disocia en iones de cobre en solución, porque el cobre es más electronegativo que el zinc y, por lo tanto, se ioniza con menos facilidad (Barry & Napier, 2006):



En el proceso de activación de los minerales óxidos está basado en la sulfurización es decir, que en el proceso “las actividades de mayor importancia es la depresión jugando un papel activo en ion SH^- , y en las activaciones de mayor importancia en el ion $\text{S}^{=}$ ” (Sutulov, 1963, pág. 100).

Como ocurre en la activación de la cerusita de acuerdo a la reacción:



2.3.2.4.2. Depresores.

Para realizar una flotación óptima de los sulfuros de interés económico es necesario realizar una depresión de los sulfuros que no tiene por lo que, “los depresores actúan opuesta a los activadores y contrarrestan la recolección. Un depresor natural es el limo, la presencia en las capas de las partículas, tiene una acción retardante sobre la adsorción de los colectores en ellos” (Kumar, 2003, pág. 199).

Por otra parte, “La depresión se utiliza para aumentar la selectividad de la flotación al hacer que ciertos minerales sean hidrófilos, evitando así su flotación” (Barry & Napier, 2006, pág. 279).

Entre los químicos utilizados como depresores, se puede mencionar:

Tabla 2 Principales depresores

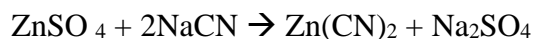
Reactivo	Deprime	Flotación
Cianuro de sodio	pirita (FeS ₂)	galena (PbS) esfalerita (ZnS) sulfuro de cobre (CuS)
Sulfato de zinc	esfalerita	galena
K₂Cr₂O₇	galena (PbS)	
ferrocianuro de sodio	sulfuros de cobre	molibdenita (MoS ₂)
Cal	pirita	
Silicato de sodio	cuarzo	
Dextrinas	grafito y el talco	sulfuro

Nota: Fuente elaborado en función a (Kumar, 2003, pág. 199)

De acuerdo la tabla se detalla que el ion cianuro deprime a los sulfuros, el ion dicromato a la galena, pero, “ocurren otras reacciones más complejas. Para ayudar a la depresión y se considera que el cianuro. reacciona con sulfato de zinc para formar cianuro

de zinc, que es relativamente insoluble, y precipita en la superficie de esfalerita, volviéndola hidrófila” (Barry & Napier, 2006, pág. 280).

La prevención de la adsorción del colector:



2.3.2.4.3. **Modificadores de pH.**

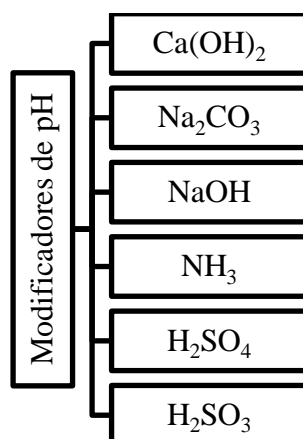
Los minerales en el proceso de flotación tienen su propio comportamiento en el proceso flotación, esto está relacionado con el pH por lo que,

(Sutulov), los modificadores del pH pertenecerían, a un grupo u otro, según la importancia relativa del H^+ u OH^- en una determinada flotación.

Por lo que el mecanismo de funcionamiento de los distintos modificadores es tan variable como su composición y clasificación: en unos casos influyen en la disociación y concentración iónica de las pulpas, que en forma directa e indirecta influyen la estructura en las dobles capas eléctricas alrededor de las partículas de minerales, potenciales electroquímico y cinético, etc.; en otros casos influyen directamente en la adsorción y desorción de los reactivos; finalmente hay modificadores que forman simplemente recubrimientos de película con las propiedades deseadas para una cierta separación selectiva (Sutulov, 1963, pág. 93).

Se podría citar algunos de los reguladores de pH usados en la flotación de los minerales en los procesos metalúrgicos:

Figura 5 Reactivos modificadores de pH



Nota: fuente elaborado en función de la información extraído de (Kumar, 2003, pág. 199)

2.4. 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. **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.
- g. **Costo.** Los beneficios sacrificados para adquirir bienes y servicios. El valor del sacrificio hecho para adquirir bienes o servicios.
- h. **Cu.** cobre
- i. **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.

- j. **Lama.** Cieno blando y suelto, pero pegajoso con contenidos metálicos mínimos. Igual que Lodo.
- k. **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.
- l. **Mena.** Se denomina así a toda acumulación de mineral con contenido valioso recuperable por algún proceso metalúrgico.
- m. **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.
- n. **Optimización.** Es el proceso de modificación de un sistema para mejorar su eficiencia o también el uso de los recursos disponibles.
- o. **Oxidación.** Reacción química provocada por la exposición al oxígeno modificando la composición química de un mineral.
- p. **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.
- q. **pH.** Manera de expresar la concentración de ión hidrógeno con términos de potencias 10, el logaritmo negativo de la concentración de ión hidrógeno.
- r. **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.
- s. **Proceso.** Conjunto de las fases sucesivas de un fenómeno natural o de una operación artificial.
- t. **Sulfuros.** Son compuestos que en su estructura tiene enlace de azufre y pertenecen todos los minerales sulfuros como piritita, calcopiritita, blenda, galena, etc.

2.5. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS.

2.5.1. Hipótesis General.

Con un tratamiento óptimo de blending de minerales sulfurados y oxidados, será posible obtener una concentración óptima de plomo cobre y zinc a nivel experimental en la Planta Concentradora Sacracancha-2018.

2.5.2. Hipótesis Específicas.

- El uso adecuado de los depresores, nos permitirá obtener un concentrado de calidad de plomo, cobre y zinc.
- El empleo adecuado de los colectores, nos permitirá obtener una recuperación optima de plomo cobre y zinc en los concentrados respectivos.
- Evaluar en qué medida el tiempo empleo en la flotación, nos permitirá obtener una recuperación optima de plomo, cobre y zinc en sus respectivos concentrados.

2.6. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.

Para las operaciones de las variables se tiene en cuenta en el tratamiento de blending el tiempo, depresores y activadores en función a ello en la concentración se obtendrá la calidad del concentrado y la recuperación de los plomo, cobre y zinc en estudio.

Tabla 3. Variables

Variable	Concepto	Dimensión	Indicador
Independiente			
Tratamiento de blending	Es la forma o los medios que se utilizan para llegar a la concentración de menas de interés pariendo de una mezcla de dos o más minerales que se juntan sin cambiar químicamente.	Acondicionamiento parámetro	<ul style="list-style-type: none"> - Tiempo - Depresores - Colectores
Dependiente			
Concentración	Es la forma de elevar la ley o calidad de una mena de valor comercial de interés	Control	<ul style="list-style-type: none"> - Calidad. - Recuperación.
Intervinientes			
		Preparación	<ul style="list-style-type: none"> - Granulometría. - 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.

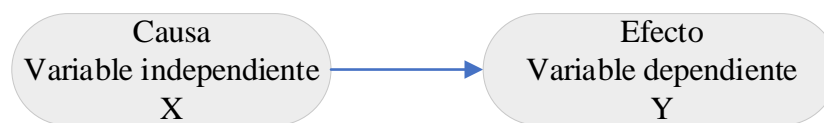
3.1.2. Nivel de Investigación.

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 6 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 sulfurados y óxidos, posterior mente 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 las pruebas experimentales.

4.1.1. Ley de mineral en estudio.

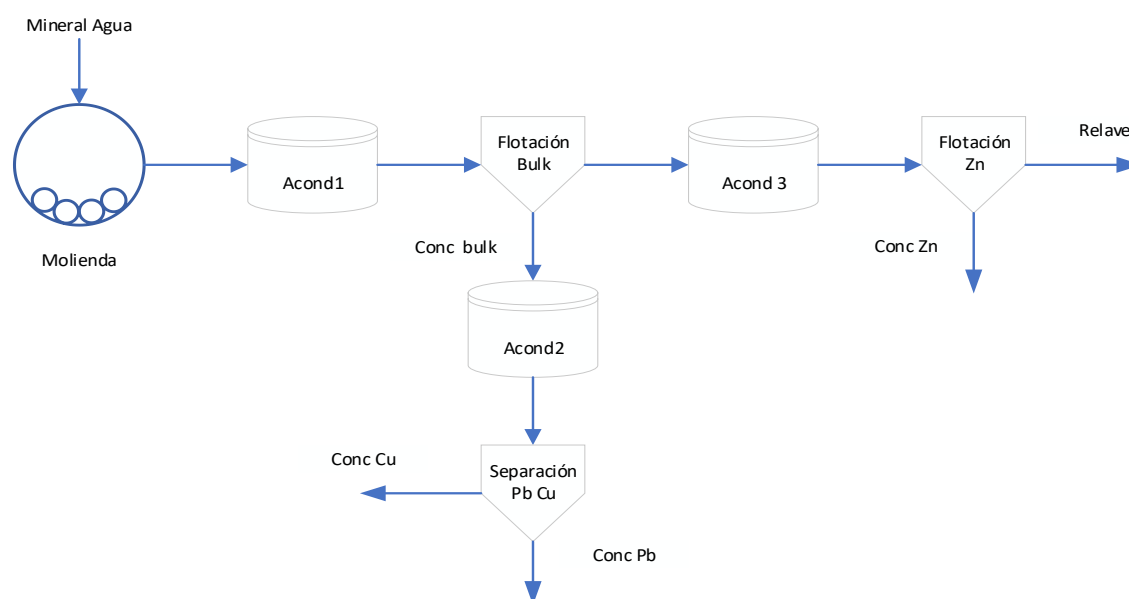
El mineral en estudio está constituido por minerales sulfurados y óxidos de los cuales los elementos de interés están constituidos por plata, plomo, zinc y como elementos contaminantes hierro, arsénico, etc. Esto se puede apreciar en la tabla 4 con su determinado porcentaje presente en el mineral.

Tabla 4 Ley de cabeza del mineral en estudio

Ag onz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	%As	%Fe
4.09	2.69	0.36	8.44	0.08	19.9

4.1.2. Diseño de la prueba experimental.

Figura 7 Diseño para la prueba experimental



4.1.3. Reactivos empleados en la prueba experimental.

Los reactivos empleados en las pruebas experimentales son los siguientes: cianuros de sodio, sulfato de zinc, bisulfito de sodio, dicromato de sodio, Z-11, minesper-800, A-208, MIBC, D-250.

El proceso empleado en la prueba experimental está constituido de la siguiente manera, preparación de reactivo, adición de los reactivos, molienda, acondicionamiento, flotación bulk, acondicionamiento, separación cobre plomo, acondicionamiento de zinc y flotación zinc.

Molino 12"x12"

mineral	1 kg
Agua	500 mL

Preparación de reactivo

Porcentaje de solido	5 %
ZnSO ₄	5 g
NaCN	5 g
Volumen	100 mL

Adición al molino

NaCN	2 mL
ZnSO ₄	20 mL
Bisulfito de Sodio	mL

Acondicionamiento

ZnSO ₄	5 mL
Z-11	3 mL
A-208	10 gotas

Flotación bulk

Tiempo	12 minutos
pH	7
ZnSO ₄	16 mL
Z-11	30 gotas
MIBC	6 gotas
Bisulfito de sodio	35 gotas
D-250	25 gotas

Separación

Bicromato de sodio	50 mL
Bisulfito de sodio	15 mL

Flotación Zinc

pH	11
ZnSO ₄	60 mL
Z-11	5 gotas
D-250	15 gotas

4.2. Resultados de las pruebas de flotación.

El resultado de las pruebas de flotación que mejor resultados se obtuvo es la séptima pruebas como se describe en la tabla 5.

Tabla 5 Resultado de la flotación N°07

	onz/Tc			%		
	Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe
Cabeza	4.09	2.69	0.36	8.44	0.08	19.90
Con Cu	10.85	12.14	2.02	9.70	0.87	
Con Pb	29.95	38.84	0.54	3.92	1.12	
Con Zn	3.50	3.31	0.21	52.30	1.02	
Con Bulk	51.50	61.93	0.08	5.30	1.26	
Relave	1.10	0.22	0.02	0.35	0.05	
Cab. Calc	3.09	2.69	0.36	8.44	0.31	

Nota: Fuente laboratorio químico.

En función de la tabla 5 se aprecia que la ley de cabeza que ingresa al proceso está constituida de Ag 4.09 onz/Tc, 2.69% Pb, 0.36% Cu, 8.44% Zn, 0.08% As y 19.9% Fe. El concentrado bulk tiene 51.50 onz Ag/Tc, 61.93% Pb, 0.08% Cu, 53% Zn, y 1.26% As. Mientras que para el concentrado de zinc se tiene 3.50 onz Ag/Tc, 3.31% Pb, 0.21% Cu, 52.3% Zn, y 1.02% As. El concentrado de cobre tiene 10.85 onz Ag/Tc, 12.14% Pb, 2.02% Cu, 9.70% Zn, y 0.85% As, y el concentrado de plomo tiene 29.95 onz Ag/Tc, 38.84% Pb, 0.54% Cu, 3.92% Zn, y 1.12% As y el relave tiene 1.1 onz Ag/Tc, 0.22% Pb, 0.02% Cu, 0.35% Zn, y 0.05% As.

Los reactivos empleados en la prueba de flotación N°7, se describe en la tabla 6 que a continuación se detalla.

Tabla 6 Reactivos empleados en la prueba de flotación N°7

Mineral	Cantidad	Unidad	Cantidad	Consumo
Mineral	1	kg		
Sólidos de reactivos	5	%		
NaHSO ₃	23	mL	1.165	kg/ TM
NaCN	2	mL	0.102	kg/ TM
ZnSO ₄	90	mL	4.614	kg/ TM
CuSO ₄	50	mL	2.572	kg/ TM
Z-11	16	mL	0.808	kg/ TM
MIBC	6	gotas	0.258	kg/ TM
D-250	45	gotas	2.138	kg/ TM
Minesper-800	2	gotas	0.087	kg/TM
A-208	10	gotas	0.575	kg/TM

Nota: Fuente laboratorio metalúrgico obtenidos de las pruebas experimentales.

De la tabla 6 se detalla los reactivos usados NaHSO₃ 1.165 kg/TM, NaCN 0.102 kg/TM, ZnSO₄ 4.614 kg/ TM, CuSO₄ 2.572 kg/ TM, Z-11 0.808 kg/ TM, MIBC 0.258 kg/TM, D-250 2.138 kg/ TM, Minesper-800 0.087 kg/TM, A-208 0.575 kg/TM

El tiempo y el pH empleados en las pruebas experimentales desde la molienda hasta la flotación de los concentrados se describen en la tabla 7, como se aprecia a continuación.

Tabla 7 Tiempo y pH en las etapas del proceso experimental

Etapas	Tiempo Minutos	pH
Molienda	10	7
Acondicionamiento bulk	10	7
Flotación bulk	12	7
Separación	3	9.5
Acondicionamiento zinc	6	11
Flotación zinc	8	11

Nota: Fuente laboratorio metalúrgico obtenido de las pruebas.

El tiempo y pH empleado en el proceso de las pruebas de flotación se detalla en la tabla 7, para la molienda 10 minutos a un pH natural 7, acondicionamiento bulk 10 minutos a pH 7, flotación bulk 12 minutos a un pH 7, separación cobre plomo 3 minutos a un pH 9.5, acondicionamiento del zinc 6 minutos a un pH 11 y flotación del zinc 8 minutos a un pH 11.

4.2.1. Resultados de las pruebas de flotación bulk y zinc.

Los resultados obtenidos para el concentrado bulk después de los cálculos se detallan en la tabla 8 para las 7 pruebas realizadas.

Tabla 8 Calidad y recuperación del concentrado bulk

Pruebas	Concentrado bulk							
	Ag onz/Tc	Calidad			Recuperación %			
		%Pb	%Cu	%Zn	Ag	Pb	Cu	Zn
N°1-1	4.81	4.61	1.89	8.89	8.47	14.98	0.73	0.52
N°1-2	22.49	11.61	4.05	6.20	29.69	15.07	13.70	0.97
N°2	6.60	3.07	2.02	10.09	41.09	47.12	3.41	0.28
N°3	8.75	5.81	1.93	10.71	89.00	85.70	8.72	1.37
N°4-1	25.72	17.18	9.87	8.45	44.69	44.93	18.42	1.11
N°4-2	20.46	16.06	3.37	17.51	23.50	10.80	11.96	3.28
N°5								
N°6	10.20	10.93	1.89	8.04	64.92	84.29	4.24	1.17
N°7	51.50	61.93	0.08	5.30	87.18	94.56	9.15	4.54

Nota: Fuente datos procesados de las pruebas experimentales mediante Excel 2019.

De la tabla 8 de las 7 pruebas realizadas y duplicadas para la primera y cuarta prueba el mejor resultado se puede apreciar que la 7 prueba tiene una condición más adecuado para los objetivos de la prueba donde la calidad del concentrado bulk 51.5 onz Ag/Tc, 61.93% Pb, 0.08% Cu, 5.3% Zn y una recuperación de 87.18% Ag, 94.56% de Pb, 9.15% Cu y 4.54% Zn.

Los resultados obtenidos para el concentrado de zinc después de los cálculos se detallan en la tabla9para las 7 pruebas realizadas.

Tabla 9 Calidad y recuperación del concentrado de zinc(bulk)

Pruebas	Concentrado zinc							
	Calidad				Recuperación %			
	Ag onz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	Ag	Pb	Cu	Zn
N°1-1	2.92	1.16	1.20	10.44	65.34	47.92	66.67	91.54
N°1-2	2.79	3.92	0.56	25.75	40.55	56.02	23.27	96.10
N°2	2.60	1.03	0.77	50.47	50.69	49.50	40.75	94.95
N°3	2.91	2.40	1.02	51.16	9.15	10.95	45.42	96.96
N°4-1	2.77	1.85	2.96	22.57	29.14	29.30	79.52	63.71
N°4-2	2.26	8.80	0.94	35.71	34.76	79.28	34.39	87.88
N°5								
N°6	3.24	1.34	2.56	51.50	21.53	10.79	79.86	97.10
N°7	3.50	3.31	0.21	52.30	4.65	3.97	59.29	92.02

Nota: Fuente datos procesados de las pruebas experimentales mediante Excel 2019.

De la tabla 9 de las 7 pruebas realizadas y duplicadas para la primera y cuarta prueba el mejor resultado se puede apreciar que la 2,3, 6 y 7 prueba tiene una condición más adecuado para los objetivos de la prueba donde la calidad del concentrado de zinc para prueba 2, 2.6 onz Ag/Tc, 1.03% Pb, 0.77% Cu, 50.47% Zn y una recuperación de 50.69% Ag, 49.50% de Pb, 40.75% Cu y 94.95% Zn. Para prueba 3, 2.91 onz Ag/Tc, 2.40% Pb, 1.02% Cu, 51.16% Zn y una recuperación de 9.15% Ag, 10.95% de Pb, 45.42% Cu y 96.96% Zn. En la prueba 6, 3.24 onz Ag/Tc, 1.34% Pb, 2.56% Cu, 51.50% Zn y una recuperación de 21.53% Ag, 10.79% de Pb, 79.86% Cu y 97.10% Zn y la prueba 7, 3.50 onz Ag/Tc, 3.31% Pb, 0.21% Cu, 52.30% Zn y una recuperación de 4.65% Ag, 3.97% de Pb, 59.29% Cu y 92.02% Zn.

4.2.2. Resultados de las pruebas de flotación de concentrado de cobre, plomo y zinc.

Los resultados obtenidos para el concentrado de cobre después de los cálculos se detallan en la tabla 10 para las 7 pruebas realizadas.

Tabla 10 Calidad y recuperación del concentrado de cobre

Pruebas	Concentrado Cu							
	Calidad				Recuperación %			
	Ag onz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	Ag	Pb	Cu	Zn
N°1-1	1.46	0.71	12.21	2.63	1.67	1.41	25.36	0.96
N°1-2	17.00	12.37	1.62	2.47	15.31	10.34	3.90	0.55
N°2	18.99	13.67	2.89	4.85	37.60	19.09	16.14	1.17
N°3	19.30	6.15	2.93	9.68	52.70	17.52	31.96	7.68
N°4-1	41.27	9.00	25.44	5.10	3.03	0.45	4.19	0.08
N°4-2	25.95	18.20	5.53	10.30	25.83	11.10	12.92	1.75
N°5								
N°6	28.89	10.60	6.34	6.80	12.47	2.62	6.01	0.47
N°7	10.85	12.14	2.02	9.70	54.97	70.63	87.81	17.99

Nota: Fuente datos procesados de las pruebas experimentales mediante Excel 2019.

De la tabla 10 de las 7 pruebas realizadas y duplicadas para la primera y cuarta prueba el mejor resultado se puede apreciar que la 4-1 y 7, en la prueba 4-1 tiene una condición más adecuado para los objetivos desde el punto vista de calidad el concentrado cobre 41.27 onz Ag/Tc, 9.00% Pb, 25.44% Cu, 5.1% Zn y una recuperación de 3.03% Ag, 0.45% de Pb, 4.19% Cu y 0.08% Zn. Desde el punto de vista de recuperación la prueba 7 tiene una condición más adecuado para los objetivos de la prueba donde la calidad del concentrado cobre 10.85 onz Ag/Tc, 12.14% Pb, 2.02% Cu, 9.70% Zn y una recuperación de 54.97% Ag, 70.63% de Pb, 87.81% Cu y 17.99% Zn.

Los resultados obtenidos para el concentrado de plomo después de los cálculos se detallan en la tabla 11 para las 7 pruebas realizadas.

Tabla 11 Calidad y recuperación del concentrado de plomo

Pruebas	Concentrado Pb							
	Calidad				Recuperación %			
	Ag onz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	Ag	Pb	Cu	Zn
N°1-1	2.33	17.78	1.35	6.47	1.67	22.19	1.76	1.49
N°1-2	23.50	13.25	9.14	5.60	11.24	5.88	11.70	0.66
N°2	6.70	36.50	1.10	13.00	18.10	69.53	8.38	4.27
N°3	4.06	7.89	1.14	15.67	35.01	70.99	39.28	39.25
N°4-1	13.85	49.32	1.56	12.94	28.69	69.04	7.26	5.56
N°4-2	15.30	4.01	20.20	16.27	1.47	0.24	4.55	0.27
N°5								
N°6	3.33	15.52	1.10	7.62	32.07	85.63	23.24	11.70
N°7	29.95	38.84	0.54	3.92	5.31	7.91	0.82	0.25

Nota: Fuente datos procesados de las pruebas experimentales mediante Excel 2019.

De la tabla 11 de las 7 pruebas realizadas y duplicadas para la primera y cuarta prueba el mejor resultado se puede apreciar que la 2,4-1 y 7 prueba tiene una condición más adecuado para los objetivos de la prueba donde la calidad del concentrado de plomo para prueba 2, 2.70 onz Ag/Tc, 36.50% Pb, 1.10% Cu, 13.00% Zn y una recuperación de 18.10% Ag, 69.53% de Pb, 8.38% Cu y 4.27% Zn. Para prueba 4-1, 13.85 onz Ag/Tc, 49.32% Pb, 1.56% Cu, 12.94% Zn y una recuperación de 28.69% Ag, 69.04% de Pb, 7.26% Cu y 5.56% Zn, y la prueba 7, 29.95 onz Ag/Tc, 38.84% Pb, 0.54% Cu, 3.92% Zn y una recuperación de 5.31% Ag, 7.91% de Pb, 0.82% Cu y 0.25% Zn.

Los resultados obtenidos para el concentrado de zinc después de los cálculos se detallan en la tabla 11 para las 7 pruebas realizadas.

Tabla 12 Calidad y recuperación del concentrado de zinc

Pruebas	Concentrado Zn							
	Calidad				Recuperación %			
	Ag onz/Tc	%Pb	%Cu	%Zn	Ag	Pb	Cu	Zn
N°1-1	2.92	1.16	1.20	10.44	47.73	51.54	79.18	61.65
N°1-2	2.79	3.92	0.56	25.75	42.36	55.26	22.75	95.88
N°2	2.60	1.03	0.77	50.47	38.11	10.65	31.84	90.04
N°3	2.91	2.40	1.02	51.16	10.22	8.79	14.31	52.17
N°4-1	2.77	1.85	2.96	22.57	35.98	16.24	86.32	60.79
N°4-2	2.26	8.80	0.94	35.71	33.04	78.81	32.24	89.03
N°5								
N°6	3.24	1.34	2.56	51.50	34.04	8.07	59.01	86.29
N°7	3.50	3.31	0.21	52.30	14.41	15.65	7.42	78.81

Nota: Fuente datos procesados de las pruebas experimentales mediante Excel 2019

De la tabla 12 de las 7 pruebas realizadas y duplicadas para la primera y cuarta prueba el mejor resultado se puede apreciar que la 2, 6 y 7 prueba tiene una condición más adecuado para los objetivos de la prueba donde la calidad del concentrado de zinc para prueba 2, 2.6 onz Ag/Tc, 1.03% Pb, 0.77% Cu, 50.47% Zn y una recuperación de 38.11 Ag, 10.65% de Pb, 31.84% Cu y 90.04 Zn. En la prueba 6, 3.24 onz Ag/Tc, 1.34% Pb, 2.56% Cu, 51.50% Zn y una recuperación de 34.04% Ag, 8.07% Pb, 59.01% Cu y 86.29% Zn y la prueba 7, 3.50 onz Ag/Tc, 3.31% Pb, 0.21% Cu, 52.30% Zn y una recuperación de 14.41% Ag, 15.65% de Pb, 7.42% Cu y 78.81% Zn.

CAPITULO V

DISCUSIÓN CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Discusión.

En el presente estudio sobre tratamiento de blending de minerales sulfurados y oxidados para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental en la planta concentradora Sacracancha-2018, el mineral a tratar tiene una ley de cabeza en promedio de Ag 4.09onz/Tc, 2.69% Pb, 0.36% Cu, 8.44% Zn, 0.08% As y 19.9% Fe. Los reactivos empelados en promedio se tienen NaHSO₃ 1.165 kg/TM, NaCN 0.102 kg/TM, ZnSO₄ 4.614 kg/ TM, CuSO₄ 2.572 kg/ TM, Z-11 0.808 kg/ TM, MIBC 0.258 kg/TM, D-250 2.138 kg/ TM, Minesper-800 0.087 kg/TM, A-208 0.575 kg/TM.

El tiempo y pH empleado en el proceso de las pruebas de flotación se detalla en la tabla 7, para la molienda 10 minutos a un pH natural 7, acondicionamiento bulk 10 minutos a pH 7, flotación bulk 12 minutos a un pH 7, separación cobre plomo 3 minutos a un pH 9.5, acondicionamiento del zinc 6 minutos a un pH 11 y flotación del zinc 8 minutos a un pH 11. El proceso de recuperación si se deseará realizar un concentrado bulk y concentrado de zinc se tendría de las 7 pruebas experimentales para el concentrado bulk el mejor resultado es la séptima pruebas con los siguientes resultados 51.5 onz Ag/Tc, 61.93% Pb, 0.08% Cu, 5.3% Zn y una recuperación de 87.18% Ag, 94.56% de Pb, 9.15% Cu y 4.54% Zn. Mientras que para el concentrado de zinc se tendría los siguientes para la prueba 2, 2.6 onz Ag/Tc, 1.03% Pb, 0.77% Cu, 50.47% Zn y una recuperación de 50.69% Ag, 49.50% de Pb, 40.75% Cu y 94.95% Zn. Para prueba 3, 2.91 onz Ag/Tc, 2.40% Pb, 1.02% Cu, 51.16% Zn y una recuperación de 9.15% Ag, 10.95% de Pb, 45.42% Cu y 96.96% Zn. En la prueba 6, 3.24 onz Ag/Tc, 1.34% Pb, 2.56% Cu, 51.50% Zn y una recuperación de 21.53% Ag, 10.79% de

Pb, 79.86% Cu y 97.10% Zn y la prueba 7, 3.50 onz Ag/Tc, 3.31% Pb, 0.21% Cu, 52.30% Zn y una recuperación de 4.65% Ag, 3.97% de Pb, 59.29% Cu y 92.02% Zn.

Por otra parte, si se deseará realizar una concentración de cobre, plomo y zinc, se tendría el mejor resultado para el concentrado de cobre, la prueba 4-1 desde el punto vista de calidad el concentrado cobre 41.27 onz Ag/Tc, 9.00% Pb, 25.44% Cu, 5.1% Zn y una recuperación de 3.03% Ag, 0.45% de Pb, 4.19% Cu y 0.08% Zn. Desde el punto de vista de recuperación la prueba 7 tiene una calidad del concentrado cobre 10.85 onz Ag/Tc, 12.14% Pb, 2.02% Cu, 9.70% Zn y una recuperación de 54.97% Ag, 70.63% de Pb, 87.81% Cu y 17.99% Zn. Para el concentrado de plomo para prueba 2, 2.70 onz Ag/Tc, 36.50% Pb, 1.10% Cu, 13.00% Zn y una recuperación de 18.10% Ag, 69.53% de Pb, 8.38% Cu y 4.27% Zn. Para prueba 4-1, 13.85 onz Ag/Tc, 49.32% Pb, 1.56% Cu, 12.94% Zn y una recuperación de 28.69% Ag, 69.04% de Pb, 7.26% Cu y 5.56% Zn, y la prueba 7, 29.95 onz Ag/Tc, 38.84% Pb, 0.54% Cu, 3.92% Zn y una recuperación de 5.31% Ag, 7.91% de Pb, 0.82% Cu y 0.25% Zn.

Para el concentrado de zinc se tiene para prueba 2, 2.6 onz Ag/Tc, 1.03% Pb, 0.77% Cu, 50.47% Zn y una recuperación de 38.11 Ag, 10.65% de Pb, 31.84% Cu y 90.04% Zn. En la prueba 6, 3.24 onz Ag/Tc, 1.34% Pb, 2.56% Cu, 51.50% Zn y una recuperación de 34.04% Ag, 8.07% Pb, 59.01% Cu y 86.29% Zn y la prueba 7, 3.50 onz Ag/Tc, 3.31% Pb, 0.21% Cu, 52.30% Zn y una recuperación de 14.41% Ag, 15.65% de Pb, 7.42% Cu y 78.81% Zn.

Para (Sarquís), “en medio ácido, pH 4,5, se determinó una mayor depresión con la presencia de solo el 10% del sulfuro en la espuma en lugar del 90% determinado en la flotación si aplicar el depresor”. “En espuma reporta 92 al 98% del cobre y colas de flotación 80 al 89% del molibdeno. Debe ser tratado con depresores específicos para cobre para aumentar el Mo del 50% y reducir el cobre en menos del 2%”. (Sarquís)

Para (Molina) las mayores recuperaciones en agua de mar 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.

(Delgado) “Para tener éxito en la flotación es necesario controlar desde la calidad del mineral en mina, el producto chancado a molienda, liberación de los valiosos y posible aplicación de flotación flash, densidades de pulpa en las etapas de flotación”. Referente a la “calidad y dosificación automática de reactivos, control de cargas circulantes y remolienda de medios de flotación, automatización de equipos en control de nivel de pulpa, control automático de pH y uso de analizadores químicos en línea”. (Delgado).

Para (Guillen) “mediante el diseño experimental se determinó el orden de importancia de las 4 variables elegidas para el presente trabajo dentro de las operaciones de la planta concentradora, siendo que las más importantes fueron los reactivos Min1550 y Min1500”.

(Chullo) “a medida que aumenta el producto de solubilidad de los minerales la flotabilidad disminuye, los minerales oxidados de plomo tienen productos de solubilidad altos en relación a los minerales sulfurados”. Por otra parte, la cuando son “comparando la solubilidad de la anglesita con la de la cerusita, se observa que la de la anglesita es mucho mayor, por lo que la anglesita es menos flotable que la cerusita”. (Chullo)

5.2. Conclusiones.

Sobre tratamiento de blending de minerales sulfurados y oxidados para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental en la planta concentradora Sacracancha-2018, se puede llegar a las siguientes conclusiones:

Para un mineral en promedio de Ag 4.09onz/Tc, 2.69% Pb, 0.36% Cu, 8.44% Zn, 0.08% As y 19.9% Fe. Empleando los reactivos en promedio de NaHSO₃ 1.165 kg/TM, NaCN 0.102

kg/TM, ZnSO₄ 4.614 kg/ TM, CuSO₄ 2.572 kg/ TM, Z-11 0.808 kg/ TM, MIBC 0.258 kg/TM, D-250 2.138 kg/ TM, Minesper-800 0.087 kg/TM, A-208 0.575 kg/TM.

A una molienda 10 minutos a un pH natural 7, acondicionamiento bulk 10 minutos a pH 7, flotación bulk 12 minutos a un pH 7, separación cobre plomo 3 minutos a un pH 9.5, acondicionamiento del zinc 6 minutos a un pH 11 y flotación del zinc 8 minutos a un pH 11. El proceso de recuperación si se deseará realizar un concentrado bulk y concentrado de zinc se tendría de las 7 pruebas experimentales para el concentrado bulk el mejor resultado es la séptima pruebas con los siguientes resultados 51.5 onz Ag/Tc, 61.93% Pb, 0.08% Cu, 5.3% Zn y una recuperación de 87.18% Ag, 94.56% de Pb, 9.15% Cu y 4.54% Zn.

Para el zinc concentrado bulk y concentrado zinc es la prueba 6, 3.24 onz Ag/Tc, 1.34% Pb, 2.56% Cu, 51.50% Zn y una recuperación de 21.53% Ag, 10.79% de Pb, 79.86% Cu y 97.10% Zn, si se relaciona concentrado bulk y concentrado zinc es la prueba 7, 3.50 onz Ag/Tc, 3.31% Pb, 0.21% Cu, 52.30% Zn y una recuperación de 4.65% Ag, 3.97% de Pb, 59.29% Cu y 92.02% Zn.

Desde el punto global la mejor alternativa de recuperación y calidad de concentrado es la séptima flotación con una concentración bulk y concentración de zinc.

5.3. Recomendaciones.

En resultado de las pruebas realizadas sobre, tratamiento de blending de minerales sulfurados y oxidados para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental en la planta concentradora Sacracancha-2018, se puede recomendar los siguientes:

Realizar una prueba de flotación con diferentes grados de molienda con una concentración de reactivos al 1% para un mejor control de la dosificación.

Aplicar el diseño factorial para identificar las variables que tiene un efecto en los resultados de las pruebas de flotación como calidad y recuperación.

Realizar una flotación por etapas primero los sulfuros y luego los óxidos, para poder realizar una mejor recuperación.

Uso de reactivos específicos para la recuperación de minerales secundarios para poder realizar una recuperación óptima.

BIBLIOGRAFÍA

- Aguilar, D., Ruiz, E., & Avilés, L. (10 de 25-28 de 2017). *Recuperación de plomo y plata a partir de menas polimetálicas con cerusita y alto contenido de pirita*. Obtenido de Conferencia internacional de minería: www.expomineria.mx/Pdf/TrabajosTecnicos/TT117.docx
- Arrau, J. (2006). *Manual general de minería y metalurgia*. Santiago: Servicios de Impresión Laser S.A.
- Azañero, A., Núñez, P., Figueroa, A., León, L., Fernández, S., Orihuela, R., . . . Choy, R. (s.f.). *Flotación de minerales oxidados de plomo*. Obtenido de Sistema virtual y biblioteca central: http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/publicaciones/geologia/vol5_n10/flotacion.pdf
- 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>
- Barry, W., & Napier, T. (2006). *Mineral processing technology*. Queensland: Elsevier Science & Technology Books.
- Bernal, C. (2010). *Metodología de la investigación*. Chía: Pearson.
- Bulatovic, S. (2007). *Handbook of flotation reagents*. Elsevier Science & Technology Books.
- Carrasco, S. (2005). *Metodología de la investigación científica*. Lima: San marcos.
- Chullo, A. (2014). *Estudio de investigación para flotar minerales oxidados de plomo en la planta bateas*. Arequipa: UNSA. Obtenido de

<http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/2648/IMchumae.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Cytec, I. (2002). *Mining Chemicals Handbook*.

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>

Drzymala, J. (2007). *Mineral processing*. Breslavia.

Esteban, M., & Domic, M. (2001). *Hidrometalurgia Fundamentos Procesos y Aplicaciones*. Santiago.

Fernandez, C. (2014). *Metodología de la investigación*. Mexico D.F: Mc Gram Hill .

Guillen, A. (2017). *estudio de investigación para controlar la activación de zinc en el circuito bulk en la mina huanzala*. Arequipa: UNSA. Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/5409/IMGuchaa.pdf?sequence=1>

Gupta, A., & Yan, D. (2006). *Introduction to Mineral Processing Design and Operation*. Perth.

Gutiérrez, C. (1969). Estudio electrocinético y de flotación de la casiterita. *Revista bolibariana*. Obtenido de http://www.revistasbolivianas.org.bo/scielo.php?pid=S2078-55932012000200010&script=sci_arttext&tlng=es

Kumar, C. (2003). *Chemical Metallurgy*. Mumbai: Wiley-VCH Verlag GmbH & Co. KGaA.

Molina, I. (2017). *Estudio del efecto de la aplicación de espumantes en el proceso de flotación de mineral mixto de cobre*. Santiago: Pontificia universidad catolica de chile.

Obtenido de

https://repositorio.uc.cl/bitstream/handle/11534/21927/Molina_Ignacio.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Sarquís, P. (2012). *Flotación selectiva de sulfuros complejos usando reactivos de baja toxicidad*. Oviedo: U. Oviedo.

Sutulov, A. (1963). *Flotación de minerales*. Concepción: Universidad de concepción.

Yianatos, J. (2005). *Flotación de Minerales*. Valparaiso.

ANEXOS

Anexo 1. Localización de la unjpsc



Anexo 2. Localización del P. Sacracancha



Anexo 3. Mapa Provincia de Recuay



Anexo 4. Mapa Departamento Ancash



Anexo 5. Mapa del Perú



Anexo 6 Matriz de consistencia general

Titulo		Problema	Objetivos	Hipótesis	Variable	Indicadores
		Generales	General	General	Independiente	
“ TRATAMIENTO DE BLENDING DE MINERALES SULFURADOS Y OXIDOS PARA LA CONCENTRACIÓN DE PLOMO COBRE Y ZINC A NIVEL EXPERIMENTAL EN LA PLANTA		¿En qué medida nos permitirá identificar las variables que actúan en forma positiva en la lixiviación de minerales oxidados mediante diseño factorial en la extracción de cobre a nivel laboratorio?	Evaluar el tratamiento de blending de minerales sulfurados y óxidos para la concentración de plomo cobre y zinc a nivel experimental en la planta concentradora Sacracancha-2018.	Con un tratamiento de blending de minerales sulfurados y óxidos, será posible obtener una concentración óptima de plomo cobre y zinc a nivel experimental en la Planta Concentradora Sacracancha-2018.	Tratamiento de blending	- Tiempo - Depresores - Colectores

Anexo 7 Matriz de consistencia específico

Titulo	Problema	Objetivos	Hipótesis	Variable	Indicad.
<p>“ TRATAMIENTO DE BLENDING DE MINERALES SULFURADOS Y OXIDOS PARA LA CONCENTRACIÓN DE PLOMO COBRE Y ZINC A NIVEL EXPERIMENTAL EN LA PLANTA CONCETRADORA SACRACANCHA-2018”</p>	<p>Específicos</p>	<p>Específicos</p>	<p>H. Específicos</p>	<p>Depend.</p>	
	<ul style="list-style-type: none"> - ¿En qué medida el uso de depresores, nos permitirá obtener la calidad de concentrado de plomo, cobre y zinc? - ¿En qué medida los colectores, nos permitirá realizar una recuperación optima de plomo cobre y zinc en los concentrados respectivos? - ¿En qué medida el tiempo empleo en la flotación, nos permitirá obtener una recuperación optima de plomo, cobre y zinc en sus respectivos concentrados? 	<ul style="list-style-type: none"> - Evaluar en qué medida el uso de depresores, nos permitirá obtener la calidad de concentrado de plomo, cobre y zinc. - Evaluar en qué medida los colectores, nos permitirá realizar la recuperación optima de plomo cobre y zinc en los concentrados respectivos. - Evaluar en qué medida el tiempo empleo en la flotación, nos permitirá obtener una recuperación optima de plomo, cobre y zinc en sus respectivos concentrados. 	<ul style="list-style-type: none"> - El uso adecuado de los depresores, nos permitirá obtener un concentrado de calidad de plomo, cobre y zinc. - El empleo adecuado de los colectores, nos permitirá obtener una recuperación optima de plomo cobre y zinc en los concentrados respectivos. - Evaluar en qué medida el tiempo empleo en la flotación, nos permitirá obtener una recuperación optima de plomo, cobre y zinc en sus respectivos concentrados. 	<p>Concentración</p>	<ul style="list-style-type: none"> - Calidad. -Recuperación.

Anexo 8 Balance metalúrgico prueba N°1-1 concentrado Cu Pb y Zn

	g	onz/Tc		%					onz		TM					%				
		Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As		
Cabeza	1000	3.79	1.67	1.6	9.06	0.08	16.67	0.00418	16.70	16.00	90.60	0.80	166.7	100.00	100	100	100	100	100	
Con Cu	33	1.46	0.71	12.21	2.63	0.36		0.00005	0.24	4.06	0.87	0.12		1.28	1.41	25.36	0.96	14.95		
Con Pb	21	2.33	17.78	1.35	6.47	0.98		0.00005	3.71	0.28	1.35	0.20		1.28	22.19	1.76	1.49	25.53		
Con Zn	687	2.92	1.16	1.2	10.44	0.1		0.00221	7.97	8.25	71.74	0.69		52.94	47.73	51.54	79.18	85.89		
Con Bulk	54	4.81	4.61	1.89	8.89	0.52		0.00029	2.49	1.02	4.81	0.28		6.86	14.93	6.39	5.31	35.14		
Relave	259	3.08	1.85	1.32	6.43	0.04		0.00088	4.79	3.42	16.64	0.10	0	21.03	28.67	21.35	18.37	12.94		
Cab. Cal.	1000	2.90	1.67	1.6	9.06	0.11		0.00320	16.70	16.00	90.60	1.11		76.53	100.00	100.00	100.00	139.31		

	g	onz/Tc		%					onz		TM					%				
		Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As		
Cabeza	1000	2.90	1.67	1.60	9.06	0.11	16.67	0.00320	16.70	16.00	90.60	1.11	166.7	100	100.00	100	100	100	100	
Con Cu	33	1.46	0.71	12.21	2.63	0.36		0.00005	0.24	4.06	0.87	0.12		1.67	1.41	25.36	0.96	10.73		
Con Pb	21	2.33	17.78	1.35	6.47	0.98		0.00005	3.71	0.28	1.35	0.20		1.67	22.19	1.76	1.49	18.33		
Con Zn	687	2.92	1.16	1.20	10.44	0.10		0.00221	7.97	8.25	71.74	0.69		69.17	47.73	51.54	79.18	61.65		
Relave	259	3.08	1.85	1.32	6.43	0.04		0.00088	4.79	3.42	16.64	0.10		27.48	28.67	21.35	18.37	9.29		
Cab. Cal.	1000	2.90	1.67	1.60	9.06	0.11	0	0.00320	16.70	16.00	90.60	1.11	0	100	100	100	100	100	100	

Anexo 9 Balance metalúrgico prueba N°1-1 concentrado bulk y Zn

	g	onz/Tc		%					onz		TM					%				
		Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As		
Cabeza	1000	3.79	1.67	1.60	9.06	0.08	16.67	0.00418	16.70	16.00	90.60	0.80	166.7	100	100	100	100	100	100	
Con Bulk	54.07	4.81	4.61	1.89	8.89	0.52	0.00	0.00029	2.49	0.09	0.41	0.01	0	6.86	14.93	0.57	0.45	1.23		
Con Zn	687.14	2.92	1.16	1.20	10.44	0.10	0.00	0.00221	7.97	8.25	71.74	0.69	0	52.94	47.73	51.54	79.18	85.89		
Relave	1000.00	3.08	1.85	1.32	6.43	0.04	0.00	0.00340	18.50	13.20	64.30	0.40	0	81.27	110.78	82.50	70.97	50.00		
Cab. Calc	1741	3.07	1.66	1.24	7.84	0.06	0.00	0.00589	28.9633	21.5366	136.4471	1.0970	0.0000	141.07	173.43	134.60	150.60	137.12		

	g	onz/Tc		%					onz		TM					%				
		Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As		
Cabeza	1000	3.07	1.66	1.24	7.84	0.06	0.00	0.00338	16.63	12.37	78.36	0.63	166.7	100	100	100	100	100	100	
Con Bulk	54.07	4.81	4.61	1.89	8.89	0.52	0.00	0.00029	2.49	0.09	0.41	0.01	0	8.47	14.98	0.73	0.52	1.56		
Con Zn	687.14	2.92	1.16	1.20	10.44	0.10	0.00	0.00221	7.97	8.25	71.74	0.69	0	65.34	47.92	66.67	91.54	109.07		
Relave	1000.00	3.08	1.85	1.32	6.43	0.04	0.00	0.00340	18.50	13.20	64.30	0.40	0	100.31	111.22	106.72	82.05	63.49		
Cab. Calc	1741	3.07	1.66	1.24	7.84	0.06	0.00	0.00589	28.9633	21.5366	136.4471	1.0970	0.0000	174.12	174.12	174.12	174.12	174.12		

Anexo 12 Balance metalúrgico prueba N°2 concentrado Cu Pb y Zn

	g	onz/Tc	%					onz	TM					%					
		Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As	
Cabeza	1000	1.67	2.00	0.50	11.59	0.15	0.00184	20.00	5.00	115.90	1.50	0	100.00	100	100	100	100	100	
Con Cu	28	18.99	13.67	2.89	4.85	0.82	0.00058	3.82	0.81	1.35	0.23		31.76	19.09	16.14	1.17	15.27		
Con Pb	38	6.70	36.50	1.10	13.00	0.46	0.00028	13.91	0.42	4.95	0.18		15.29	69.53	8.38	4.27	11.68		
Con Zn	207	2.60	1.03	0.77	50.47	0.22	0.00059	2.13	1.59	104.36	0.45		32.19	10.65	31.84	90.04	30.33		
Con Bulk	66	6.60	3.07	2.02	10.09	0.30	0.00048	2.03	1.33	6.66	0.20		26.10	10.14	26.68	5.75	13.21		
Relave	727	0.12	0.02	0.30	0.72	0.00	0.00010	0.15	2.18	5.24	0.00	0	5.23	0.73	43.63	4.52	0.00		
Cab. Calc	1000	1.41	2	0.5	11.59	0.09	0.00	0.00155	20.00	5.00	115.90	0.86	0	84.46	100.00	100.00	100.00	57.28	

	g	onz/Tc	%					onz	TM					%				
		Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As
Cabeza	1000	1.41	2.00	0.50	11.59	0.09	0.00155	20.00	5.00	115.90	0.86	0	100	100.00	100	100	100	100
Con Cu	28	18.99	13.67	2.89	4.85	0.82	0.00058	3.82	0.81	1.35	0.23		37.60	19.09	16.14	1.17	26.66	
Con Pb	38	6.70	36.50	1.10	13.00	0.46	0.00028	13.91	0.42	4.95	0.18		18.10	69.53	8.38	4.27	20.40	
Con Zn	207	2.60	1.03	0.77	50.47	0.22	0.00059	2.13	1.59	104.36	0.45		38.11	10.65	31.84	90.04	52.94	
Relave	727	0.12	0.02	0.30	0.72	0.00	0.00010	0.15	2.18	5.24	0.00	0	6.19	0.73	43.63	4.52	0.00	
Cab. Calc	1000	1.41	2.00	0.50	11.59	0.09	0	0.00155	20.00	5.00	115.90	0.86	0	100	100	100	100	100

Anexo 13 Balance metalúrgico prueba N°2 concentrado bulk y Zn

	g	onz/Tc	%					onz	TM					%				
		Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As
Cabeza	1000	1.67	2.00	0.50	11.59	0.15	0.00	0.00184	20.00	5.00	115.90	1.50	0	100	100	100	100	100
Con Bulk	66.03	6.60	3.07	2.02	10.09	0.30	0.00	0.00048	2.03	0.13	0.31	0.01	0	26.10	10.14	2.67	0.27	0.40
Con Zn	206.77	2.60	1.03	0.77	50.47	0.22	0.00	0.00059	2.13	1.59	104.36	0.45	0	32.19	10.65	31.84	90.04	30.33
Relave	727.20	0.12	0.02	0.30	0.72	0.00	0.00	0.00010	0.15	2.18	5.24	0.00	0	5.23	0.73	43.63	4.52	0.00
Cab. Calc	1000	1.06	0.43	0.39	10.99	0.05	0.00	0.00117	4.3023	3.9070	109.9020	0.4610	0.0000	63.51	21.51	78.14	94.82	30.73

	g	onz/Tc	%					onz	TM					%				
		Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As	Fe	Ag	Pb	Cu	Zn	As
Cabeza	1000	1.06	0.43	0.39	10.99	0.05	0.00	0.00117	4.30	3.91	109.90	0.46	0	100	100	100	100	100
Con Bulk	66.03	6.60	3.07	2.02	10.09	0.30	0.00	0.00048	2.03	0.13	0.31	0.01	0	41.09	47.12	3.41	0.28	1.31
Con Zn	206.77	2.60	1.03	0.77	50.47	0.22	0.00	0.00059	2.13	1.59	104.36	0.45	0	50.69	49.50	40.75	94.95	98.69
Relave	727.20	0.12	0.02	0.30	0.72	0.00	0.00	0.00010	0.15	2.18	5.24	0.00	0	8.23	3.38	55.84	4.76	0.00
Cab. Calc	1000	1.06	0.43	0.39	10.99	0.05	0.00	0.00117	4.3023	3.9070	109.9020	0.4610	0.0000	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00