

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**“MEJORA EN LA EFICIENCIA DE RECUPERACIÓN DE
PIRITA AURIFERA EN PLANTA DE FLOTACIÓN
DE MINERALES SULFURADOS UTILIZANDO
COLECTOR TIONOCARBAMATO MT-6100”**

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

**ELABORADO POR
MAX WILLIAM TELLO LANDA**

**ASESOR
MSc. Ing. DAVID PEDRO MARTINEZ AGUILAR**

LIMA-PERU

2022

DEDICATORIA

A Dios por concederme una familia maravillosa, a mis padres Dionicio Tello y Gladis Landa que siempre me apoyaron en mis decisiones, a mi hermano Julio que siempre me brinda fuerzas para continuar desde el cielo; a mi esposa Pilar Paredes e hijas que han sido mi mayor motivación para no rendirme en el proceso, y a todos aquellos que me apoyaron a largo de toda mi formación profesional.

RESUMEN

La industria del sector minero ha sido impactada por el rebrote del virus y sus variantes en el Perú conocido como SARS-CoV-2, reduciendo la producción de metales valiosos respecto al año 2019, y comprometiendo la recuperación de finos según el presupuesto anual proyectado debido al déficit de recurso humano y escasa producción de reactivos; por ende, se ha generado pérdidas en las ventas de la producción de diversas empresas en el sector minero metalúrgico.

La investigación mediante las pruebas metalúrgicas de flotación se llevó a cabo en la Unidad de Producción Tambomayo de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A., situado en el distrito de Tapay, provincia de Caylloma, región Arequipa, a 4,800 m.s.n.m.

En este trabajo, se desarrollan las pruebas metalúrgicas de flotación para mejorar la flotabilidad de la pirita aurífera dentro de la etapa de flotación de Plomo – Oro, como parte de la recuperación de minerales valiosos con mayor contenido de oro y ciertos minerales no sulfurados con contenido de oro. La flotabilidad de la pirita se analiza considerando las características anisotrópicas de la superficie del mineral y el efecto que tiene el pH, y los colectores no polares en la flotabilidad de la pirita aurífera. Se enfatizan en la adsorción de colectores como el xantato amílico de potasio y tionocarbamato MT-6100 para hidrofobizar la superficie de galena y pirita, así como la influencia que tiene el pH para influenciar en el comportamiento de la recuperación de la pirita aurífera. También, se utiliza como depresor al sulfato de Zinc sobre la

superficie de mineral de galena y pirita, con el propósito de utilizarlo para deprimir el mineral de esfalerita y materializar la flotación de minerales de galena y pirita aurífera a un valor de pH entre 7 – 8.5, actualmente utilizado en la flotación de sulfuros.

Palabras clave: tionocarbamato, pirita aurífera, colectores, flotación de sulfuros.

ABSTRACT

The mining sector industry has been impacted by the re-outbreak of the virus and its variants in Peru known as SARS-CoV-2, reducing the production of valuable metals compared to 2019, and compromising the recovery of fines according to the projected annual budget due the deficit of human resources and scarce production of reagents; therefore, there have been losses in the sales of the production of various companies in the metallurgical mining sector.

The investigation by means of the metallurgical flotation tests was carried out in the Tambomayo Production Unit of the Buenaventura Mining Company S.A.A., located in the district of Tapay, province of Caylloma, Arequipa region, at 4,800 m.s.n.m.

In this work, metallurgical flotation tests are developed to improve the buoyancy of gold pyrite within the Lead-Gold flotation stage, as part of the recovery of valuable minerals with higher gold content and certain non-sulfur-containing minerals with gold content. The buoyancy of pyrite is analyzed considering the anisotropic characteristics of the mineral surface and the effect of pH, and non-polar collectors on the buoyancy of gold pyrite. Emphasis is placed on the adsorption of collectors such as potassium amyl xanthate and MT-6100 thionocarbamate to hydrophobic the surface of galena and pyrite, as well as the influence of pH to influence the recovery behavior of gold pyrite. Also, Zinc sulfate is used as a depressant on the surface of galena and pyrite mineral, with the purpose of using it to depress the sphalerite mineral and carry

out the flotation of galena and gold pyrite minerals at a pH value between 7-8.5, currently used in sulphide flotation.

Key words: thionocarbamate, gold pyrite, collectors, sulfide flotation.

PRÓLOGO

En el presente trabajo se tiene como finalidad desarrollar las pruebas metalúrgicas de flotación y utilizar el colector tionocarbamato MT-6100 en la flotación de galena para mejorar la eficiencia de recuperación de pirita aurífera.

El contenido se ha estructurado en seis capítulos, descritos a continuación:

- El capítulo 1, se titula introducción y contiene; Generalidades, donde se describe el alcance de la investigación. Asimismo, se integra la descripción de la problemática donde se detalla las causas relacionadas con la problemática actual que sostienen las empresas mineras con respecto al déficit de producción de metales por efecto del covid -19 y con respecto a la recuperación metalúrgica. Dentro del presente capítulo se establece el objetivo de la investigación donde se detalla la finalidad de la investigación y la hipótesis a verificar. También se incluye los antecedentes referenciales, donde se presenta resúmenes de trabajos de investigación relacionados y que aportan al desarrollo de la investigación.
- El capítulo 2, se titula Marco Teórico y Conceptual y contiene; Marco Teórico, donde se expone tres subcapítulos tales como la flotación de minerales, reactivos de flotación y pruebas metalúrgicas. También se incluye en el presente capítulo el Marco Conceptual, donde se precisa los términos recurrentes en la investigación que connotan un significado específico.

- El capítulo 3, se titula Desarrollo del trabajo de investigación y comprende la metodología y el proceso para realizar las pruebas metalúrgicas de flotación con el colector tionocarbamato y el contraste con los indicadores actuales. Este capítulo cuenta con tres subcapítulos:
 - La recolección de datos, se detalla el proceso de muestreo de pulpa de mineral para el balance metalúrgico previo del circuito de flotación y para las pruebas metalúrgicas de flotación.
 - Procesamiento de la información, donde se procede a transferir la información y datos en gráficos y tablas utilizando el software Microsoft Excel.
 - Análisis de la información, donde se realiza el análisis de los balances metalúrgicos a partir de las pruebas metalúrgicas de flotación para explicar el comportamiento del colector tionocarbamato en la flotación de pirita aurífera.

- El capítulo 4, se titula Análisis y Discusión de resultados y contiene el análisis de los resultados de las pruebas metalúrgicas de flotación con la adición de colector tionocarbamato la comparación del resultado de muestreo del circuito de flotación. También se realiza la contrastación de la hipótesis planteada sobre la aplicación adecuada de colector tionocarbamato MT-6100.

ÍNDICE

DEDICATORIA	
RESUMEN	3
ABSTRACT	5
PRÓLOGO	7
INDICE	9
INDICE DE FIGURAS	12
INDICE DE TABLAS	14
CAPÍTULO I INTRODUCCIÓN	
1.1 GENERALIDADES	16
1.2 DESCRIPCIÓN DE LA PROBLEMÁTICA	17
1.3 OBJETIVO DE ESTUDIO	20
1.4 HIPÓTESIS	20
1.5 ANTECEDENTES REFERENCIALES	21
1.5.1 Antecedentes internacionales	21
1.5.2 Antecedentes nacionales	22
1.5.3 Antecedentes locales	24
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL	
2.1 MARCO TEÓRICO	26
2.1.1 Proceso de flotación de minerales	26
2.1.1.1 Componentes del proceso de flotación	27
2.1.1.2 Interfases y fases del proceso de flotación de minerales	29
2.1.1.3 Propiedades de las diferentes fases	29
2.1.1.4 Propiedades de las diferentes interfases	32

	10
2.1.1.5 Principios de la flotación de minerales	36
2.1.2 Reactivos de flotación	38
2.1.2.1 Colectores	39
2.1.2.2 Espumantes	43
2.1.2.3 Reguladores	43
2.1.2.4 Depresores	44
2.1.3 Pruebas de flotación	44
2.1.3.1 Planificación de una prueba de flotación	44
2.1.3.2. Diseño experimental	45
2.1.3.3. Procedimiento de prueba de flotación	47
2.1.3.4. Equipamiento de laboratorio de flotación	49
2.2 MARCO CONCEPTUAL	52
CAPÍTULO III DESARROLLO DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN	
3.1 RECOLECCION DE DATOS	54
3.2 PROCESAMIENTO DE LOS DATOS	63
3.2.1 Muestreo y balance del circuito de flotación	63
3.2.2 Pruebas Flotación batch N° 1	69
3.2.3 Pruebas Flotación batch N° 2	70
3.2.4 Pruebas Flotación batch N° 3	71
3.2.5 Pruebas Flotación batch N° 4	73
3.2.6 Pruebas Flotación batch N° 5	74
3.3 ANÁLISIS DE LA INFORMACIÓN	75
3.3.1 Balance metalúrgico de Pruebas batch N° 1	75
3.3.2 Balance metalúrgico de Pruebas batch N° 2	76
3.3.3 Balance metalúrgico de Pruebas batch N° 3	77

	11
3.3.4 Balance metalúrgico de Pruebas batch N° 4	78
3.3.5 Balance metalúrgico de Pruebas batch N° 5	79
3.3.6 Cuadro de resultado de las pruebas de colectores	80
3.3.7 Balance metalúrgico de muestreo en planta de flotación	81
CAPÍTULO IV ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS	
4.1 ANALISIS DE PRUEBAS METALÚRGICAS	84
4.2 CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS	89
CONCLUSIONES	91
RECOMENDACIONES	94
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	96

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Producción de mineral y ley de cabeza de Au	18
Figura 2.1 Manifestación de la adsorción de partículas tensoactivas	33
Figura 2.2 Baja afinidad del agua y mineral por medio del colector	34
Figura 2.3 Determinación del ángulo entre el mineral y la burbuja de aire	35
Figura 2.4 Variación del ángulo de contacto modificando la adherencia al agua	36
Figura 2.5 Acumulación de partículas en las burbujas de aire	38
Figura 2.6 Reacción para la producción de Xantatos	40
Figura 2.7 Estructura química principal de Xantato	40
Figura 2.8 Estructura química de Isopropiletitionocarbamato	42
Figura 2.9 Experimento cúbico para un módulo de prueba de 3 niveles por 3 variables	47
Figura 2.10 Celda de flotación de laboratorio	52
Figura 3.1 Diagrama de flujo del circuito de flotación de plomo	55
Figura 3.2 Diagrama de flujo del circuito de flotación de zinc	56
Figura 3.3 Muestras de pulpa contenidas en baldes rotulados	57
Figura 3.4 Diagrama de puntos de muestreo del circuito de flotación de plomo	59
Figura 3.5 Diagrama de puntos de muestreo del circuito de flotación de zinc	59
Figura 3.6 Chancadora de quijadas utilizada en laboratorio	61
Figura 3.7 Chancadora de rodillos utilizada en laboratorio	61
Figura 3.8 Distribución de muestra de mineral compósito para pruebas metalúrgicas	62
Figura 3.9 Molino de bolas de laboratorio metalúrgico	63
Figura 4.1 Recuperación de Au en concentrado de las Pruebas Metalúrgicas	86
Figura 4.2 Recuperación de Fe en concentrado de las Pruebas Metalúrgicas	86
Figura 4.3 Recuperación de Au de las pruebas metalúrgicas frente a muestreo de Pb	87
Figura 4.4 Recuperación de Fe de las pruebas metalúrgicas frente a muestreo de Pb	88

Figura 4.5 Recuperaciones de Ag, Pb y Zn para cada concentrado	88
Figura 4.6 Efecto del MT-6100 en la flotación de piritas	90

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1 Xantatos y sus designaciones comerciales	41
Tabla 2.2 Datos del experimento cúbico prueba de 3 niveles por 3 variables	47
Tabla 3.1 Puntos de muestreo de circuito de flotación plomo	57
Tabla 3.2 Puntos de muestreo de circuito de flotación zinc	58
Tabla 3.3 Data de medición en campo de pH y densidad de pulpa en circuito de Plomo	64
Tabla 3.4 Data de medición en campo de pH y densidad de pulpa en circuito de Zinc	64
Tabla 3.5 Data de gravedad específica y porcentaje de sólidos del circuito de flotación de plomo	65
Tabla 3.6 Data de gravedad específica y porcentaje de sólidos del circuito de flotación de Zinc	66
Tabla 3.7 Análisis Químico en Au, Ag, Pb, Zn y Fe del circuito de plomo	67
Tabla 3.8 Análisis Químico en Au, Ag, Pb, Zn y Fe del circuito de zinc	67
Tabla 3.9 Balance másico y caudales en circuito de flotación de plomo	68
Tabla 3.10 Balance másico y caudales en circuito de flotación de zinc	69
Tabla 3.11 Valores iniciales de prueba N° 1 – Pulpa de molienda	69
Tabla 3.12 Parámetros para prueba de flotación batch N° 1	70
Tabla 3.13 Valores iniciales de prueba N° 2 – Pulpa de molienda	71
Tabla 3.14 Parámetros para prueba de flotación batch N° 2	71
Tabla 3.15 Valores iniciales de prueba N° 3 – Pulpa de molienda	72
Tabla 3.16 Parámetros para prueba de flotación batch N° 3	72
Tabla 3.17 Valores iniciales de prueba N° 4 – Pulpa de molienda	73
Tabla 3.18 Parámetros para prueba de flotación batch N° 4	74
Tabla 3.19 Valores iniciales de prueba N° 5 – Pulpa de molienda	74
Tabla 3.20 Parámetros para prueba de flotación batch N° 5	75
Tabla 3.21 Análisis químico de metales en prueba batch N° 1	76

Tabla 3.22 Recuperación metalúrgica de prueba batch N° 1	76
Tabla 3.23 Análisis químico de metales en prueba batch N° 2	77
Tabla 3.24 Recuperación metalúrgica de prueba batch N° 2	77
Tabla 3.25 Análisis químico de metales en prueba batch N° 3	78
Tabla 3.26 Recuperación metalúrgica de prueba batch N° 3	78
Tabla 3.27 Análisis químico de metales en prueba batch N° 4	79
Tabla 3.28 Recuperación metalúrgica de prueba batch N° 4	79
Tabla 3.29 Análisis químico de metales en prueba batch N° 5	80
Tabla 3.30 Recuperación metalúrgica de prueba batch N° 5	80
Tabla 3.31 Cuadro de pruebas de colectores	81
Tabla 3.32 Leyes de muestreo del circuito de flotación Pb	81
Tabla 3.33 Contenido metálico del muestreo del circuito de flotación Pb	82
Tabla 3.34 Porcentaje de distribución de muestreo del circuito de flotación Pb	83
Tabla 4.1 Recuperación de Au en pruebas metalúrgicas	84
Tabla 4.2 Recuperación de Fe en pruebas metalúrgicas	85
Tabla 4.3 Leyes y recuperaciones del muestreo del circuito Pb	85
Tabla 4.4 Reactivos, leyes y recuperación de Au	89

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 Generalidades

Las plantas de beneficio de las unidades mineras han sido afectadas por el incumplimiento de producción programada de mineral respecto a leyes y composición mineralógica a causas de las limitaciones de personal en las labores de extracción de mineral generados a consecuencia del rebrote del virus SARC-CoV-2, por consiguiente, la recuperación y producción de concentrados ha presentado un impacto negativo. Debido a lo mencionado se realizaron pruebas exploratorias para la mejora en la recuperación y producción de concentrados por parte del área de investigación metalúrgica de la unidad.

Las pruebas metalúrgicas de investigación se desarrollaron en el laboratorio metalúrgico de la planta de beneficio, con muestreo del mineral a partir de un compósito mensual en el cual se desarrollan todas las pruebas metalúrgicas detalladas a continuación: pruebas de moliendabilidad, pruebas de cinética de flotación, medición de pH natural, determinación de gravedad específica y pruebas discontinuas (batch) y cíclicas para circuito de flotación.

El mineral utilizado para el presente estudio de investigación tiene las siguientes características físicas, químicas y composición mineralógica una muestra representativa del mineral abastecido a planta durante un periodo de 30 días de producción. Las características físicas principales son su gravedad específica de 2.65 y un pH natural de 7.6. Las características químicas del mineral son su ley de Au de 5.6 g/t y ley de Ag de 4.46 Oz /t. Su composición mineralógica tiene las siguientes especies: galena, esfalerita, pirita, calcopirita, marcasita, magnetita, sulfosales de plata, sulfosales de plomo y cuarzo (ganga).

1.2 Descripción de la problemática

El sector de la minería ha sido impactado de forma negativa debido al rebrote del virus SARS-CoV-2 y sus variantes en el Perú, generando disminución en la producción de finos de los metales preciosos respecto al año 2019, como resultado de una deficiente recuperación de concentrados y barras doré dentro de los procesos recuperación en la planta de beneficio debido al déficit de recurso humano, escasa producción de reactivos y demora en el transporte de concentrado de la unidad hacia los puertos de embarque; por tal motivo, ha generado grandes pérdidas en ventas e incremento de presupuesto en prevención al virus del SARS-CoV-2.

La descripción problemática para el siguiente trabajo de suficiencia muestra el ineficiente proceso de recuperación de pirita aurífera en la planta de flotación de sulfuros que produce concentrados con contenido de oro (concentrado de Pb-Au-Ag, Concentrado de Zn), para el caso del concentrado de galena (concentrado Pb-Au-Ag),

la pirita aurífera está asociada de manera directa a la deficiente recuperación de oro en la etapa de flotación rougher de concentrados de galena que presenta parámetros operativos definidos como los consumos de reactivos (flotación) y granulometría de pulpa (molienda). Cabe mencionar que la ley de cabeza en oro en g/t manifiesta un decrecimiento progresivo en el transcurso de su operación en la planta de beneficio, es por ello la oportunidad de reducir el contenido de oro en el relave de flotación a partir de pruebas metalúrgicas de investigación realizadas en las etapas de flotación. Tal como indica la figura 1.1.



Figura 1.1 Producción de mineral y ley de cabeza Au

Fuente: Compañía de Minas Buenaventura S.A.A., (2021), “Producción de Mineral y Ley de cabeza”

Por lo tanto, el problema central es la excesiva presencia de oro en el relave de flotación sulfuros a partir de la baja recuperación de pirita aurífera en la flotación de galena, por ello se propone revertir la baja de recuperación a partir del análisis de pruebas metalúrgicas empleando el colector tionocarbamato MT-6100 como colector

secundario y mantener la aplicación del SIBX (Xantato Isobutílico de Sodio) como el colector primario en la etapa de flotación de galena.

Posterior al proceso de flotación de galena, se genera desviaciones significativas en la etapa de flotación de concentrado de esfalerita (concentrado Zn), tales como la variación del pH de la pulpa y presencia excesiva de pirita aurífera en consecuencia una baja recuperación de concentrado de Zn, pésima calidad de concentrado de Zn e ineficiente proceso de flotación.

¿En qué medida la baja de recuperación de piritas auríferas incide en la ineficiente flotación de minerales sulfurados?

1.3 Objetivo de estudio

Mejorar la recuperación de pirita aurífera en la planta de flotación de minerales sulfurados mediante el colector tionocarbamato MT-6100.

1.4 Hipótesis

La aplicación adecuada de colector tionocarbamato MT-6100 influirá en la mejora de la recuperación de pirita aurífera en la planta de flotación de minerales sulfurados.

- Variable Independiente (x): La aplicación de colector tionocarbamato MT-6100.
- Variable Dependiente $y=f(x)$: Mejora de la recuperación de pirita aurífera en la planta de flotación de minerales sulfurados.

1.5 Antecedentes referenciales

A continuación, se describen los antecedentes relacionados al tema de investigación, realizados en los ámbitos internacionales, nacionales y locales.

1.5.1 Antecedentes internacionales

Romero, H. et al,(2019), **“Effect of the variation of the Z6, 404 and 1208 collectors in the bulk flotation of pyrite and auriferous arsenopyrite”**, determinaron la influencia que tuvieron los tipos de mezcla de colectores tales como (xantato amílico de potasio Z6 colector primario + ditiofosfato 404 colector secundario) y (Z6 + ditiofosfato 1208 colector secundario) a diferentes dosificaciones en la celda de flotación: 100% (normalmente utilizado en el proceso); 50% y 150% en relación al activador $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ y el espumante 350. También se evaluó el porcentaje de sólidos pulpa del mineral (27%, 30%, 33% y 37%). Además, determinaron la recuperación de oro midiendo su concentración por espectrofotometría de absorción atómica. Alcanzaron resultados con el 33% de sólidos en la pulpa, existe el mayor porcentaje de recuperación de oro. Así mismo, la sustitución del colector secundario ditiofosfato 404 por el ditiofosfato 1208 proporcionó mejores resultados en la recuperación cuando fueron agregados a las concentraciones de 10% y 100% de pureza. Adicionalmente, demostraron que con la reducción de la cantidad del colector Z6 y el activador se logró obtener mayor recuperación con el 100% de dosificación, que es lo que normalmente se utiliza en la planta de beneficio donde se realizó la experimentación. [11]

Valderrama, L., et al, (2015), “**Desulfurización de relave mediante flotación de sulfuros de hierro**”, explicaron sobre la generación de grandes tonelajes de relaves de flotación en la minería de Chile que contienen diversos minerales, principalmente pirita. Estos minerales se depositan en los tanques, para generar aguas ácidas; se propone como alternativa la desulfuración de los sulfuros por flotación. Además, estudiaron la flotabilidad de la pirita en un tubo Hallimond, utilizando como colector AP 404. Luego se realizaron pruebas de flotación a nivel de laboratorio en celda Denver D-12, utilizando pulpa de relave fresco de la etapa rougher de un circuito de flotación de cobre, determinando el pH óptimo y dosificación de colector y espumantes. También realizaron pruebas de cinética de flotación que permitieron determinar el tiempo óptimo de flotación tanto para la etapa rougher como para la etapa scavenger. Concluyeron que la flotación de los relaves sea técnicamente factible de desulfuración, obteniendo relaves que contienen 0,08% de pirita.[13]

1.5.2 Antecedentes nacionales

Canal, A., (2018), “**Simulación del proceso de flotación inversa de concentrados de minerales de Wolframio y Pirita**”, simularon el proceso de flotación inversa de la pirita a partir de una muestra de concentrados minerales de wolframio en mesas gravimétricas para incrementar el grado de WO₃ a obtener en colas y flotar pirita. Utilizaron una granulometría de la muestra en 100 % -20 malla y molida a 64.8 % -200 malla (75 μ). Respecto a la flotación determinaron que las variables son el porcentaje de sólidos, dosificación de colector (xantato isopropílico

sódico) y pH. El número de ensayos de flotación determinados fueron mediante diseño experimental factorial, 2k, es ocho pruebas factoriales, tres réplicas en el punto central y para obtener mayor cantidad de datos experimentales seis experiencias adicionales con puntos centrados en las caras, teniendo una matriz de diecisiete experiencias para mejor ajuste al modelo planteado. Determinaron que la mayor recuperación es 89.43 % de pirita para una prueba central. [4]

Licapa, D., (2014), **“Estudio para incrementar la recuperación de pirita aurífera en la planta concentradora Yareta de MINARSA – UEA Barreno”**, Se realizó los estudios de liberación de la pirita aurífera, evaluando el circuito de flotación bulk y realizando pruebas experimentales de acondicionamiento y flotación en el Laboratorio Metalúrgico. La selección de las variables se realizó con T -Student y la optimización de las variables con el estadístico Statgraphics Centurion XV (Múltiples respuestas). Se determinaron las variables que influyen en la recuperación de la pirita aurífera, se utiliza el diseño factorial, llegando a concluir que el Xantato Amílico de Potasio (Z-6) y el tiempo de flotación son los que más influyen en la recuperación de Au. Se utilizo el modelo de diseño octogonal para las pruebas metalúrgicas y se optimiza con Statgraphics Centurión XV (Optimización Múltiple de Respuestas), los valores obtenidos son: Z-6 (0,04646 g/kg mineral), tiempo de flotación (12,753 min) y llegando a una recuperación de 93,48% de Au; con el tiempo de flotación se realiza el escalamiento a planta industrial. [7]

1.5.3 Antecedentes locales

García, J., (2014), “**Trabajo experimental y evaluación de pruebas de flotación para un mineral de pirita argentífera**”, realizó la evaluación de todos los requisitos y parámetros concerniente al desarrollo de la investigación del mineral con contenido de Pirita Argentífera. Este análisis del trabajo de investigación consideró desde la formación del mineral hasta lograr un producto de concentrado comercialmente aceptable. Se efectuaron las pruebas metalúrgicas de flotación en un laboratorio de investigaciones metalúrgicas para lograr un concentrado comercial, alcanzando una óptima recuperación de Plata, además elaboraron un análisis inicial de la mineralización para luego establecer su grado de liberación del mineral, luego se utilizó el procedimiento de pruebas de cinética de flotación y otras pruebas similares de flotación para determinar la adición de reactivos y otros parámetros con el objetivo de lograr una óptima recuperación y contenido metálico de plata. [6]

Finalmente, realizaron el diseño del circuito de flotación fundamentado en diferentes pruebas metalúrgicas a nivel de laboratorio conciliando los parámetros y resultados finales para lograr una recuperación óptima de plata en el concentrado final de Pirita – plata. [6]

Basurto, A., (2013), “**Estudio metalúrgico para la separación arsenopirita-pirita en el circuito de flotación Bulk**”, Se desarrolló el estudio en el circuito de flotación bulk de mineral de arsenopirita procesando el relave proveniente del circuito de

flotación de zinc, para lo cual se utilizó un proceso de recuperación de mineral de oro con alto contenido de arsenopirita y pirita. La flotación bulk de los minerales de pirita y arsenopirita se realizó a través del relave proveniente del circuito de zinc, inmediatamente se efectúa la separación del mineral de arsenopirita y pirita considerando la depresión del mineral de pirita. En el estudio indica como principal inconveniente la escasa recuperación y pésimo grado de calidad del mineral con contenido de oro. Con el propósito de incrementar la calidad y recuperación del mineral de oro se desarrolló las pruebas de investigación metalúrgica en laboratorio para optimizar la separación de minerales de arsenopirita y pirita. Los resultados del estudio de investigación alcanzaron un alto nivel de detalle con respecto a la evaluación de las condiciones y parámetros relevantes del proceso; se obtuvo un pH con valor de 11.27 y una temperatura de 60.87 °C en los tanques de acondicionamiento del concentrado bulk arsenopirita-pirita. Por ende, se obtuvo un incremento en la ley del oro correspondiente al concentrado de arsenopirita en un rango de 30-35 gr/Ton de Au y la recuperación del oro en el concentrado de arsenopirita se ubicó por encima del 90%. [2]

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL

2.1 Marco teórico

2.1.1 Proceso de flotación de minerales

Crozier, R., (1992) en su libro “Flotation theory, reagents and ore testing”, define la flotación de minerales como: “un proceso que es utilizado para separar minerales, suspendidos en líquidos, adhiriéndose a burbujas de gas para generar una elevación selectiva de las partículas sólidas. Es el proceso más económico y más utilizado para la separación de minerales químicamente similares y para concentrar minerales para una fundición”. [5]

Sutulov, A., (1963), en su libro “Flotación de minerales”, describe al proceso de flotación de espumas de minerales: “Como el desarrollo del proceso de separación de materiales de diferente origen realizado a partir de su polvo acuoso por medio de burbujas de aire y en base a sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas”. [12]

Por lo general, es la etapa de separación de partículas, pues se utiliza la individualización de las especies mineralógicas que representaban anteriormente un

conglomerado. Esta separación adquiere diferentes formas como, por ejemplo, la flotación colectiva en que se genera la disgregación de varios componentes en dos grupos, de los cuales el producto noble, el concentrado, contiene por lo menos dos o más componentes y la flotación selectiva o diferencial en que se realiza la disgregación de compuestos complejos en productos que contienen no más de una especie mineralógica individualizada. [12]

Cuando las especies beneficiosas constituyen una pequeña porción del mineral y las especies estériles son significativas, la separación por flotación recaerá en la etapa de la concentración de minerales. Los ejemplos incluyen la separación de minerales preciosos o minerales no ferrosos de sus respectivos minerales no valiosos. Por otro lado, en el caso de una parte estéril que es una pequeña parte del mineral, la separación por flotación tiene las características del proceso de refinación. [12]

2.1.1.1 Componentes del proceso de flotación

El proceso de flotación consta de tres fases: sólida, líquida y gaseosa. La fase sólida está representada por las partículas promovidas a una separación. La fase líquida es el agua que, debido a sus propiedades específicas, es el medio ideal para el proceso de separación. El sólido y agua, antes de aplicar este proceso, se acondiciona como una pulpa de mineral que contiene pocas unidades hasta un 40% de sólidos. [12]

El gas utilizado en el proceso de separación es aire que se introduce en la pulpa de mineral, neumática o mecánicamente, para formar burbujas que representan el centro al que se adhieren las partículas sólidas. El proceso de flotación depende de las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas del sólido a separar. Básicamente es un fenómeno del comportamiento de un sólido con respecto al agua, es decir, la capacidad de la sustancia para hidratarse. [12]

Los minerales, se agrupan en óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros, y por lo general representan la mayoría de los minerales no valiosos o estériles son hidrofóbicos, es decir, pueden hidratarse con agua. Se observa que los minerales hidrofóbicos son aerofóbicos, por consiguiente, poseen afinidad a las burbujas de aire, por el contrario, los minerales hidrófilos no son aerofóbicos, es decir, no se asocian regularmente a las burbujas de aire. Los minerales hidrofílicos e hidrofóbicos de la pulpa de mineral se pueden separar unos de otros, después de que finalmente se muelen y luego se acondicionan con los reactivos que actúa principalmente sobre las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas, formando burbujas de aire como espuma sobre la pulpa de mineral. Las partículas hidrofóbicas se aferrarán a las burbujas de aire y penetrarán en las burbujas de aire, mientras que las partículas hidrofílicas se mojarán y se hundirán en el fondo del equipo de flotación. [12]

Por lo tanto, el mineral procesado se acondiciona con diferentes reactivos: algunos están destinados a preparar la superficie del mineral para la absorción de reactivos (modificadores), y otros aumentan las propiedades hidrofóbicas del mineral. (colectores), otros que favorecen la formación regular y consistente de espuma

(espumante). La pulpa acondicionada con reactivo se rellena inmediatamente al equipo de flotación, donde el producto noble, generalmente se separa en el concentrado y la parte estéril se descarga como relave. [12]

2.1.1.2 Interfases y fases del proceso de flotación de minerales

El proceso de flotación comprende el contacto entre tres fases, donde la fase líquida (agua) y gaseosa (aire) son normalmente invariables mientras que la fase sólida (mineral) es la que cambia de una fase a otra. Además de estos componentes básicos del proceso de flotación, el cual es necesario indicar que los reactivos añadidos para generar cambios significativos favorables para el desarrollo del proceso y también considerar los contaminantes que son transportados en el mineral y el agua. [12]

2.1.1.3 Propiedades de las diferentes fases

a. El agua

Este es el factor en el que se produce la flotación por la abundancia y un bajo costo. Las moléculas de agua constan de dos átomos de hidrógeno y un átomo de oxígeno unidos entre sí por dos enlaces covalentes. La naturaleza resonante de estos enlaces produce que los átomos de hidrógeno se formen, con respecto al oxígeno, en un ángulo de $109^{\circ} 30'$ entre ellos. Este ángulo es la razón

de la distribución asimétrica de cargas eléctricas al interior de la molécula de agua.
[12]

En el proceso de hidratación, la adsorción de las moléculas de agua posee la propiedad de disponer las moléculas sólo en el entorno del sólido. Estas moléculas están orientadas con precisión según su distribución polar. Las moléculas que componen la nube periférica de partículas ya no están fuertemente unidas ni correctamente orientadas, debido a que están sujetas a fenómenos de difusión provocados por cambios de temperatura y movimiento dentro del fluido. [12]

b. El gas

Salvo algunos casos experimentales, la flotación de espumas a nivel industrial se realiza enteramente en el aire. El aire afecta químicamente el proceso de flotación y es el medio que transporta las partículas de mineral a la superficie de la pulpa. La introducción de aire en la boquilla del pulpo también tiene doble ventaja: por un lado, el agua trae una cierta cantidad de aire disuelto y, por otro lado, el aire se introduce mecánicamente en la pulpa de mineral por el mecanismo del equipo de flotación. Además de la solubilidad de los gases en agua, en el proceso de flotación se debe tener en cuenta la saturación de las burbujas de aire con vapor de agua. Debido a la absorción activa de gases en la superficie de los minerales y su efecto químico sobre ellos, este factor es de gran importancia, ya que la humedad en presencia de oxígeno acelera la oxidación. Ciertos tipos de minerales puros no flotarán si no existe una ligera oxidación, por ende, fijarán oxígeno en la red cristalina de sus

respectivos minerales. Además, los metales nativos ganan flotabilidad solo después del impacto del oxígeno en su superficie. [12]

c. El sólido

Los sólidos generalmente tienen una estructura cristalina, al menos para los minerales. Esta estructura es el resultado de la composición química de las moléculas, iones y átomos que componen cada uno un cuerpo complejo. Al explicar los fenómenos de la flotabilidad, se declina principalmente por las fuerzas medianas y débiles de los enlaces químicos y físicos (Van der Waals) y las fuerzas moleculares residuales que explican otros fenómenos secundarios. [12]

Toda partícula sólida previamente tratada con el proceso de flotación experimentará una disminución de tamaño, fenómeno que inevitablemente acompaña a la ruptura de enlaces químicos o físicos con la consiguiente generación de fuerzas residuales en la superficie del sólido. Hay tres tipos de enlaces químicos: iónicos, covalentes y metálicos. [12]

Cada tipo de enlace otorga propiedades específicas al material, algunas de las cuales son importantes para el proceso de flotación. Las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas que establecen la flotabilidad natural de las partículas de minerales están directamente relacionadas con su polaridad. [12]

2.1.1.4 Propiedades de las diferentes interfaces

a. Interfase líquido - gas

En el caso del proceso de flotación, esta interfase siempre ocurre entre el aire y el agua. Cualquier líquido (o sólido) en equilibrio con su vapor se caracteriza por la presencia en su superficie de cierta cantidad de energía libre, cuyo tamaño está determinado por la tensión superficial. Los compuestos que se adsorben selectivamente en la interfase gas-líquido reducen la tensión superficial y se denominan tensioactivos. Los tensioactivos utilizados en el proceso de flotación se denominan agentes espumantes debido a su efecto en la estabilización de la fase de espuma. Estos también tienen el efecto de formar pequeñas burbujas. [12]

b. Fenómeno de adsorción

La interfaz gas-líquido establecen un papel importante en la adsorción cuando los líquidos contienen sustancias disueltas, es decir, cuando son soluciones. Se contempla en estos casos que las sustancias disueltas poseen diferentes concentraciones en el propio líquido y en su interfase con el gas. El fenómeno del cambio de concentración que presenta la sustancia disuelta entre el líquido y su interfase con el gas se denomina adsorción. La adsorción se vuelve positiva cuando la concentración de la sustancia disuelta en la interfase es mayor que en el líquido y negativa cuando es menor. En la Figura 2.1 muestra la manifestación de la adsorción de partículas tensoactivas. [12]

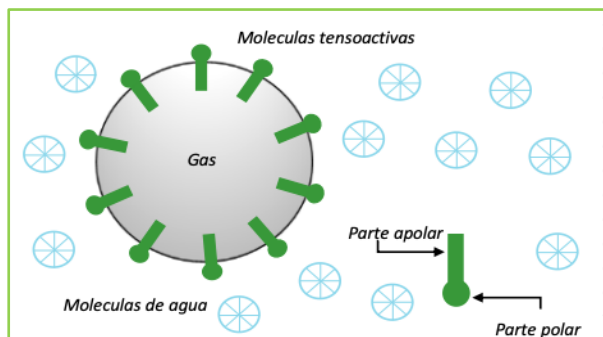


Figura 2.1 Manifestación de la adsorción de partículas tensoactivas. Renovado por el autor según Sutulov.

Fuente: Huallpa, M., (2018), “Concentración por flotación de minerales sulfurados”.

c. Interfase sólido - líquido

Las superficies partículas sólidas sumergidas en agua pueden mojarse. Como se mencionó anteriormente, depende de la propiedad de la superficie del sólido, es decir, las propiedades eléctricas estas en la superficie después de su composición. Los llamados colectores son compuestos que se adsorben en la superficie de los minerales, dando como resultado un Hidrofobización artificial y selectivo de los minerales de interés, como se muestra en la Figura 2.2 por la baja afinidad del agua y mineral por medio del colector. Esto favorece la recolección partículas mineral útiles durante la flotación de espumas. [12]

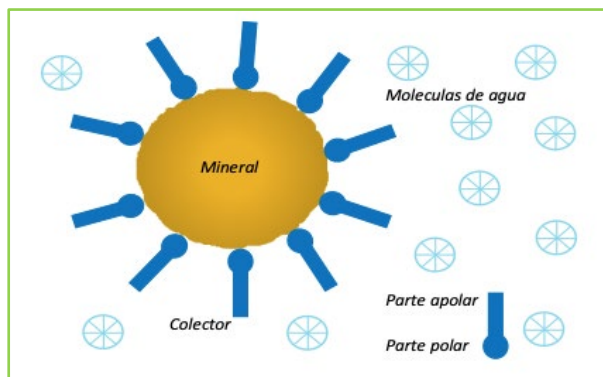


Figura 2.2 Baja afinidad del agua y mineral por medio del colector. Renovado por el autor según Sutulov.

Fuente: Huallpa, M., (2018), “Concentración por flotación de minerales sulfurados”.

d. Contacto de tres fases

En el mecanismo de flotación de partículas sólidas por burbuja de aire, la combinación de dos elementos se produce mediante un contacto trifásico que tiene propiedades muy específicas. [12]

Para un estudio minucioso, es asertivo representar la fase sólida como una superficie hidrofóbica sumergida en el agua en la que se introducen burbujas de aire. En el caso más sencillo, la superficie se convierte en una placa de vidrio cubierta de hidrocarburo. Partiendo del hecho de que el contacto de dos fases es siempre una superficie, y el contacto de una superficie con otra (es decir, la tercera fase) es necesariamente una línea, obtiene el estudio de la descripción matemática de esta línea de contacto trifásico, es más conveniente utilizar el ángulo formado por las superficies de contacto de las fases. Como se muestra en la Figura 2.3. [12]

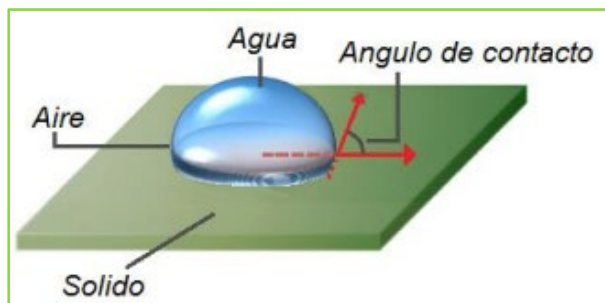


Figura 2.3 Determinación del ángulo entre el mineral y la burbuja de aire.

Renovado por el autor según Sutulov.

Fuente: Huallpa, M., (2018), “Concentración por flotación de minerales sulfurados”.

e. Ángulo de contacto entre sólido y líquido

Por ejemplo, una placa de vidrio en lugar de la superficie del mineral hidrofobizada por el colector y la ponemos bajo el agua e infiltramos burbujas de aire, que se adhieren en la superficie a medida que el agua se desplaza. La línea de contacto trifásico se propaga de forma circular en el plano de la superficie del mineral. Si en cualquier punto de este contacto trifásico dibujamos una tangente a la superficie de la burbuja, entonces el ángulo Θ entre la tangente y la superficie se llama ángulo de contacto como se observa en la figura 2.4. [12]

En el proceso de flotación de espumas el ángulo de contacto representa las propiedades hidrofóbicas del mineral o de un reactivo hidrofobizador de manera cuantitativa respecto a sus propiedades de flotación.[12]

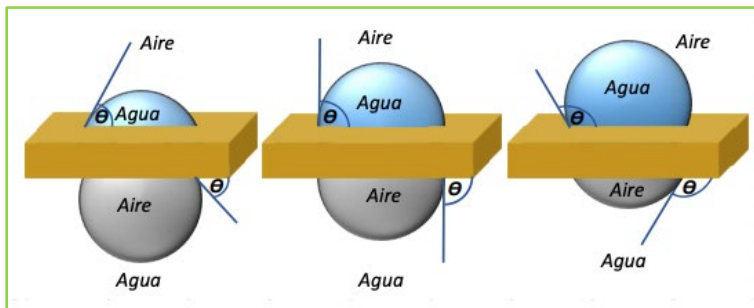


Figura 2.4 Variación del ángulo de contacto modificando la adherencia al agua.

Renovado por el autor según Sutulov.

Fuente: Huallpa, M., (2018), “Concentración por flotación de minerales sulfurados”.

2.1.1.5 Principios de la flotación de minerales

Las partículas de mineral en la pulpa necesitan ser hidrofobizadas para generar propiedades flotables. Esto se realiza mediante reactivos denominados de colectores, que por lo general son compuestos orgánicos de naturaleza heteropolar, es decir, parte de la molécula es un compuesto claramente no polar (hidrocarburo) y el resto es un grupo iónico con propiedades polares. [12]

Con la condición de promover la adsorción de los reactivos en la superficie de los minerales, se tiene que formar condiciones propicias en la capa doble de cargas eléctricas, utilizando un reactivo denominado modificador. Esto reduce la posibilidad de la capa doble o a veces cambia su dirección. De esta forma, se crean condiciones favorables para la absorción de los colectores. [12]

Se recubre las partículas de mineral con el colector estableciéndose en su red cristalina por medio de su parte polar, que le confiere propiedades hidrofóbicas a la parte apolar. Sobre el mecanismo de adsorción de los colectores. [12]

El otro componente estudiado de las partículas de minerales y la burbuja de aire como se muestra en la figura 2.5 sobre la acumulación de partículas en las burbujas de aire. Este proceso es necesario para acomodar las partículas en la pulpa de mineral y elevarlas hacia la superficie. El transporte se efectúa mediante la fuerza de empuje (ley de Arquímedes).[12]

Cada una de las burbujas de aire son consideradas como el contacto de dos fases, una correspondiente a la fase líquida y la otra fase el gas. Las partes polares de estos compuestos tensoactivos están orientadas hacia el agua y la parte apolar hacia la burbuja de aire.[12]

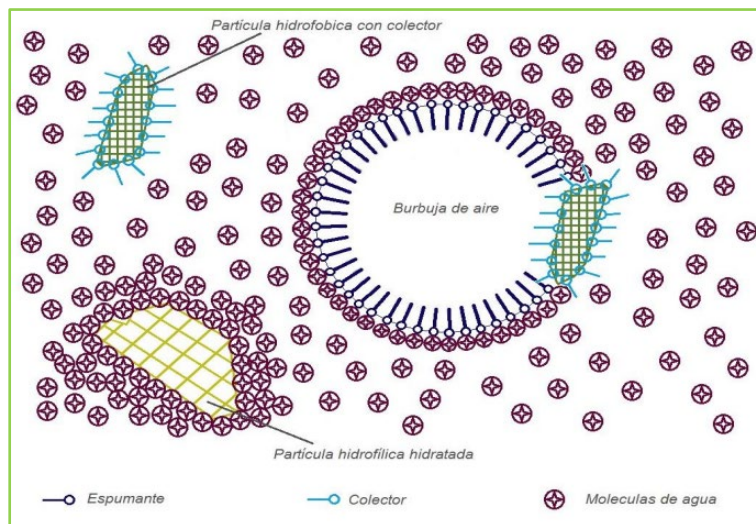


Figura 2.5 Acumulación de partículas en las burbujas de aire. Renovado por el autor según Sutulov.

Fuente: Huallpa, M., (2018), “Concentración por flotación de minerales sulfurados”.

2.1.2 Reactivos de flotación

Bulatovic, S., (2007), “Handbook of flotation reagent”, en su libro indica que los reactivos de flotación son los componentes más importantes dentro del proceso de flotación. En la fase inicial del proceso de flotación trata sobre los principales avances basado en mejora de los reactivos de flotación. El proceso de tratamiento de minerales destina mucho tiempo, energía y atención a la correcta elección del reactivo para lograr los resultados óptimos en la concentración y separación efectiva. En las plantas concentradoras, el manejo de la dosificación de reactivos es la etapa más importante dentro del proceso de estrategia de flotación. [3]

Una clasificación actual de los reactivos se determina en la función de un agente químico particular. En base a esta clasificación, los reactivos se dividen en colectores,

espumantes, depresores y reguladores. Se realizaron muchas pruebas con miles de productos químicos como reactivos de flotación. En la actualidad, hay unos pocos cientos de estos reactivos que se emplean ampliamente en flotación de minerales. [3]

2.1.2.1 Colectores

Este grupo de reactivos comprende gran cantidad de compuestos químicos orgánicos, que se diferencian en su función y composición química. El colector tiene como finalidad es formar selectivamente una película hidrófoba sobre una superficie mineral establecida en la pulpa de flotación y así suministrar las condiciones para el contacto de las partículas hidrófobas en las burbujas de aire. [3]

En base a la capacidad de los colectores para diluirse en el agua, se pueden separar en distintos grupos. Los colectores ionizantes radican en moléculas orgánicas heteropolares. Por consecuencia el colector adquiere un carácter de anión o catión. [3]

Según la química de los colectores aniónicos thiol se tiene a los xantatos, ditiofosfatos o aerofloats, xantoforimatos y tionocarbamatos.[8]

a. Xantatos

Crozier, R., (1992), “Flotation theory, reagents and ore testing”, menciona que los xantatos están disponibles comercialmente como

soluciones, polvos o gránulos. Los gránulos son los más deseables, ya que hay menos problemas de polvo (el polvo de xantato es irritante y tóxico) y una mejor estabilidad de almacenamiento. Todos los xantatos se descomponen en presencia de humedad, desprendiendo sulfuro de carbono como uno de los productos de descomposición, por lo que deben tratarse como potencialmente altamente inflamables. En la figura 2.6 se muestra la reacción empleada en la producción de xantatos. [5]

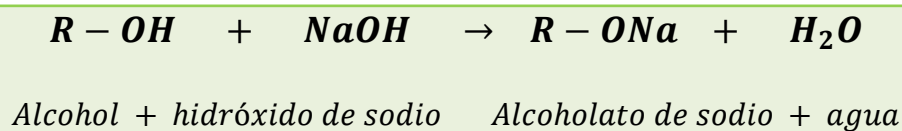


Figura 2.6 Reacción para la producción de Xantatos.

Fuente: Crozier, R., (1992), "Flotation theory, reagents and ore testing"

Su estructura principal se muestra en la siguiente figura 2.7. [5]

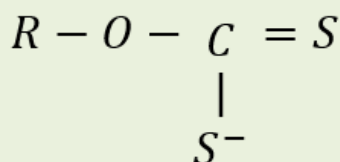


Figura 2.7 Estructura química principal de Xantato.

Fuente: Crozier, R., (1992), "Flotation theory, reagents and ore testing"

Manzaneda, J., (2000), "Procesamiento de minerales", describe que la disponibilidad comercial de xantatos y sus designaciones comerciales se muestran en la Tabla 2.1.[8]

Tabla 2.1 *Xantatos y sus designaciones comerciales.*

Alcohol	Xantato
Etílico	PEX ó Z3
Isopropílico	SIX ó Z11
Secbutílico	BSX ó Z12
Amílico	PAX ó Z6

Fuente: Manzaneda, J., (2000), “Procesamiento de minerales”.

b. Ditiofosfatos o aerofloats

Manzaneda, J., (2000), “Procesamiento de minerales”, menciona que los ditiofosfatos o aerofloats son ácidos ditiofosfóricos preparados en base a la reacción del P_2S_5 con un alcohol. Estos ácidos son inestables y deben ser convertidos a sales para su aplicación como colectores de flotación. [8]

Así como los xantatos son el resultado de la reacción entre CS_2 y un alcohol con soda cáustica, también existen colectores ditiofosfatos alquílicos que tienen como base el pentasulfuro de fósforo P_2S_5 , un alcohol y soda cáustica para neutralizar.[8]

c. Xantoformiatos

Los xantoformiatos son líquidos amarillos, aceitosos, esencialmente insolubles en agua. El dietil xantoformiato fue ampliamente utilizado

como colector para cemento de cobre en procesos LPF (lixiviación, precipitación y Flotación). [8]

El xantoformiato comercial es de sólo 75% de pureza, pero sus impurezas son productos colectores activos: xantato anhidro (10 a 20%), dietoxicarbonil (menos de 10%) y el único inerte, dietil carbonato presente entre 2 y 5 %.[8]

d. Tionocarbamatos

Los tionocarbamatos se obtienen reaccionando un xantoformiato con amina alquílica y en la siguiente figura 2.8 se muestra la estructura de un tionocarbamato con radicales, pero esta reacción tiene residuos muy contaminantes. Se asegura que de 5 partes en total para producir tionocarbamatos cuatro son residuos muy letales y difíciles de eliminar, ese es el principal problema de fabricación.[8]

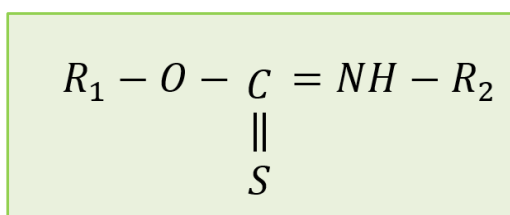


Figura 2.8 Estructura química de Isopropiletionocarbamato.
Fuente: Crozier, R., (1992), "Flotation theory, reagents and ore testing"

Los tionocarbamatos son líquidos incoloros, insolubles en agua, pero muy solubles en solventes orgánicos de modo tal que su empleo en flotación consigue estar mezclado

con espumantes tipo MIBC en cualquier proporción. Debido a su contenido de impurezas, tienen olor a compuestos de azufre.[8]

El tionocarbamato fabricado por la ruta del ester tiene una pureza de 85 y 90%; en el proceso catalítico se logran tionocarbamatos de 99%, con sólo un exceso de alcohol como impureza, que se elimina con el lavado en agua y logrando un excelente producto.[8]

2.1.2.2 Espumantes

Ascoturi, V., (2014), “Introducción a la flotación de minerales”, describe que los espumantes son aquellos que alteran la tensión superficial de los líquidos. Esta propiedad forma estructuras que les permite agruparse hasta unirse con otra fase distinta del resto del fluido, la cual forma una espuma que separa el mineral valioso del resto del resto. El objetivo principal es el de producir burbujas resistentes, de modo que se adhieran los minerales valiosos.[1]

2.1.2.3 Reguladores

Bulatovic, S., (2007), “Handbook of flotation reagent”, menciona que son considerados los productos químicos más importantes en el procesamiento de minerales, debido a que controlan la interacción de los colectores entre minerales. Con la aplicación de reactivos reguladores, se consigue la disminución o incremento de la adsorción selectiva de colectores en cierto tipo de minerales para

obtener una separación de minerales. Debido al aprovechamiento de los reactivos reguladores, es posible aislar sulfuros minerales individuales de plomo, zinc y cobre a partir de minerales de sulfuro complejos. [3]

Los reactivos reguladores, bajo diferentes condiciones, pueden mostrar acción activante o deprimente en la flotación. Por tanto, no es posible clasificar estrictamente los reactivos reguladores en grupos específicos. Las clases principales incluyen reactivos modificadores inorgánicos y reactivos modificadores orgánicos. [3]

2.1.2.4 Depresores

Ascoturi, V., (2014), “Introducción a la flotación de minerales”, menciona que los depresores son aquellos que presentan propiedades inversas a los colectores, para evitar la recolección de otras especies mineralógicas no deseadas en el producto que se quiere recuperar.[1]

2.1.3 Pruebas de flotación

2.1.3.1 Planificación de una prueba de flotación

Crozier, R., (1992), “Flotation theory, reagents and ore testing”, menciona que los estudios más simples sobre la flotabilidad de un mineral involucran al menos 25 variables identificadas. Un estudio a gran escala del procesamiento de un mineral requerirá la consideración de al menos 100 variables. El conocimiento general

de la interacción entre estas variables es escaso, por lo tanto, el cuidado al formalizar el diseño experimental es esencial. Un experimento de optimización de la recuperación de flotación, como único cambio estudiado es la dosis del colector, es una pérdida de tiempo, ya que la variable estudiada no es independiente de otras variables mantenidas constantes, por lo que el efecto detectado sobre la recuperación de minerales es peligrosamente engañoso. El problema clave en el diseño de todos los buenos experimentos de flotación es ver que las interacciones importantes entre las variables se identifiquen de manera confiable.[5]

Al considerar el tipo de trabajo que un laboratorio de flotación deberá ser capaz de realizar, como complemento de una mina en funcionamiento, es importante tener en cuenta que, en un molino existente, las variables más fáciles de cambiar, que afectan directamente a la operación del molino, y por tanto rendimiento económico, son: los reactivos; la dilución de la pulpa; y/o un aumento o disminución de la velocidad de alimentación al circuito de molienda, lo que necesariamente otorga como resultado una molienda más gruesa o más fina. Generalmente, después de que un molino está en funcionamiento, la presión sobre el metalúrgico es aumentar el tonelaje sin sacrificar la recuperación. Por lo tanto, normalmente supervisa de forma rutinaria la dosificación de reactivos existente, o el traspaso, si está incorporado en el circuito del molino. Hay restricciones y procedimientos para cambiar el tipo de reactivos utilizados y en los cambios de circuito. [5]

2.1.3.2 Diseño experimental

Al planificar un programa experimental, se deben involucrar los siguientes cinco pasos:

1. una definición clara de los objetivos del programa experimental y de las hipótesis que se utilizarán para analizar los resultados;
2. un diseño experimental que cuantificará la hipótesis y proporcionará los datos para alcanzar los objetivos planteados;
3. la ejecución del plan experimental y la recolección de datos;
4. el análisis de los datos obtenidos, y
5. la formulación de las conclusiones y recomendaciones.

Por lo general, estos cinco pasos son un buen marco para la organización del informe final del estudio de investigación.[5]

La Figura 2.9 muestra una forma conveniente de registrar el diseño experimental en papel, que también se utiliza para trazar la respuesta de recuperación. Los ejes x e y pueden representar la dosis del espumante y del colector, respectivamente, y el eje z el pH. Las recuperaciones registradas son de un ejemplo experimental. Este es un buen punto para indicar que el pH no es normalmente una función continua de la dosis del colector y del espumante, ya que mostrará una discontinuidad de recuperación en la alcalinidad natural del área (pH entre 7 y 8.5), por lo tanto, un cubo que se extiende a ambos lados de esta región. dará resultados ambiguos. En la tabla 2.2 se muestran los datos del ejemplo experimental.[5]

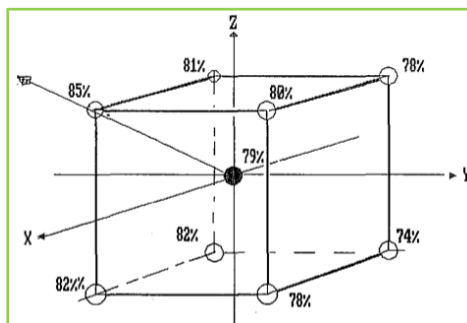


Figura 2.9 Experimento cúbico para un módulo de prueba de 3 niveles por 3 variables.

Fuente: Crozier, R., (1992), "Flotation theory, reagents and ore testing"

Tabla 2.2 Datos del experimento cúbico prueba de 3 niveles por 3 variables.

Datos:	x	y	z	Porcentaje
# Pruebas	Espumante g/t	colector g/t	Nivel de pH g/t CaO	de Recuperación
1	15	35	150	82%
2	15	85	150	74%
3	15	35	350	78%
4	15	85	350	82%
5	30	60	250	79%
6	45	35	150	82%
7	45	85	150	78%
8	45	35	350	80%
9	45	85	350	85%

Fuente: Crozier, R., (1992), "Flotation theory, reagents and ore testing"

2.1.3.3 Procedimiento de prueba de flotación

El tipo, tamaño e inversión en un laboratorio de análisis de minerales, y la especificación del equipo y el personal requerido, varían de acuerdo con los objetivos de análisis y difieren mucho si el trabajo a realizar es:

1. seguimiento y optimización del rendimiento del concentrador,
2. servicio técnico proveedor - selección o formulación de reactivos,
3. verificación del procesamiento de un nuevo mineral,
4. desarrollo industrial de nuevos reactivos, o
5. El desarrollo de un proceso de beneficio mineral para una nueva mina.

Las operaciones unitarias estándar que deben proporcionarse en un laboratorio de flotación incluyen: servicios de muestreo y preparación de muestras; instalaciones de trituración, trituración y determinación de la moliendabilidad; instalaciones y habilidades de microscopía y evaluación mineralógica; un laboratorio de flotación completamente equipado; recursos de procesamiento de datos y diseño experimental.

[5]

Las instalaciones que los laboratorios de análisis de minerales de utilización general suelen tener disponibles son: equipos para realizar pruebas de separación gravitacionales, electrostáticas o magnéticas; instalaciones clásicas de procesamiento de oro, que incluyen amalgamación, lixiviación de cianuro, precipitación de zinc, pruebas de carbón en pulpa, etc.; un laboratorio de lixiviación capaz de simular procesos de agitación, percolación y lixiviación en pilas.[5]

2.1.3.4 Equipamiento de laboratorio de flotación

Además de las instalaciones generales como las áreas de recepción, cuarteo y trituración, además de microscopios y otros instrumentos de identificación y ensayo de minerales, el equipo mínimo requerido en un laboratorio de pruebas de flotación es:

1. Instalaciones de preparación, pesaje y almacenamiento de muestras, que deben incluir una máquina termo selladora de bolsas de plástico y un ventilador
2. Uno o más molinos de bolas de acero inoxidable accionados por una goma de velocidad variable (juego de rodillos). El molino es frecuentemente de fabricación casera y consta de un tubo de acero inoxidable, de aproximadamente 6 a 12 pulgadas de diámetro por 10 a 18 pulgadas de largo, equipado con una tapa de extremo sellada y de apertura rápida. El mecanismo de accionamiento debe activarse mediante un motor eléctrico equipado con un temporizador confiable.
3. Una máquina de flotación de laboratorio estándar, equipada con vidrio cuadrado, plástico transparente, celdas capaces de manipular muestras de 500 g a 1000 g o más de mineral. El área del banco debe tener tomas de corriente, aire y agua, un temporizador de gran diámetro y, opcionalmente, un suministro de agua destilada.
4. Recursos de filtración adecuados, para el concentrado y relaves recolectados se deshidratan en un gran embudo Buchner.
5. Un buen horno de secado de muestras. En climas fríos, el secador es una mesa de metal calentada con vapor; de lo contrario, un gabinete ventilado hecho en casa con los estantes deslizables hará el trabajo de manera adecuada sin sobrecalentar las muestras de relave y concentrados. [4]

a. Celdas de flotación

Se han utilizado muchos tipos diferentes de máquinas de flotación de laboratorio durante los últimos treinta o cuarenta años, pero hoy en día solo se utilizan tres o cuatro tipos. Todos son tipos de agitación mecánica con impulsores de velocidad variable. Algunos son de tipo sub aireación, con capacidad limitada para controlar el flujo de aire a la zona de agitación, y otros requieren una fuente exterior de aire a baja presión para generar la espuma. En la Figura 2.12 se muestra una celda convencional de flotación para laboratorio con sus partes principales. [5]

b. Instrumentación

Absolutamente esencial es la disponibilidad de un medidor de pH electrónico resistente con una sonda que se pueda mantener en la espuma o sumergir cuando sea necesario. También es esencial un segundo temporizador de laboratorio de 10 o 12 pulgadas de diámetro que se instale a la vista del operador. De lo contrario, el laboratorio debe estar bien equipado con máquinas de pesaje precisas y al menos una balanza analítica para calibrar los alimentadores de reactivos. Los equipos de absorción atómica o infrarrojos redox y en línea son un lujo que se justifica si se incluye de forma rutinaria una gran cantidad de investigación básica en las tareas del laboratorio de flotación. El otro elemento que no se debe escatimar es el tipo y la calidad del equipo de medición del tamaño de la pantalla. [5]

c. Agua

Es un elemento controvertido en las pruebas de laboratorio. Sin duda, la disponibilidad de agua desionizada para su empleo en pruebas preliminares de prueba de flotación es deseable, pero generalmente, a menos que la comunidad tenga agua inusualmente dura, el agua del grifo es adecuada para el trabajo de rutina. Si el cliente tiene un problema de agua, y particularmente si el agua recuperada, que contiene reactivos de flotación y floculación residuales, es o será la principal fuente de agua de proceso, entonces las instalaciones de almacenamiento para grandes cantidades de agua de proceso provenientes del suministro normal de la mina deberían estar disponible en el laboratorio. [5]

d. Adición de reactivos

Los reactivos solubles en agua, como los xantatos, deben prepararse diariamente y generalmente se alimentan a las celdas de flotación como soluciones relativamente diluidas (las tasas de descomposición para la mayoría de los xantatos son aproximadamente del 1% por día y los productos de descomposición pueden ser depresores). En la figura 2.10 se muestra la celda de flotación del laboratorio.

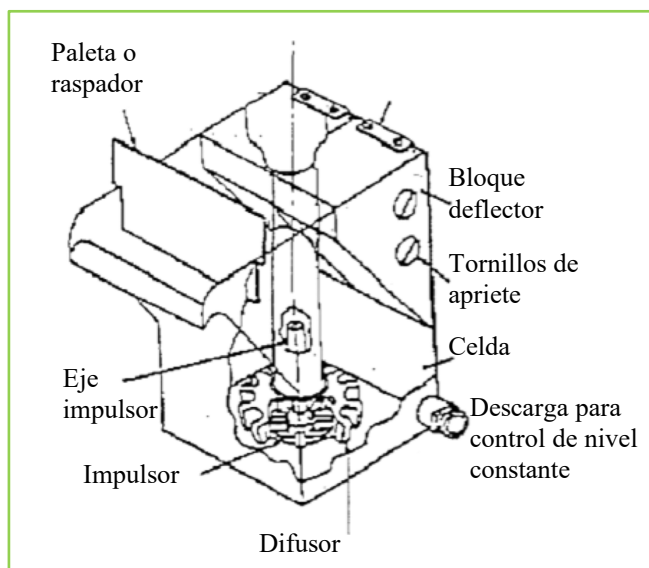


Figura 2.10 Celda de flotación de laboratorio.

Fuente: Crozier, R., (1992), "Flotation theory, reagents and ore testing"

2.2 Marco conceptual

2.2.1 Reactivo

Compuesto o sustancia química que se adiciona al mineral o pulpa de mineral con el propósito de recuperar los minerales valiosos del no valioso, mediante el proceso de flotación de minerales.

2.2.2 Muestra

Parte o porción pequeña representativa de mineral acumulado o pulpa en proceso que es utilizado para pruebas metalúrgicas de investigación.

2.2.3 Colector

Compuesto orgánico que favorece la condición hidrofóbica dentro de la flotación de minerales con el objetivo de separarlos del agua y adherirse a las burbujas de aire.

2.2.4 Espumantes

Es un reactivo de flotación utilizado para brindar estabilidad de la burbuja y darle el tamaño adecuado a la burbuja para la concentración de los minerales valiosos.

2.2.5 Celdas

Equipo utilizado para la agitación mecánica de la pulpa de mineral mediante impulsores de velocidad variable e inyección de aire para la formación de burbujas o espuma.

CAPÍTULO III

DESARROLLO DEL TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

3.1 Recolección de datos

La recolección de datos para el desarrollo del trabajo de investigación iniciará con la identificación del circuito actual de flotación de concentrados en la planta de flotación de Plomo y Zinc, el cual se definirá el diagrama de flujo actual como base del desarrollo del trabajo de investigación, seguido de un muestreo de todo el circuito de flotación como referencia de resultados de proceso de recuperación de concentrados.

Así mismo en la recolección de datos se utilizará una muestra compósito de periodo mensual para la caracterización física y química del mineral, para las pruebas de moliendabilidad del mineral, pruebas de cinética de flotación del mineral y pruebas de flotación batch en el circuito de flotación de concentrado de plomo.

a. Circuito de flotación de concentrados

El circuito de flotación de concentrados está estructurado por 2 etapas de concentración, una etapa de flotación de minerales de plomo y otra etapa de

concentrados de flotación minerales de zinc. La etapa de concentración de plomo presenta un tanque acondicionador de pulpa, 2 bancos de celdas rougher, 3 bancos de cleaner y un banco de celda cleaner scavenger. Como se muestra en la figura 3.1, el diagrama de flujo del circuito de flotación de plomo.

En la etapa de concentración de minerales de zinc presenta 2 tanques acondicionadores de pulpa, 2 bancos de celdas rougher, 2 bancos de celdas cleaner y un banco de celda cleaner scavenger. En la figura 3.2, se muestra el diagrama de flujo del circuito de flotación de Zinc.

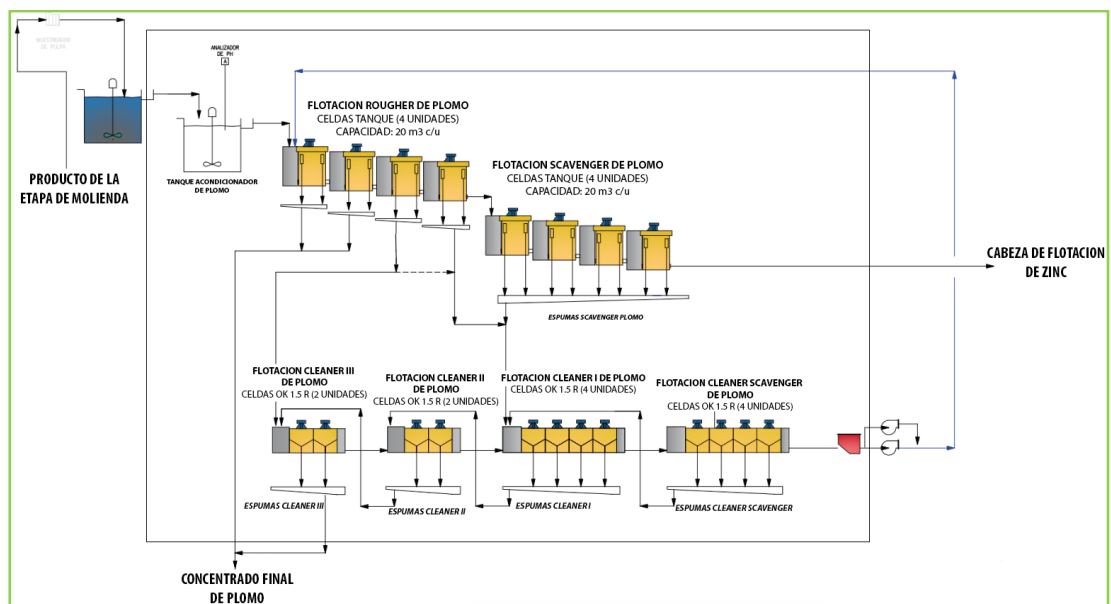


Figura 3.1 Diagrama de flujo del circuito de flotación de plomo.

Fuente: Elaboración propia

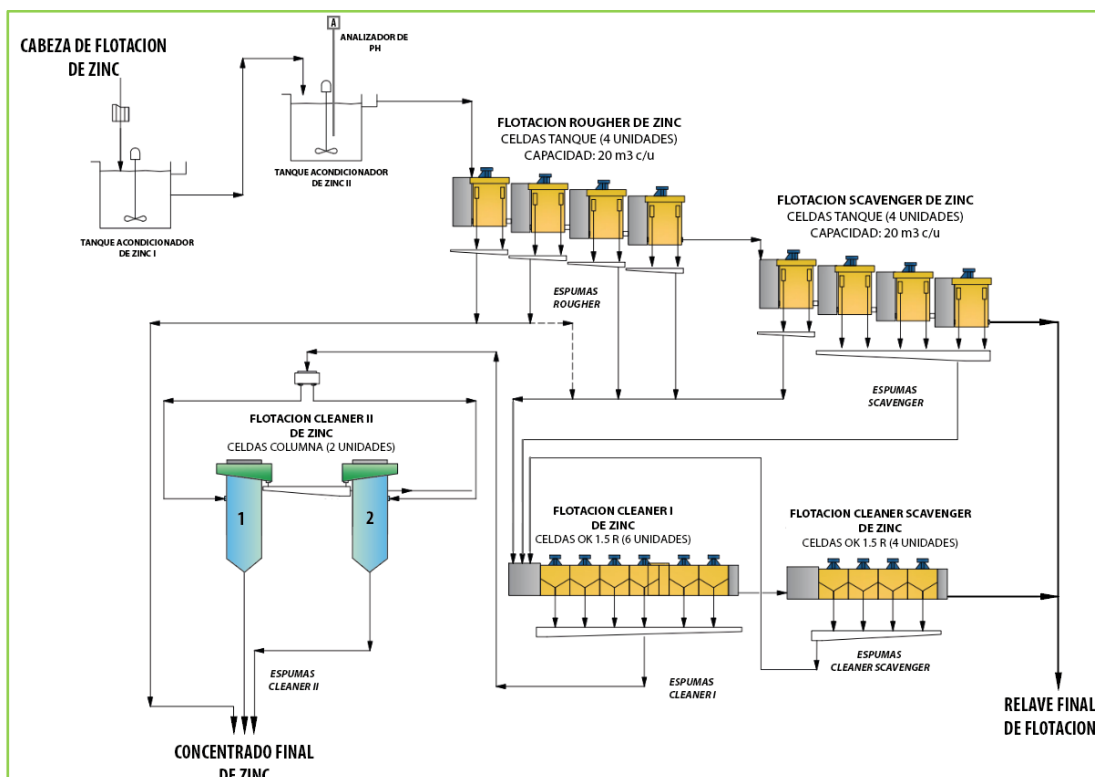


Figura 3.2 Diagrama de flujo del circuito de flotación de zinc.

Fuente: Elaboración propia

b. Muestreo del circuito de flotación

La ejecución del muestreo del circuito de flotación es para obtener una referencia en pesos y leyes de concentrados de los productos en una operación diaria de flotación en ambas etapas. Así mismo en el proceso de muestreo se realizará las mediciones de pH, densidad y dosificación de reactivos.

En el circuito de flotación de plomo se contempló un total de 13 muestras contenidos en baldes con tapas y correctamente rotuladas como se muestra en la figura 3.3, así en la etapa de flotación de zinc se contempla un total de 10 muestras. En la tabla 3.1 se muestra los puntos de muestreo de pulpa de mineral y su codificación del circuito de

flotación de plomo y en la tabla 3.3 los puntos del muestreo y codificación para el circuito de flotación de zinc.



Figura 3.3 Muestras de pulpa contenidas en baldes rotulados.
Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.1 *Puntos de muestreo de circuito de flotación plomo.*

	Punto Muestreo	Código
1	Alimento Flotación Plomo	LM-MF-001
2	Concentrado Ro 1/2 Pb	LM-MF-002
3	Relave Ro Pb 1/2	LM-MF-003
4	Concentrado Ro 3/8 Pb	LM-MF-004
5	Relave Scv Pb	LM-MF-005
6	Concentrado CI 1 Pb	LM-MF-006
7	Relave CI 1 Pb	LM-MF-007
8	Concentrado CI Scv Pb	LM-MF-008
9	Relave CI Scv Pb	LM-MF-009
10	Concentrado CI 2 Pb	LM-MF-010
11	Relave cl 2 Pb	LM-MF-011
12	Concentrado CI 3 Pb	LM-MF-012
13	Relave CI 3 Pb	LM-MF-013

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 3.2 *Puntos de muestreo de circuito de flotación zinc.*

Punto Muestreo		Código
1	Concentrado Ro 1/2 Zn	LM-MF-014
2	Relave Ro 1/2 Zn	LM-MF-015
3	Concentrado Ro 3/8 Zn	LM-MF-016
4	Conc Cl 1 Zn	LM-MF-017
5	Relave Cl 1 Zn	LM-MF-018
6	Concentrado Cl 2 Zn	LM-MF-019
7	Relave Cl 2 Zn	LM-MF-020
8	Concentrado Cl 3 Zn	LM-MF-021
9	Relave Cl 3 Zn	LM-MF-022
10	Relave final	LM-MF-023

Fuente: Elaboración propia

A partir de los puntos de muestreo se realiza el diagrama de la ubicación de los puntos de muestreo para cada circuito de flotación. En la figura 3.4 se expone la ubicación de los puntos de muestreo en el diagrama de flujo para la etapa de flotación de Plomo y en la figura 3.5 se muestra la ubicación de los puntos de muestreo en el diagrama flujo para la etapa de flotación de Zinc.

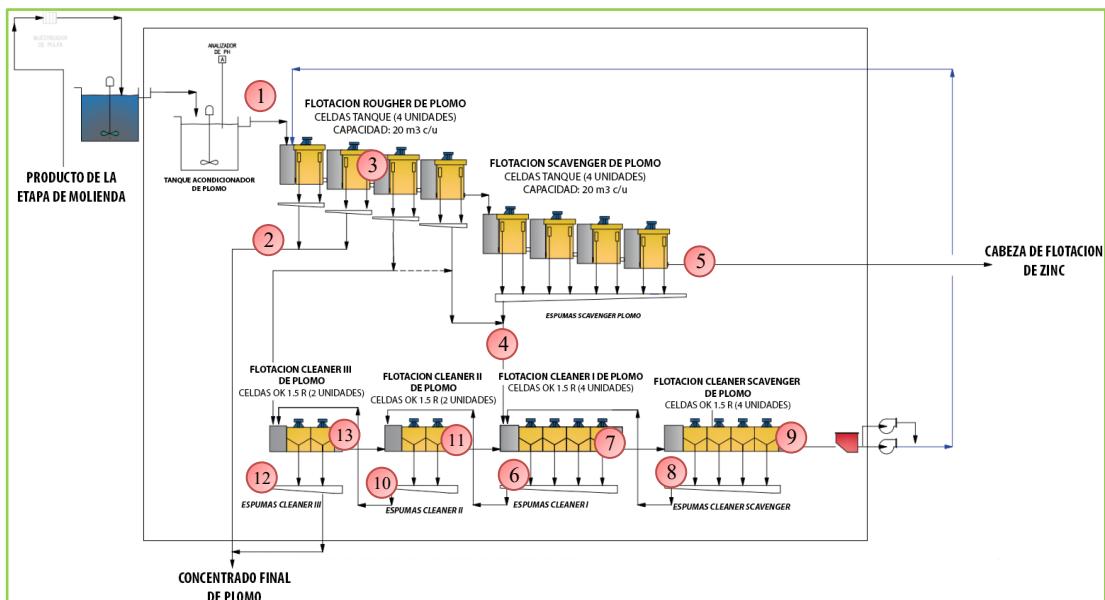


Figura 3.4 Diagrama de puntos de muestreo del circuito de flotación de plomo.
Fuente: Elaboración propia

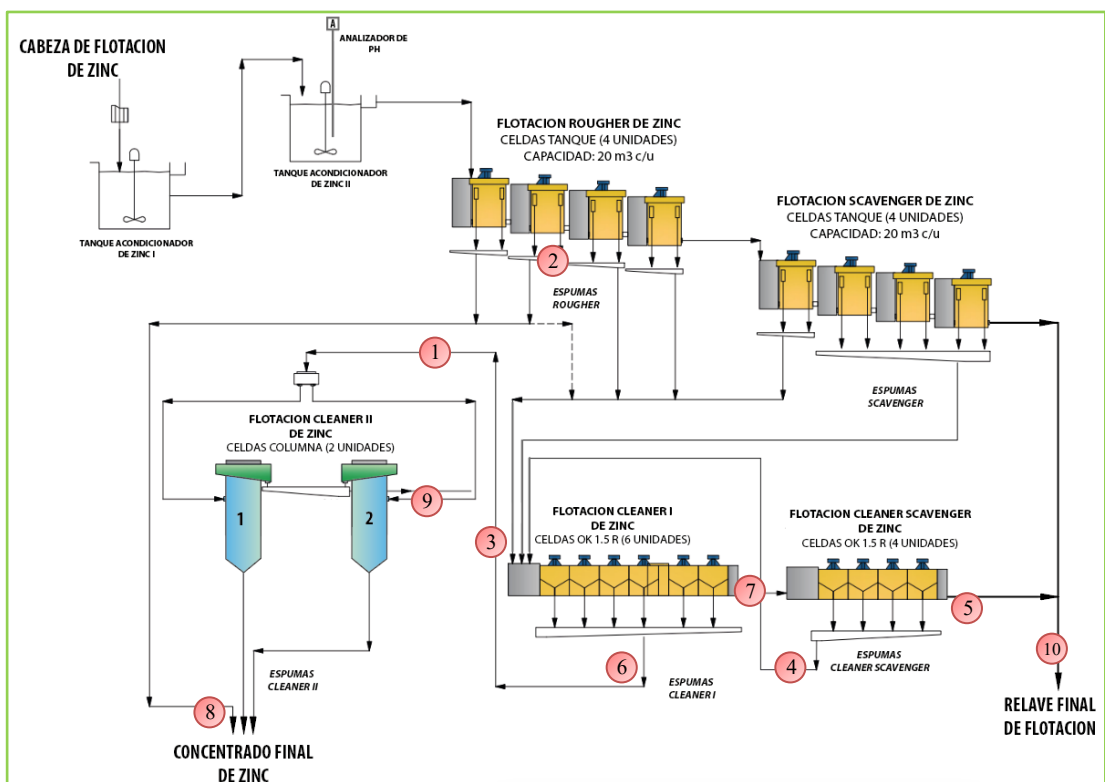


Figura 3.5 Diagrama de puntos de muestreo del circuito de flotación de zinc.
Fuente: Elaboración propia

Terminado el proceso de muestreo por un periodo de 24 horas se procedió a realizar el filtrado y secado de cada una de las muestras con especial cuidado de contaminación en las muestras de concentrado y relave. Para ello se separó las muestras con una mayor concentración de leyes en Au (oro), Ag (Plata), Pb (Plomo), Zn (Zinc) y Fe (Fierro).

Luego del proceso de secado, se realiza la homogenización y cuarteo de la muestra para extraer una muestra representativa y enviar a su análisis químico de cada una de las muestras con especial cuidado de contaminación de muestras entre concentrados y relaves y no obtener lecturas erróneas. En la tabla 3.4 se muestran las leyes de cada uno de los puntos de muestreo en el circuito de flotación.

c. Procedimiento de pruebas metalúrgicas

Para las pruebas metalúrgicas de flotación se utilizan las muestras de una cantidad de 100kg, con el soporte del área de geología para su verificación adecuada del mineral compuesto mensual.

Se continua con el secado y seguido del proceso de chancado de mineral en una chancadora de quijadas de laboratorio para reducir su tamaño y luego transportar la muestra a una chancadora de rodillo para completar la reducción de tamaño a una granulometría de 100% -malla 10. En las figuras 3.6 y 3.7 se muestra el modelo de las chancadoras utilizadas para la reducción de tamaño de la muestra compuesto.



Figura 3.6 Chancadora de quijadas utilizada en laboratorio.
Fuente: Elaboración propia



Figura 3.7 Chancadora de rodillos utilizada en laboratorio.
Fuente: Elaboración propia

Luego procede a realizar el protocolo de cuarteo y homogenización de las muestras, como se muestra en la figura 3.8. A partir de lo indicado se obtendrán las muestras para los trabajos experimentales mencionados.

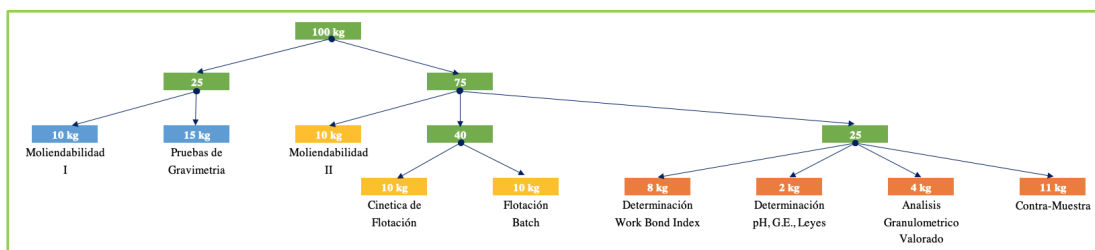


Figura 3.8 Distribución de muestra de mineral compósito para pruebas metalúrgicas.

Fuente: Elaboración propia.

Los cuarteos se realizan de manera manual para la obtención de muestras para los siguientes trabajos mencionados a continuación:

1. Caracterización Física y Química del mineral.
2. Caracterización Granulométrica Valorada de mineral de cabeza.
3. Pruebas de gravimetría batch.
4. Pruebas cinéticas de Flotación.
5. Pruebas de flotación batch con 3 limpiezas.

La obtención del tiempo de molienda para la etapa de flotación para una granulometría de 80%-malla 200, está determinada por la interpolación de resultados obtenidos a partir de moliendas de mineral a diferentes tiempos con una misma cantidad de muestra de mineral. Este proceso se realizó con un molino de laboratorio como se observa en la figura 3.9 Molino de laboratorio con rodillos.

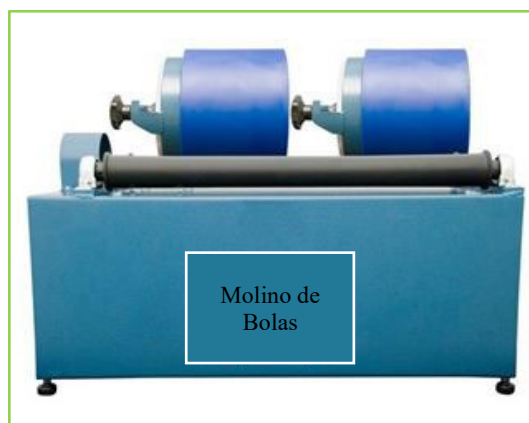


Figura 3.9 Molino de bolas de laboratorio metalúrgico.

Fuente: Elaboración propia.

3.2 Procesamiento de los datos

Una vez obtenida la data recolectada del muestreo de pulpa del circuito de flotación y el muestreo de mineral compuesto para las pruebas metalúrgicas de flotación se realiza el procesamiento de los datos utilizando el software Microsoft Excel 2019.

3.2.1 Muestreo y balance del circuito de flotación

En la ejecución del proceso de muestreo de pulpa de mineral de cada uno de los puntos en las etapas de flotación, se obtuvieron datos medidos en campos tales como el pH y densidad de la pulpa de mineral. En la tabla 3.3 se observa la data de medición de pH y densidad de la pulpa de mineral para el circuito de flotación de plomo y en la tabla 3.4 la data correspondiente al circuito de flotación de zinc.

Tabla 3.3 *Data de medición en campo de pH y densidad de pulpa en circuito de plomo.*

Punto Muestreo		PH pulpa	Densidad (kg/L)
1	Alimento Flotación Plomo	8.84	1.35
2	Concentrado Ro 1/2 Pb	8.85	1.25
3	Relave Ro Pb 1/2	8.86	1.30
4	Concentrado Ro 3/8 Pb	8.85	1.20
5	Relave Scv Pb	8.84	1.27
6	Concentrado Cl 1 Pb	7.58	1.18
7	Relave Cl 1 Pb	7.59	1.10
8	Concentrado Cl Scv Pb	7.68	1.18
9	Relave Cl Scv Pb	7.69	1.10
10	Concentrado Cl 2 Pb	7.45	1.20
11	Relave cl 2 Pb	7.47	1.10
12	Concentrado Cl 3 Pb	7.68	1.24
13	Relave Cl 3 Pb	7.69	1.10

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 3.4 *Data de medición en campo de pH y densidad de pulpa en circuito de Zinc.*

Punto Muestreo		PH pulpa	Densidad (kg/L)
1	Concentrado Ro 1/2 Zn	9.41	1.25
2	Relave Ro 1/2 Zn	9.45	1.25
3	Concentrado Ro 3/8 Zn	9.75	1.18
4	Conc Cl 1 Zn	10.52	1.15
5	Relave Cl 1 Zn	10.51	1.10
6	Concentrado Cl 2 Zn	10.55	1.18
7	Relave Cl 2 Zn	10.56	1.10
8	Concentrado Cl 3 Zn	10.53	1.20
9	Relave Cl 3 Zn	10.53	1.08
10	Relave final	9.89	1.23

Fuente: Elaboración propia.

Con los datos obtenidos en campos se procede a realizar los cálculos correspondientes a la gravedad específica (g.e.) y el porcentaje de sólidos (%sólidos). En la tabla 3.5 y 3.6, se muestran los datos del cálculo de gravedad específica y porcentaje de sólidos para los circuitos de flotación de plomo y zinc respectivamente.

Tabla 3.5 *Data de gravedad específica y porcentaje de sólidos del circuito de flotación de plomo.*

Punto Muestreo		G.e.	% Sólidos
1	Alimento Flotación Plomo	2.75	40.74
2	Concentrado Ro 1/2 Pb	4.06	26.54
3	Relave Ro Pb 1/2	2.74	36.34
4	Concentrado Ro 3/8 Pb	4.15	21.96
5	Relave Scv Pb	2.73	33.55
6	Concentrado CI 1 Pb	4.85	19.22
7	Relave CI 1 Pb	4.13	12.43
8	Concentrado CI Scv Pb	4.94	19.13
9	Relave CI Scv Pb	4.16	11.97
10	Concentrado CI 2 Pb	5.07	20.76
11	Relave CI 2 Pb	4.44	11.73
12	Concentrado CI 3 Pb	5.40	23.75
13	Relave CI 3 Pb	4.56	11.64

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 3.6 *Data de gravedad específica y porcentaje de sólidos del circuito de flotación de zinc.*

Punto Muestreo		G.e.	% Sólidos
1	Concentrado Ro 1/2 Zn	3.43	28.23
2	Relave Ro 1/2 Zn	2.71	31.70
3	Concentrado Ro 3/8 Zn	3.56	21.21
4	Conc Cl 1 Zn	3.60	18.06
5	Relave Cl 1 Zn	3.16	13.30
6	Concentrado Cl 2 Zn	3.69	20.92
7	Relave Cl 2 Zn	3.45	12.80
8	Concentrado Cl 3 Zn	4.08	22.08
9	Relave Cl 3 Zn	3.50	10.37
10	Relave final	2.67	29.90

Fuente: Elaboración propia.

Culminado el proceso de muestreo, secado, cuarteo y homogeneizado de cada una de las muestras de mineral se procede a enviar a laboratorio químico las muestras representativas de cada punto de muestreo. En la tabla 3.7 y 3.8 se muestra el resultado del análisis químico en oro (Au), plata (Ag), plomo (Pb), zinc (Zn) y fierro (Fe) en el circuito de plomo y zinc respectivamente.

Tabla 3.7 *Análisis Químico en Au, Ag, Pb, Zn y Fe del circuito de plomo.*

Punto Muestreo		LEYES				
		Au Oz/t	Ag Oz/t	Pb %	Zn %	Fe %
1	Alimento Flotación Plomo	0.12	5.31	1.17	2.18	2.94
2	Concentrado Ro 1/2 Pb	3.41	155.08	39.70	13.47	5.45
3	Relave Ro Pb 1/2	0.10	3.27	0.72	2.11	3.20
4	Concentrado Ro 3/8 Pb	1.18	34.69	8.68	6.73	10.59
5	Relave Scv Pb	0.04	1.40	0.25	1.83	2.76
6	Concentrado Cl 1 Pb	2.69	113.64	22.60	13.66	14.38
7	Relave Cl 1 Pb	0.96	23.65	5.50	6.30	8.94
8	Concentrado Cl Scv Pb	1.47	51.20	8.18	10.23	8.18
9	Relave Cl Scv Pb	0.72	10.56	4.23	4.44	9.29
10	Concentrado Cl 2 Pb	2.94	125.60	24.89	14.73	14.88
11	Relave cl 2 Pb	1.16	35.88	6.47	4.67	8.97
12	Concentrado Cl 3 Pb	3.23	141.00	28.27	16.82	16.29
13	Relave Cl 3 Pb	45.65	46.05	7.41	3.89	7.61

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 3.8 *Análisis químico en Au, Ag, Pb, Zn y Fe del circuito de zinc.*

Punto Muestreo		LEYES				
		Au Oz/t	Ag Oz/t	Pb %	Zn %	Fe %
1	Concentrado Ro 1/2 Zn	0.32	24.22	1.95	49.56	3.40
2	Relave Ro 1/2 Zn	0.03	1.10	0.11	1.20	2.82
3	Concentrado Ro 3/8 Zn	0.31	21.18	2.87	46.22	4.25
4	Conc Cl 1 Zn	0.29	25.41	2.13	38.83	3.25
5	Relave Cl 1 Zn	0.28	18.36	2.98	46.13	5.23
6	Concentrado Cl 2 Zn	0.33	24.84	2.26	44.41	3.28
7	Relave Cl 2 Zn	0.25	27.16	1.58	32.72	3.03
8	Concentrado Cl 3 Zn	0.34	23.27	2.79	46.30	3.52
9	Relave Cl 3 Zn	0.31	27.95	1.21	40.69	2.81
10	Relave final	0.03	0.61	0.05	0.11	2.79

Fuente: Elaboración propia.

Con los datos de campo de cada uno de los puntos de muestreo se procede a calcular los caudales de pulpa y tonelaje del balance en ambos circuitos de flotación. En la tabla

3.9 y 3.10 se muestran los datos obtenidos de flujo másico, agua y tonelaje del balance en el circuito de plomo y zinc respectivamente.

Tabla 3.9 Balance másico y caudales en circuito de flotación de plomo.

	Punto Muestreo	TMSD	G.e.	% Sólidos	H2O (m3/h)	Q pulpa (m3/h)
1	Alimento Flotación Plomo	1915.00	2.75	40.74	116.06	145.08
2	Concentrado Ro 1/2 Pb	30.07	4.06	26.54	3.47	3.78
3	Relave Ro Pb 1/2	1975.24	2.74	36.34	144.18	174.22
4	Concentrado Ro 3/8 Pb	110.81	4.15	21.96	16.41	17.52
5	Relave Scv Pb	1864.43	2.73	33.55	153.87	182.33
6	Concentrado CI 1 Pb	27.71	4.85	19.22	4.85	5.09
7	Relave CI 1 Pb	133.23	4.13	12.43	39.11	40.46
8	Concentrado CI Scv Pb	42.92	4.94	19.13	7.56	7.92
9	Relave CI Scv Pb	90.32	4.16	11.97	27.68	28.59
10	Concentrado CI 2 Pb	24.46	5.07	20.76	3.89	4.09
11	Relave CI 2 Pb	7.21	4.44	11.73	2.26	2.33
12	Concentrado CI 3 Pb	20.50	5.40	23.75	2.74	2.90
13	Relave CI 3 Pb	3.97	4.56	11.64	1.25	1.29

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 3.10 Balance másico y caudales en circuito de flotación de zinc.

Punto Muestreo		TMSD	G.e. (gr/cc)	% Sólidos	H2O (m3/h)	Q pulpa (m3/h)
1	Concentrado Ro 1/2 Zn	39.09	3.43	28.23	4.14	4.62
2	Relave Ro 1/2 Zn	1847.49	2.71	31.70	165.89	194.29
3	Concentrado Ro 3/8 Zn	44.79	3.56	21.21	6.93	7.46
4	Conc Cl 1 Zn	1802.70	2.67	29.90	176.13	204.26
5	Relave Cl 1 Zn	55.39	3.60	18.06	10.47	11.11
6	Concentrado Cl 2 Zn	22.15	3.16	13.30	6.02	6.31
7	Relave Cl 2 Zn	37.38	3.69	20.92	5.89	6.31
8	Concentrado Cl 3 Zn	32.74	3.45	12.80	9.29	9.69
9	Relave Cl 3 Zn	22.64	4.08	22.08	3.33	3.56
10	Relave final	14.74	3.50	10.37	5.31	5.48

Fuente: Elaboración propia.

3.2.2 Prueba de Flotación Batch N° 1

En la prueba de flotación batch # 1, se utiliza la pulpa de mineral proveniente de la etapa de molienda para su evaluación en una celda de flotación batch experimental de 1 Kg de capacidad con los parámetros preliminares mostrados en la tabla 3.11. Condiciones iniciales de pulpa de mineral.

Tabla 3.11 Valores iniciales de prueba N° 1 – Pulpa de molienda.

Pulpa de Molienda	
Mineral:	1000 g
Malla:	-85 %m200
pH:	8.5
Reactivos	Kg/TM
ZnSO ₄	0.31

Fuente: Elaboración propia.

Como siguiente paso se procede a regular la pulpa a un pH de 8.2 con ácido sulfúrico (H₂SO₄) y dosificar el xantato (Z-6), durante un tiempo de acondicionamiento de 10

minutos y en la flotación Rougher Plomo – Pirita se dosifica Z-6 y espumante MIBC a un pH de pulpa de 7.5. En la tabla 3.12 se observa las condiciones para la prueba de flotación N° 1.

Tabla 3.12 *Parámetros para prueba de flotación batch N° 1.*

II. Acondicionamiento de Pb		III. Acondicionamiento de Pb - Py	
Malla -85	%m200	Tiempo = 4	min
Tiempo =10	min	pH:	7.5
pH:	8.2		
Reactivos	Kg/TM	Reactivos	Kg/TM
H ₂ SO ₄	0.0105	ZnSO ₄	0.194
Z-6	0.0039	H ₂ SO ₄	0.014
Flotación Rougher; T= 5 min		Flotación Ro Plomo - Py; T= 12 min	
Z-6	0.0054	Z-6	0.07
A-404	0.0039		
MIBC	0.0039	MIBC	0.0039

Fuente: Elaboración propia.

3.2.3 Prueba de Flotación Batch N° 2

En la prueba de flotación batch N° 2, se utiliza la pulpa de mineral proveniente de la etapa de molienda para su evaluación en una celda de flotación batch experimental de 1 Kg de capacidad con los parámetros preliminares mostrados en la tabla 3.13. Condiciones iniciales de pulpa de mineral.

Tabla 3.13 *Valores iniciales de prueba N° 2 – Pulpa de molienda.*

Pulpa de Molienda	
Mineral:	1000 g
Malla:	-85 %m200
pH:	8.5
Reactivos	Kg/TM
ZnSO ₄	0.31

Fuente: Elaboración propia.

Como siguiente paso se procede a regular la pulpa a un pH de 8.2 con ácido sulfúrico (H₂SO₄) y dosificar el xantato (Z-6), durante un tiempo de acondicionamiento de 10 minutos y en la flotación Rougher Plomo – Piritita se dosifica Z-6 y espumante MIBC a un pH de pulpa de 7.0. En la tabla 3.14 se observa las condiciones para la prueba de flotación N° 2.

Tabla 3.14 *Parámetros para prueba de flotación batch N° 2.*

II. Acondicionamiento de Pb		III. Acondicionamiento de Pb - Py	
Malla -85	%m200	Tiempo = 4	min
Tiempo =10	min	pH:	7.5
pH:	8.2		
Reactivos	Kg/TM	Reactivos	Kg/TM
H ₂ SO ₄	0.0105	ZnSO ₄	0.194
Z-6	0.0039	H ₂ SO ₄	0.014
Flotación Rougher; T= 5 min		Flotación Ro Plomo - Py; T= 12 min	
Z-6	0.0054	Z-6	0.07
A-404	0.0039		
MIBC	0.0039	MIBC	0.0039

Fuente: Elaboración propia.

3.2.4 Prueba de Flotación Batch N° 3

En la prueba de flotación batch N° 3, se utiliza la pulpa de mineral proveniente de la etapa de molienda para su evaluación en una celda de flotación batch

experimental de 1 Kg de capacidad con los parámetros preliminares mostrados en la tabla 3.15. Condiciones iniciales de pulpa de mineral.

Tabla 3.15 *Valores iniciales de prueba N° 3 – Pulpa de molienda.*

Pulpa de Molienda	
Mineral:	1000 g
Malla:	-85 %m200
pH:	8.5
Reactivos	Kg/TM
ZnSO ₄	0.31

Fuente: Elaboración propia.

Como siguiente paso se procede a regular la pulpa a un pH de 8.2 con ácido sulfúrico (H₂SO₄) y dosificar el xantato (Z-6), durante un tiempo de acondicionamiento de 10 minutos y en la flotación Rougher Plomo – Piritita se dosifica Z-6, A-404 y espumante MIBC a un pH de pulpa de 7.0. En la tabla 3.16 se observa las condiciones para la prueba de flotación N° 3.

Tabla 3.16 *Parámetros para prueba de flotación batch N° 3.*

II. Acondicionamiento de Pb		III. Acondicionamiento de Pb - Py	
Malla -85	%m200	Tiempo = 4	min
Tiempo =10	min	pH:	7.0
pH:	8.2		
Reactivos	Kg/TM	Reactivos	Kg/TM
H ₂ SO ₄	0.0105	ZnSO ₄	0.194
Z-6	0.0039	H ₂ SO ₄	0.014
Flotación Rougher; T= 5 min		Flotación Ro Plomo - Py; T= 12 min	
Z-6	0.0054	Z-6	0.07
A-404	0.0039	A-404	0.023
MIBC	0.0039	MIBC	0.0039

Fuente: Elaboración propia.

3.2.5 Prueba de Flotación Batch N° 4

En la prueba de flotación batch N° 4, se utiliza la pulpa de mineral proveniente de la etapa de molienda para su evaluación en una celda de flotación batch experimental de 1 Kg de capacidad con los parámetros preliminares mostrados en la tabla 3.17. Condiciones iniciales de pulpa de mineral.

Tabla 3.17 *Valores iniciales de prueba N° 4 – Pulpa de molienda.*

Pulpa de Molienda	
Mineral:	1000 g
Malla:	-85 %m200
pH:	8.5
Reactivos	Kg/TM
ZnSO ₄	0.31

Fuente: Elaboración propia.

Como siguiente paso se procede a regular la pulpa a un pH de 8.2 con ácido sulfúrico (H₂SO₄) y dosificar el xantato (Z-6), durante un tiempo de acondicionamiento de 10 minutos y en la flotación Rougher Plomo – Pirita se dosifica Z-6, MT-6100 y espumante MIBC a un pH de pulpa de 7.0. En la tabla 3.18 se observa las condiciones para la prueba de flotación N° 4.

Tabla 3.18 *Parámetros para prueba de flotación batch N° 4.*

II. Acondicionamiento de Pb		III. Acondicionamiento de Pb - Py	
Malla -85	%m200	Tiempo = 4	min
Tiempo =10	min	pH:	7.0
pH:	8.2		
Reactivos	Kg/TM	Reactivos	Kg/TM
H ₂ SO ₄	0.0105	ZnSO ₄	0.194
Z-6	0.0039	H ₂ SO ₄	0.014
Flotación Rougher; T= 5 min		Flotación Ro Plomo - Py; T= 12 min	
Z-6	0.0054	Z-6	0.07
A-404	0.0039	MT-6100	0.023
MIBC	0.0039	MIBC	0.0039

Fuente: Elaboración propia.

3.2.6 Prueba de Flotación Batch N° 5

En la prueba de flotación batch N° 5, se utiliza la pulpa de mineral proveniente de la etapa de molienda para su evaluación en una celda de flotación batch experimental de 1 Kg de capacidad con los parámetros preliminares mostrados en la tabla 3.19. Condiciones iniciales de pulpa de mineral.

Tabla 3.19 *Valores iniciales de prueba N° 5 – Pulpa de molienda.*

Pulpa de Molienda		
Mineral:	1000	g
Malla:	-85	%m200
pH:	8.5	
Reactivos	Kg/TM	
ZnSO ₄	0.31	

Fuente: Elaboración propia.

Como siguiente paso se procede a regular la pulpa a un pH de 8.2 con ácido sulfúrico (H₂SO₄) y dosificar el xantato (Z-6), durante un tiempo de acondicionamiento de 10 minutos y en la flotación Rougher Plomo – Pirita se dosifica Z-6, A-404, MT-6100 y

espumante MIBC a un pH de pulpa de 7.0. En la tabla 3.20 se observa las condiciones para la prueba de flotación N° 5.

Tabla 3.20 *Parámetros para prueba de flotación batch N° 5.*

II. Acondicionamiento de Pb		III. Acondicionamiento de Pb - Py	
Malla -85	%m200		
Tiempo =10	min	Tiempo = 4	min
pH:	8.2	pH:	7.0
Reactivos	Kg/TM	Reactivos	Kg/TM
H ₂ SO ₄	0.0105	ZnSO ₄	0.194
Z-6	0.0039	H ₂ SO ₄	0.014
Flotación Rougher; T= 4 min		Flotación Ro Plomo - Py; T= 12 min	
Z-6	0.0054	Z-6	0.07
A-404	0.0039	A-404	0.023
		MT-6100	0.023
MIBC	0.0039	MIBC	0.0039

Fuente: Elaboración propia.

3.3 Análisis de la información

Mediante el procesamiento de la información de las pruebas metalúrgicas obtenemos los siguientes resultados para cada una de las pruebas batch realizadas.

3.3.1. Balance metalúrgico de prueba batch N° 1

En la prueba batch N° 1, se desarrolló según las condiciones descritas en la tabla 3.11 y 3.12, y la muestra de mineral y sus productos obtuvieron los siguientes resultados mostrados a continuación en la tabla 3.21 Leyes de prueba batch 1.

Tabla 3.21 *Análisis químico de metales en prueba batch N° 1.*

	Leyes (*g; **Oz; %)						
	Peso	%	Au *	Ag **	Pb	Zn	Fe
Cabeza 1	950	100.0	4.422	3.486	1.566	1.932	3.368
Concentrado Pb 1	25	2.6	93.254	241.872	43.558	11.142	6.433
Concentrado Pb - Py 1	48	5.1	16.471	31.476	5.175	2.988	7.076
Relave 1	877	92.3	1.277	0.919	0.337	1.627	3.154

Fuente: Elaboración propia.

A partir de los resultados de leyes de la prueba batch 1 se obtiene el contenido metálico y recuperaciones de los concentrados mostrados en la tabla 3.22 Balance metalúrgico prueba batch N° 1.

Tabla 3.22 *Recuperación metalúrgica de prueba batch N° 1.*

	Contenido Metálico					%Recuperación				
	Au	Ag	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Zn	Fe
Cabeza 1	0.00422	0.10354	0.00001	0.00002	0.00003	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Pb 1	0.00233	0.00233	0.00233	0.00233	0.00233	55.2	58.4	72.8	15.1	5.0
Concentrado Pb - Py 1	0.00082	0.00082	0.00082	0.00082	0.00082	19.5	15.2	17.3	8.1	11.0
Relave 1	0.00113	0.00113	0.00113	0.00113	0.00113	26.6	24.3	19.8	77.6	86.3
						74.7	73.6	90.1	23.2	16.0

Fuente: Elaboración propia.

3.3.2. Balance metalúrgico de prueba batch N° 2

En la prueba batch N° 2, se desarrolló según las condiciones descritas en la tabla 3.13 y 3.14, y la muestra de mineral y sus productos obtuvieron los siguientes resultados mostrados a continuación en la tabla 3.23 Leyes de prueba batch N° 2.

Tabla 3.23 *Análisis químico de metales en prueba batch N° 2.*

	Peso	%	Leyes (*g; **Oz; %)				
			Au *	Ag **	Pb	Zn	Fe
Cabeza 2	955	100	3.908	2.519	1.629	1.931	3.367
Concentrado Pb 2	25	3	81.423	185.296	46.682	10.665	7.253
Concentrado Pb - Py 2	50	5	15.841	27.917	5.357	3.441	7.912
Relave 2	880	92	1.128	0.664	0.351	1.627	3.153

Fuente: Elaboración propia.

A partir de los resultados de leyes de la prueba batch N° 2 se obtiene el contenido metálico y recuperaciones de los concentrados mostrados en la tabla 3.24 Balance metalúrgico prueba batch N° 2.

Tabla 3.24 *Recuperación metalúrgica de prueba batch N° 2.*

	Contenido Metálico					%Recuperación				
	Au	Ag	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Zn	Fe
Cabeza 2	0.00383	0.07670	0.00002	0.00002	0.00003	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Pb 2	0.00233	0.00233	0.00233	0.00233	0.00233	53.2	60.4	73.2	14.1	5.5
Concentrado Pb - Py 2	0.00082	0.00082	0.00082	0.00082	0.00082	20.7	18.2	16.8	9.1	12.0
Relave 2	0.00113	0.00113	0.00113	0.00113	0.00113	26.7	24.3	19.9	77.8	86.5
						73.9	78.6	90.0	23.2	17.5

Fuente: Elaboración propia.

3.3.3. Balance metalúrgico de prueba batch N° 3

En la prueba batch N° 3, se desarrolló según las condiciones descritas en la tabla 3.15 y 3.16, y la muestra de mineral y sus productos obtuvieron los siguientes resultados mostrados a continuación en la tabla 3.25 Leyes de prueba batch N° 3.

Tabla 3.25 *Análisis químico de metales en prueba batch N° 3.*

	Peso	%	Leyes (*g; **Oz; %)				
			Au *	Ag **	Pb	Zn	Fe
Cabeza 3	979	100	4.704	3.510	1.482	1.724	3.810
Concentrado Pb 3	25	2.6	101.683	283.447	44.049	6.819	10.444
Concentrado Pb - Py 3	50	5.1	14.820	25.651	3.245	2.977	6.104
Relave 3	904	92.3	1.358	0.926	0.319	1.452	3.568

Fuente: Elaboración propia.

A partir de los resultados de leyes de la prueba batch N° 3 se obtiene el contenido metálico y recuperaciones de los concentrados mostrados en la tabla 3.26 Balance metalúrgico prueba batch N° 3.

Tabla 3.26 *Recuperación metalúrgica de prueba batch N° 3.*

	Contenido Metálico					%Recuperación				
	Au	Ag	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Zn	Fe
Cabeza 3	0.00461	0.10688	0.00001	0.00002	0.00004	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Pb 3	0.00233	0.00233	0.00233	0.00233	0.00233	55.2	66.3	75.9	10.1	7.0
Concentrado Pb - Py 3	0.00082	0.00082	0.00082	0.00082	0.00082	17.7	13.2	12.3	9.7	9.0
Relave 3	0.00113	0.00113	0.00113	0.00113	0.00113	26.5	24.2	19.8	77.3	86.0
						72.9	79.5	88.2	19.8	16.0

Fuente: Elaboración propia.

3.3.4. Balance metalúrgico de prueba batch N° 4

En la prueba batch N° 4, se desarrolló según las condiciones descritas en la tabla 3.17 y 3.18, y la muestra de mineral y sus productos obtuvieron los siguientes resultados mostrados a continuación en la tabla 3.27 Leyes de prueba batch N° 4.

Tabla 3.27 *Análisis químico de metales en prueba batch N° 4.*

	Peso	%	Leyes (*g; **Oz; %)				
			Au *	Ag **	Pb	Zn	Fe
Cabeza 4	979	100	4.452	3.662	1.817	1.911	3.791
Concentrado Pb 4	25	2.6	96.288	287.525	49.579	8.896	11.816
Concentrado Pb - Py 4	55	5.6	17.062	27.759	5.711	3.523	10.941
Relave 4	899	91.8	0.995	0.966	0.391	1.609	3.550

Fuente: Elaboración propia.

A partir de los resultados de leyes de la prueba batch N° 4 se obtiene el contenido metálico y recuperaciones de los concentrados mostrados en la tabla 3.28 Balance metalúrgico prueba batch N° 4.

Tabla 3.28 *Recuperación metalúrgica de prueba batch N° 4.*

	Contenido Metálico					%Recuperación				
	Au	Ag	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Zn	Fe
Cabeza 4	0.00428	0.10958	0.00002	0.00002	0.00004	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Pb 4	0.00233	0.00233	0.00233	0.00233	0.00233	56.2	65.6	70.9	12.1	8.1
Concentrado Pb - Py 4	0.00082	0.00082	0.00082	0.00082	0.00082	23.9	15.2	19.6	11.5	18.0
Relave 4	0.00113	0.00113	0.00113	0.00113	0.00113	20.4	24.0	19.6	76.8	85.4
						80.1	80.8	90.5	23.6	26.1

Fuente: Elaboración propia.

3.3.5. Balance metalúrgico de prueba batch N° 5

En la prueba batch N° 5, se desarrolló según las condiciones descritas en la tabla 3.19 y 3.20, y la muestra de mineral y sus productos obtuvieron los siguientes resultados mostrados a continuación en la tabla 3.29 Leyes de prueba batch N° 5.

Tabla 3.29 *Análisis químico de metales en prueba batch N° 5.*

	Peso	%	Leyes (*g; **Oz; %)				
			Au *	Ag **	Pb	Zn	Fe
Cabeza 5	962	100	4.868	3.190	1.628	1.971	4.170
Concentrado Pb 5	25	2.6	105.873	249.021	46.953	8.076	11.829
Concentrado Pb - Py 5	60	6.2	12.354	18.282	3.132	1.530	9.858
Relave 5	877	91.2	1.247	0.841	0.351	1.660	3.905

Fuente: Elaboración propia.

A partir de los resultados de leyes de la prueba batch N° 5 se obtiene el contenido metálico y recuperaciones de los concentrados mostrados en la tabla 3.30 Balance metalúrgico prueba batch N° 5.

Tabla 3.30 *Recuperación metalúrgica de prueba batch N° 5.*

	Contenido Metálico					%Recuperación				
	Au	Ag	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Zn	Fe
Cabeza 5	0.00479	0.09773	0.00002	0.00002	0.00004	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Concentrado Pb 5	0.00233	0.00233	0.00233	0.00233	0.00233	55.2	63.7	73.2	10.4	7.2
Concentrado Pb - Py 5	0.00082	0.00082	0.00082	0.00082	0.00082	21.9	15.9	16.6	6.7	20.4
Relave 5	0.00113	0.00113	0.00113	0.00113	0.00113	22.8	23.4	19.1	74.8	83.2
						77.1	79.6	89.8	17.1	27.6

Fuente: Elaboración propia.

3.3.6. Cuadro de resultado de pruebas de colectores

Como resultado de las pruebas metalúrgicas de flotación se realiza un seguimiento de las recuperaciones de Au y Fe con respecto al uso de los colectores, como se muestra en la tabla 3.31 Cuadro de pruebas de colectores.

Tabla 3.31 Cuadro de pruebas de colectores.

	% Recuperación Au		% Recuperación Fe	
	Concentrado Pb	Concentrado Pb - Piritas	Concentrado Pb	Concentrado Pb - Piritas
Prueba 1	55.2	19.5	5.0	11.0
Prueba 2	53.2	20.7	5.5	12.0
Prueba 3	55.2	17.7	7.0	9.0
Prueba 4	56.2	23.9	8.1	18.0
Prueba 5	55.2	21.9	7.2	20.4

Fuente: Elaboración propia.

3.3.7. Balance metalúrgico de muestreo en planta de flotación

En base al muestreo realizado al inicio para usar como referencia al comportamiento Metalurgico del circuito de flotación de Pb se muestra las leyes del muestreo en la siguiente tabla 3.32 Leyes de muestreo en circuito de flotación de Pb.

Tabla 3.32 Leyes de muestreo del circuito de Flotación Pb.

Punto de Muestreo	Tonelaje	LEYES				
		Au (g/t)	Ag (onz/t)	Pb (%)	Zn (%)	Fe (%)
Alimentación Circuito Pb	2005.32	4.64	5.43	1.244	2.23	0.03
Alimento Cab Pb	1915.00	3.81	5.31	1.17	2.18	2.94
Conc. Ro 1/2 Pb	30.07	105.98	155.08	39.70	13.47	5.45
Rel Ro Pb 1/2	1975.24	1.91	3.27	0.72	2.11	3.20
Conc. Ro 3/8 Pb Py	110.81	36.75	34.69	8.68	6.73	10.59
Rel Scv Pb	1864.43	0.95	1.40	0.25	1.83	2.76
Conc Cl 1 Pb	27.71	121.65	113.64	22.60	13.66	14.38
Rel Cl 1 Pb	133.23	29.87	23.65	5.50	6.30	8.94
Conc Cl Scv Pb	42.92	45.80	51.20	8.18	10.23	8.18
Rel Cl Scv Pb	90.32	22.30	10.56	4.23	4.44	9.29
Conc Cl 2 Pb	24.46	91.54	125.60	24.89	14.73	14.88
Rel Cl 2 Pb	7.21	35.98	35.88	6.47	4.67	8.97
Conc Cl 3 Pb	20.50	176.42	141.00	28.27	16.82	16.29
Rel Cl 3 Pb	3.97	45.65	46.05	7.41	3.89	7.61

Fuente: Elaboración propia.

A partir de los resultados de leyes del muestreo se obtiene el contenido metálico mostrado en la tabla 3.33 Contenido metálico de circuito de flotación de Pb y en la tabla 3.34 Porcentaje de distribución del circuito de flotación de Pb.

Tabla 3.33 *Contenido metálico del muestreo del circuito de Flotación Pb.*

Punto de Muestreo	Tonelaje	CONTENIDO METÁLICO				
		Au	Ag	Pb	Zn	Fe
Alimentación Circuito Pb	2005.32	8335.29	106.55	24.41	43.75	60.72
Alimento Cab Pb	1915.00	7296.15	101.63	22.44	41.68	56.39
Conc. Ro 1/2 Pb	30.07	4672.86	68.38	17.50	5.94	2.40
Rel Ro Pb 1/2	1975.24	3662.43	62.65	13.90	40.42	61.29
Conc. Ro 3/8 Pb Py	110.81	1889.64	17.84	4.46	3.46	5.44
Rel Sev Pb	1864.43	1772.78	26.11	4.71	34.21	51.45
Conc Cl 1 Pb	27.71	961.40	8.98	1.79	1.08	1.14
Rel Cl 1 Pb	133.23	2053.31	16.26	3.78	4.33	6.14
Conc Cl Sev Pb	42.92	1014.17	11.34	1.81	2.26	1.81
Rel Cl Sev Pb	90.32	1039.14	4.92	1.97	2.07	4.33
Conc Cl 2 Pb	24.46	589.54	8.09	1.60	0.95	0.96
Rel cl 2 Pb	7.21	110.89	1.11	0.20	0.14	0.28
Conc Cl 3 Pb	20.50	850.51	6.80	1.36	0.81	0.79
Rel Cl 3 Pb	3.97	73.92	0.75	0.12	0.06	0.12

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 3.34 *Porcentaje de distribución del muestreo del circuito de Flotación Pb.*

Punto de Muestreo	Tonelaje	% DISTRIBUCIÓN				
		Au (%)	Ag (%)	Pb (%)	Zn (%)	Fe (%)
Alimentación Circuito Pb	2005.32	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Alimento Cab Pb	1915.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Conc. Ro 1/2 Pb	30.07	56.06	64.17	71.71	13.58	3.96
Rel Ro Pb 1/2	1975.24	43.94	58.80	56.95	92.39	100.95
Conc. Ro 3/8 Pb Py	110.81	22.67	16.74	18.28	7.91	8.97
Rel Scv Pb	1864.43	21.27	24.51	19.29	78.20	84.74
Conc Cl 1 Pb	27.71	11.53	8.43	7.32	2.47	1.87
Rel Cl 1 Pb	133.23	24.63	15.26	15.50	9.90	10.12
Conc Cl Scv Pb	42.92	12.17	10.64	7.43	5.18	2.98
Rel Cl Scv Pb	90.32	12.47	4.62	8.08	4.72	7.13
Conc Cl 2 Pb	24.46	7.07	7.59	6.57	2.17	1.58
Rel Cl 2 Pb	7.21	1.33	1.04	0.82	0.33	0.46
Conc Cl 3 Pb	20.50	10.20	6.38	5.58	1.85	1.29
Rel Cl 3 Pb	3.97	0.89	0.70	0.49	0.14	0.20
		78.73	80.92	89.99	21.48	12.93

Fuente: Elaboración propia.

CAPITULO IV

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. Análisis de Pruebas Metalúrgicas

El análisis de los resultados de las pruebas metalúrgicas con el colector tionocarbamato MT-6100, se muestra en las siguientes tablas 4.1 y 4.2 respecto recuperación de Au en los concentrados de Pb y Pb/Piritas resultado de las pruebas metalúrgicas. Además, se muestra la tabla 4.3 respecto al resultado de muestreo del circuito de flotación de Pb como punto de partida para el análisis comparativo de las pruebas metalúrgicas.

Tabla 4.1 *Recuperación de Au en pruebas metalúrgicas.*

	% Recuperación Au		% Recuperación Au
	Concentrado Pb	Concentrado Pb - Piritas	Global de Circuito Pb
Prueba 1	55.2	19.5	74.7
Prueba 2	53.2	20.7	73.9
Prueba 3	55.2	17.7	72.9
Prueba 4	56.2	23.9	80.1
Prueba 5	55.2	21.9	77.1

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.2 *Recuperación de Fe en pruebas metalúrgicas.*

	% Recuperación Fe		% Recuperación Fe Global de Circuito Pb
	Concentrado Pb	Concentrado Pb - Piritas	
Prueba 1	5	11	16
Prueba 2	5.5	12	17.5
Prueba 3	7	9	16
Prueba 4	8.1	18	26.1
Prueba 5	7.2	20.4	27.6

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 4.3 *Leyes y recuperaciones del muestreo del circuito Pb.*

	Leyes					%Recuperación				
	Au (g/t)	Ag (Oz/t)	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Zn	Fe
Cabeza	3.81	5.31	1.17	2.18	2.94	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Pb	105.98	155.08	39.70	13.47	5.45	56.06	64.17	71.71	13.58	3.96
Concentrado Pb - Py	1.91	3.27	0.72	2.11	3.20	22.67	16.74	18.28	7.91	8.97
Relave	36.75	34.69	8.68	6.73	10.59	21.27	24.51	19.29	78.20	84.74

Fuente: Elaboración propia.

Dentro del análisis de los resultados de las pruebas metalúrgicas de flotación se observa las recuperaciones de Au en la siguiente figura 4.1 respecto a la recuperación de Au en el concentrado de Pb, concentrado Pb – piritas y la recuperación total de Au. De la misma forma en la figura 4.2 se observa las recuperaciones de Fe en el concentrado de Pb, concentrado Pb – piritas y la recuperación total de Au.

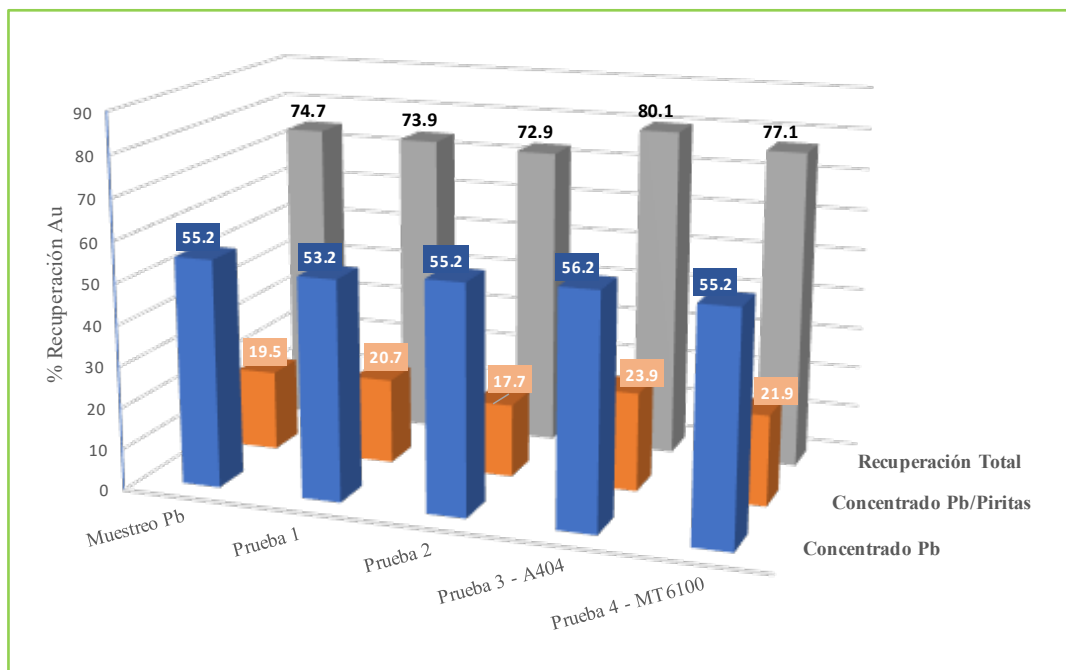


Figura 4.1 Recuperación de Au en concentrados de Pruebas Metalúrgicas.
Fuente: Elaboración propia

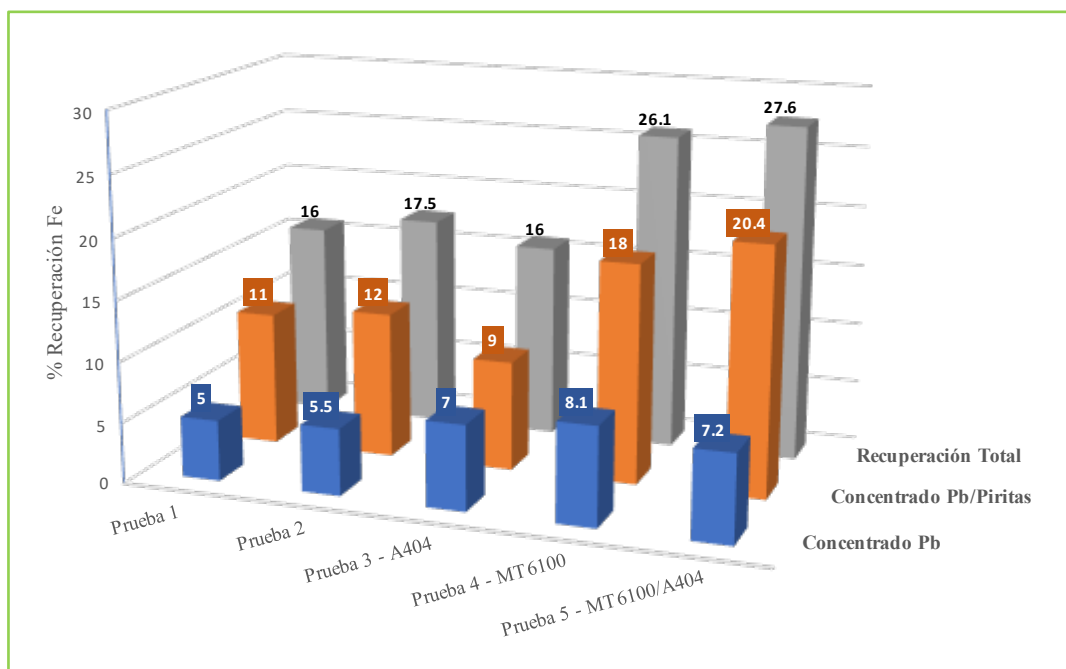


Figura 4.2 Recuperación de Fe en concentrados de Pruebas Metalúrgicas.
Fuente: Elaboración propia

En la figura 4.3 y 4.4 las recuperaciones del muestreo del circuito de flotación de Pb junto a las pruebas metalúrgicas respecto a los metales de Au y Fe. Además, en la figura 4.5 se muestra las recuperaciones de los elementos de Ag, Pb y Zn para cada una de las pruebas metalúrgicas y muestreo inicial.

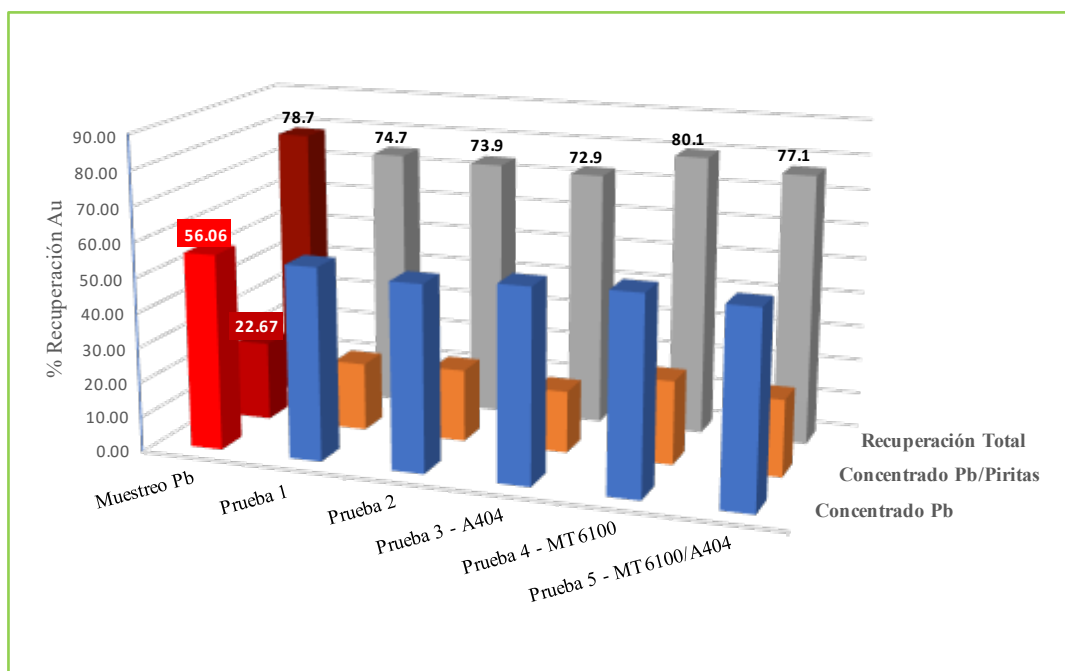


Figura 4.3 Recuperación de Au de Pruebas Metalúrgicas frente a Muestreo Circuito de Pb.

Fuente: Elaboración propia

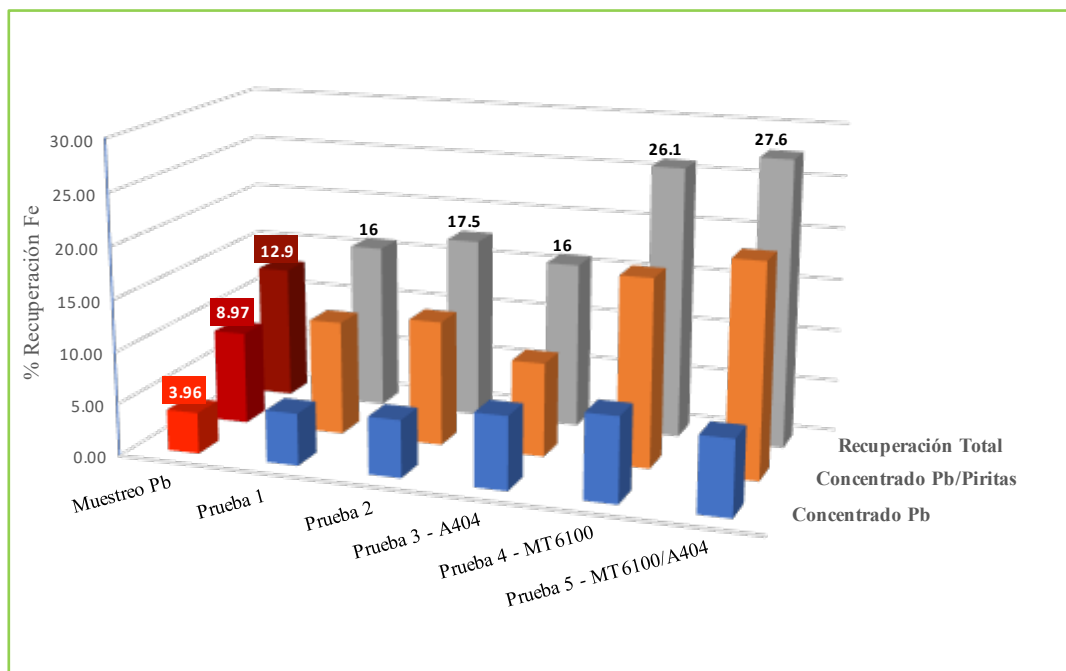


Figura 4.4 Recuperación de Fe de Pruebas Metalúrgicas frente a Muestreo Circuito de Pb.
Fuente: Elaboración propia

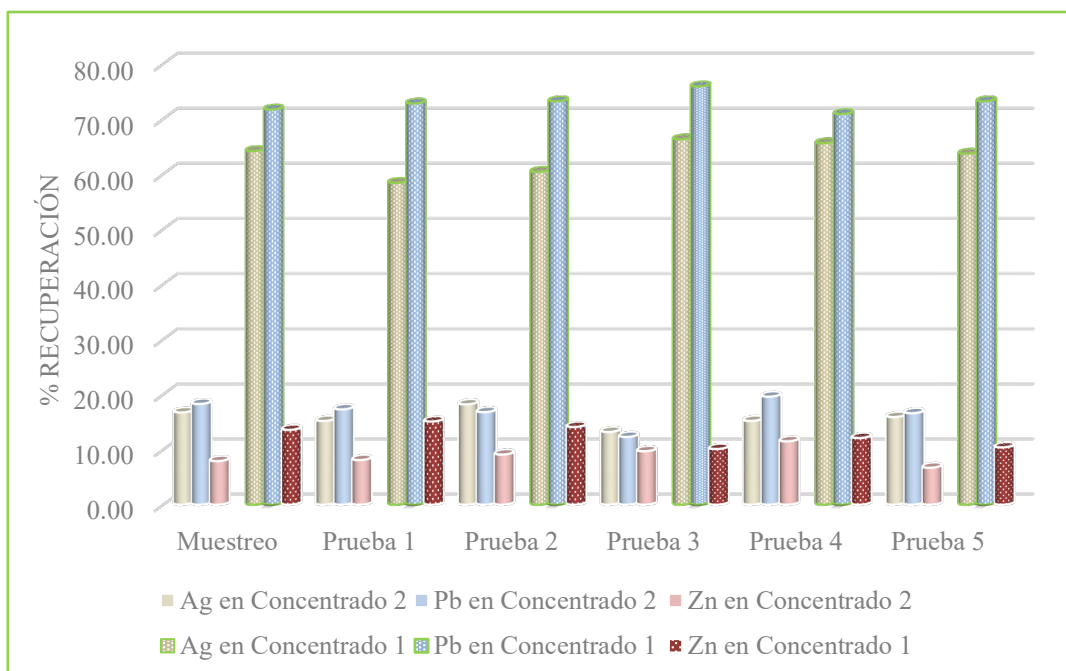


Figura 4.5 Recuperaciones de Ag, Pb y Zn para cada concentrado.
Fuente: Elaboración propia

4.2. Contrastación de la Hipótesis

En el presente trabajo de investigación se tiene como hipótesis, “La aplicación adecuada de colector tionocarbamato MT-6100 influirá en la mejora de la recuperación de pirita aurífera en la planta de flotación de minerales sulfurados”.

Para saber si la contrastación de la hipótesis es positiva o negativa, se utilizó lo siguiente:

- Al realizar las pruebas metalúrgicas de flotación se comparó la dosificación original del proceso y distintos colectores secundarios tales como el A-404, MT-6100 y la adición de la mezcla MT-6100/A-404 en proporción 1:1. Estos resultados están representados en la siguiente tabla 4.4 referente a las recuperaciones de Au en el concentrado de Plomo – Piritas. Además, se representa las recuperación y leyes en una gráfica con línea de referencia los datos de recuperación y leyes del muestreo en la figura 4.6 como efecto del MT-6100 en la flotación de piritas.

Tabla 4.4 *Reactivos, leyes y recuperación de Au*

	Concentrado de Pb - Piritas					
	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Prueba 4	Prueba 5	Muestreo Pb
Colector Primario	Z-6	Z-6	Z-6	Z-6	Z-6	Z-6
Espumante	MIBC	MIBC	MIBC	MIBC	MIBC	MIBC
Colector Secundario			A-404	MT-6100	MT-6100/ A-404	
Leyes de Au	16.47	15.84	14.82	17.06	12.35	36.75
Recuperación de Au	19.50	20.70	17.70	23.90	21.90	22.67

Fuente: Elaboración propia

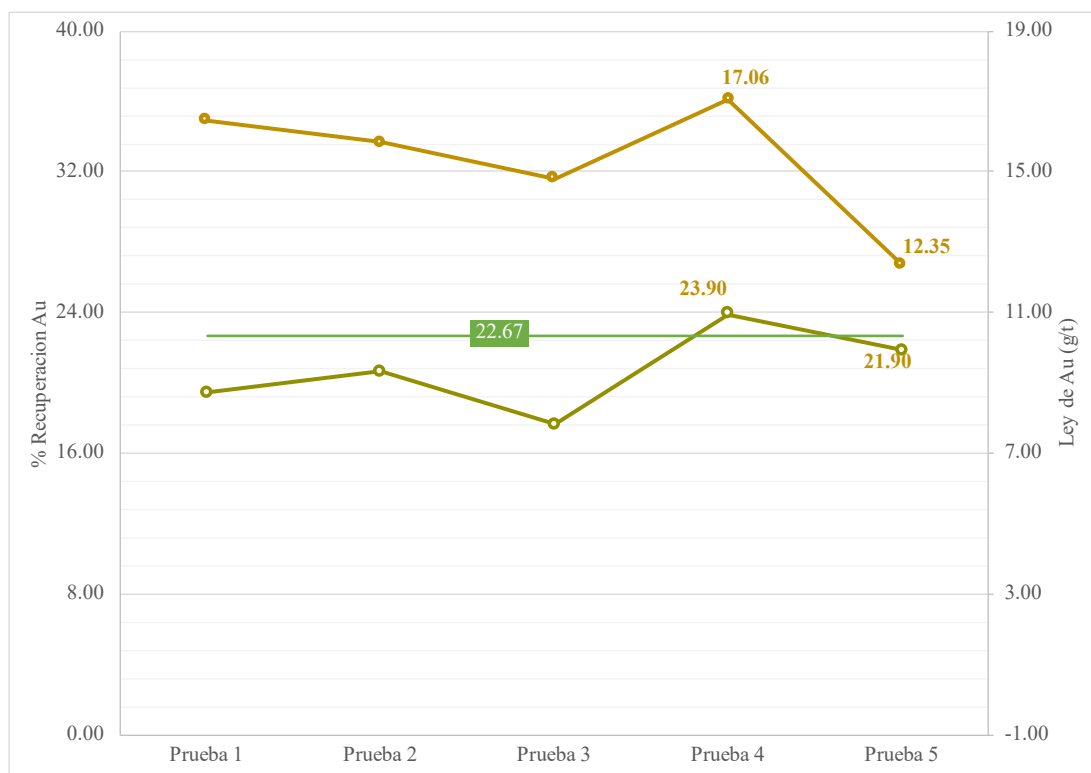


Figura 4.6 Efecto del MT-6100 en la flotación de pirritas.

Fuente: Elaboración propia

CONCLUSIONES

- La problemática que sustenta el presente trabajo de investigación es, ¿Cómo un adecuado análisis de los parámetros en la flotación de piritas respecto a la utilización de colector secundario tionocarbamato MT-6100 revertirá los efectos del COVID-19 respecto a la producción de los concentrados y barras doré?
- Los resultados obtenidos en el presente trabajo de suficiencia profesional demuestran que la utilización del colector secundario tionocarbamato MT-6100, mejora de forma sostenida la recuperación y ley del concentrado plomo – piritas respecto al contenido metálico de Au, Ag y Fe esto debido a que se observó una respuesta favorable positiva incrementando en 1.23 % de recuperación de Au respecto al muestreo en planta de procesos, además de un incremento de 9.03 % en la recuperación de Fe en el concentrado de plomo – piritas.
- Dentro de los resultados mostrados la utilización del colector tionocarbamato MT-6100 favorece a la recuperación global de la etapa de flotación de Pb por medio de los concentrados de plomo y plomo – piritas, dado esto se observa una respuesta favorable positiva incrementado en 1.37 % respecto a la recuperación de Au, 1.48 % en la recuperación de Ag y 0.81 % en la recuperación de Pb.
- La utilización de colectores de tipo tionocarbamato como el MT-6100 favorece la recuperación de mineral de pirita que a su vez incrementa la recuperación de Au en consecuencia de la flotación de pirita aurífera en la flotación bulk esto quedara

como referencia para otras unidades con presencia de mineral de pirita aurífera dentro de su composición mineralógica.

- El objetivo de la presente investigación es “Mejorar la recuperación de pirita aurífera en la planta de flotación de minerales sulfurados mediante el colector tionocarbamato MT-6100”.
- Para el adecuado análisis de los resultados de las pruebas metalúrgicas se realizó las pruebas estándar con las condiciones actuales en planta de procesos y 3 pruebas modificando el tipo de colector secundario, resultado un incremento de 4.40 % en la recuperación de Au para el concentrado de plomo – piritas en la prueba 4 (Colector secundario: MT-6100; colector primario: Z-6), respecto al prueba estándar.
- En el análisis de los resultados se observa un incremento de 7.0 % en la recuperación de Fe para el concentrado de plomo – piritas en la prueba 4 (Colector secundario: MT-6100; colector primario: Z-6), respecto al prueba estándar y un incremento de 9.4 % en la recuperación de Fe para el concentrado de plomo – piritas en la prueba 5 (Colector secundario: MT-6100: A-404; colector primario: Z-6), respecto al prueba estándar.
- En base a los resultados también se observa que existe variación en las leyes de Au de los concentrados de plomo – piritas obteniéndose una mejor calidad para la prueba 4 (Colector secundario: MT-6100; colector primario: Z-6) de 17.06 gpt Au, 17.76 Oz/t Ag, 5.71 %Pb y 10.94 %Fe. Pero mucho menor calidad respecto

al muestreo del circuito de Pb alcanzando una ley de 36.75 gpt Au, 34.69 Oz/t Ag, 8.68 %Pb y 10.59% Fe.

RECOMENDACIONES

- Analizar el comportamiento de los demás parámetros de las pruebas de flotación que se mantuvieron constantes en el presente trabajo de investigación como potencial de hidrogeno (pH), colector primario Z-6 (Kg/min) y granulometría de pulpa (%malla 200).
- Analizar mediante pruebas metalúrgicas otras proporciones de colector secundario de tionocarbamato MT-6100 y A-404 para la flotación de pirita aurífera y mejor desempeño de la mezcla en la recuperación de pirita aurífera.
- Analizar el factor de la variación de pH desde la flotación rougher de plomo para mejorar el desempeño de la flotación de pirita aurífera mediante la adición de colectores secundarios y espumantes.
- Realizar el análisis mineralógico de relave producto de la flotación de pirita aurífera con el colector tionocarbamato MT-6100 para determinar si sigue siendo factible la flotación o continuar por una Lixiviación por cianuro para una pulpa con reactivos de flotación.
- Analizar la composición mineralógica del relave de flotación con colector tionocarbamato Mt-6100 para determinar si pruebas exploratorias de recuperación en una siguiente etapa de flotación de Zinc y poder recuperar el Au remanente.

- Realizar estudios de investigación geo metalúrgicos para determinar las zonas de mayor presencia de piritas y realizar la correcta dosificación de reactivos dentro de los circuitos de flotación de minerales sulfurados.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Ascoturi, V. (2014). *“Introducción a la flotación de minerales”*.
2. Basurto, A. (2013). *“Estudio metalúrgico para la separación arsenopirita – pirita en el circuito de flotación bulk”*
3. Bulatovic, S. (2007). *“Handbook of flotation reagent; volume1: Chemistry theory and practice”*, Editorial Elsevier.
4. Canal, A. (2018). *“Simulación del proceso de flotación inversa de concentrados de minerales de Wolframio y Pirita”*.
5. Crozier, R., C. Eng., F.I.M.M., Ph. D. (1992). *“Flotation theory, reagents and ore testing”*, First Edition, Editorial Pergamon press.
6. García, J. (2014). *“Trabajo experimental y evaluación de pruebas de flotación para un mineral de pirita argentífera”*.
7. Licapa, R. (2014). *“Estudio para incrementar la recuperación de pirita aurífera en la planta concentradora Yareta de MINARSA -UEA Barreno (Arequipa)”*.
8. Manzaneda, J. (2000). *“Procesamiento de minerales”*.
9. Marsden, J., House, I., (1992). *“The Chemistry of Gold Extraction”*.
10. Ramachandra, S. (2004). *“Surface Chemistry of Froth Flotation Volume 1: Fundamentals”*, Second Edition, Editorial Springer Science+Business Media, LLC
11. Romero, H., Romero, A. y Redrovan, F., (2019). *“Efecto de la variación de colectores Z-6, 404 y 1208 en la flotación a granel de pirita y arsenopirita aurífera”*.
12. Sutulov, A. (1963). *“Flotación de minerales”*

13. Valderrama, L., Zazzali, B., Chamoro, J., Santander, M. (2015).
“Desulfurización de relave mediante flotación de sulfuros de hierro”.
14. Wills, B. A.; Napier-Nunn, T. J. (2006). *“Mineral Processing Technology”*.