



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA DE SAN LUIS POTOSÍ
FACULTAD DE INGENIERÍA
CENTRO DE INVESTIGACIÓN Y ESTUDIOS DE POSGRADO

**EVALUACIÓN DE NUEVAS TECNOLOGÍAS Y DIFERENTES
ESQUEMAS DE REACTIVOS DE FLOTACIÓN PARA MEJORAR
LA RECUPERACIÓN DE PLATA EN CONCENTRADO DE PLOMO
DE LA UNIDAD MINERA FRESNILLO**

TESIS QUE PARA OBTENER EL GRADO DE:
MAESTRÍA EN INGENIERÍA DE MINERALES

PRESENTA:

ING. JORGE LUIS CAMPOS CARRILLO

ASESOR:

DR. CRISTÓBAL ALBERTO PÉREZ ALONSO



SAN LUIS POTOSÍ, S.L.P., AGOSTO 2024

16 de noviembre de 2023

ING. JORGE LUIS CAMPOS CARRILLO
P R E S E N T E.

En atención a su solicitud de Temario, presentada por el **Dr. Cristóbal Alberto Pérez Alonso** Asesor de la Tesis que desarrollará Usted con el objeto de obtener el Grado de **Maestro en Ingeniería de Minerales**, me es grato comunicarle que en la sesión del H. Consejo Técnico Consultivo celebrada el día 16 de noviembre del presente año, fue aprobado el Temario propuesto:

TEMARIO:

"EVALUACIÓN DE NUEVAS TECNOLOGÍAS Y DIFERENTES ESQUEMAS DE REACTIVOS DE FLOTACIÓN PARA MEJORAR LA RECUPERACIÓN DE PLATA EN CONCENTRADO DE PLOMO DE LA UNIDAD MINERA FRESNILLO"

INTRODUCCIÓN.

1. DESCRIPCIÓN GENERAL DE LOS PROCESOS DE BENEFICIO DE MINERALES DENTRO DE LA UNIDAD MINERA FRESNILLO.
2. ANTECEDENTES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN DE MINERALES Y SU APLICACIÓN DENTRO DE LA UNIDAD MINERA FRESNILLO.
3. METODOLOGÍA PARA AUMENTAR LA RECUPERACIÓN DE PLATA EN EL CONCENTRADO DE PLOMO: EVALUACIÓN DE DISPOSITIVOS MECÁNICOS, REDUCCIÓN DE TAMAÑO DE PARTÍCULA Y USO DE DIFERENTES ESQUEMAS DE REACTIVOS QUÍMICOS EN FLOTACIÓN.
4. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS DERIVADOS DE NUEVAS TÉCNICAS DE FLOTACIÓN, TAMAÑOS REDUCIDOS DE PARTÍCULA Y DIFERENTES ESQUEMAS QUÍMICOS DE REACTIVOS.

CONCLUSIONES.

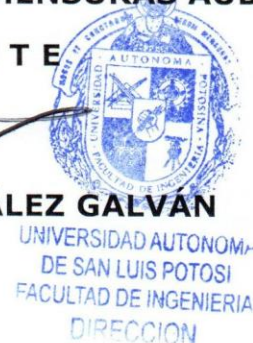
BIBLIOGRAFÍA.

ANEXOS.

"MODOS ET CUNCTARUM RERUM MENSURAS AUDEBO"

A T E N T A M E N T E

DR. EMILIO JORGE GONZÁLEZ GALVÁN
DIRECTOR



www.uaslp.mx

Copia. Archivo.
*etn

AGRADECIMIENTOS.

En primera instancia, quiero agradecer a Dios por permitirme tener y disfrutar a mi familia; gracias a mi familia por apoyarme en cada decisión tomada a cada momento, mis padres: Ofelia Carrillo Pérez y Calixto Campos Orozco; mi esposa Deisy Yamilet Félix García; así como a mis hijas Katherine Victoria y Michelle Isabel Campos Félix por el apoyo incondicional, su tiempo, sus consejos, sus comentarios, su afecto y sus risas.

De igual modo, mi profundo agradecimiento hacia el Dr. Cristóbal Pérez Alonso por su experiencia y conocimientos compartidos en cada momento, seguimiento continuo y exhausto, orientación y encausamiento, tiempo y loable acompañamiento durante todo el desarrollo del presente trabajo.

Agradecido por los maestros y doctores del Instituto de Metalurgia quienes son profesionales con pasión y convicción en su labor de facilitar conocimiento aplicable en el campo laboral Al Ing. Apolinar Simental Acevedo y a su excelente equipo de trabajo de “Minera Mexicana la Ciénega”, por permitirme comenzar a desarrollar mi trabajo.

Del mismo modo, agradecer al Ing. Leopoldo Avilés Aguilar y a su excelente equipo de trabajo, por permitirme continuar con mi trabajo en “Minera Fresnillo”
Reconocer al Ing. Gildardo Torres Barajas, Asesor de Investigación del Laboratorio Metalúrgico de Fresnillo, por su apoyo en el desarrollo de esta investigación.

Valoro todo el apoyo a la ingeniero Lilia Garduño Hernández y a su equipo de trabajo por su soporte en el desarrollo de las pruebas de flotación.

Por último, a todos mis compañeros y amigos que me motivaron a seguir persiguiendo mi sueño de terminar el Posgrado en Ingeniería de minerales.

Muchas Gracias.

RESUMEN

Como parte del proceso de beneficio de minerales se cuenta con el proceso de concentración de minerales sulfurosos. Dentro de dicho proceso, las partículas minerales con valor económico son separadas de aquellas que carecen de valor (comúnmente llamada ganga). Este trabajo está enfocado a la flotación por espuma de plomo (Pb) debido a que en ocasiones no se alcanzan las recuperaciones metalúrgicas estimadas de plata (Ag), por lo que es preocupante para la rentabilidad del proceso. Es por ello por lo que continuamente se busca cómo mejorar los resultados de esta operación, sea con diferentes reactivos, máquinas de flotación o sistemas que se instalan en las celdas. Este tema es un objetivo común en las plantas de flotación de sulfuros, puesto que se diseñan para una capacidad específica, a una liberación dada y con esquema de reactivos estándar determinado. Conforme avanzan los desarrollos en la mina y/o proyectos mineros cambian las especies minerales, leyes, contenidos y textura; y estos minerales son procesados.

Este proyecto de tesis fue enfocado en mejorar la recuperación de Ag en el concentrado de Pb, se comenzó en Minera Mexicana la Ciénega de forma exploratoria y se utilizó el sistema de inyección de microburbujas “SlamJet” (utilizado para ingresar burbujas de aire a las celdas de flotación) con la finalidad de tener mayor coalición entre partículas finas y burbujas favoreciendo su recuperación. Dentro de dicho sistema no se obtuvieron diferencias significativas, por lo que se continuó explorando en Fresnillo Zacatecas (Minera Saucito). El resultado no fue significativo en la evaluación de las celdas “Jameson” y la recuperación de Ag, fue muy similar. El proyecto se continuó en Minera Fresnillo disminuyendo el tamaño de partícula entre 52 μ m y 60 μ m en la alimentación a flotación, donde tampoco se presentó un aporte a la recuperación, posteriormente se usaron y evaluaron nuevos reactivos. A partir de la modificación del esquema de reactivos, con la inclusión del colector J-175 (base mercaptano) se logró el objetivo planteado de mejorar la recuperación de Ag en el concentrado de Pb.

Esto fue alcanzado evaluando una serie de reactivos en conjunto con Xantato, Ditiofosfato y reactivos a base de fosfina, se encontró que la mejor recuperación fue utilizando el reactivo mercaptano conocido como J-175. Dicha relación fue validada en 3 series de pruebas a nivel laboratorio, primero 56 pruebas, después 12 y por último 51 pruebas, con esto se corrobora su eficiencia. Posteriormente se realizó prueba industrial, arrojando un incremento en la

recuperación de Ag en el concentrado de Pb de 2.75 unidades porcentuales equivalentes a un superávit de 73,075 onzas de Ag bimensuales.

El incremento fue estadísticamente significativo ($p < 0.05$), la calidad del concentrado se mantuvo dentro de los límites permisibles y el consumo de reactivos en el circuito de flotación de Pb fue adecuado.

CONTENIDO

INTRODUCCIÓN.	1
Justificaciones.	2
Hipótesis.	3
Objetivos.	4
Objetivo general.	4
Objetivos específicos.	4
Alcance del Proyecto.	5
1. DESCRIPCIÓN GENERAL DE LOS PROCESOS DE BENEFICIO DE MINERALES DENTRO DE LA UNIDAD MINERA FRESNILLO.	6
1.1. Antecedentes de Minera Fresnillo.	6
1.2. Ubicación y diagrama general de planta.	7
1.3. Etapa de minado.	7
1.4. Almacenamiento de mineral o stock pile.	8
1.5. Proceso de quebrado.	9
1.6. Etapa de molienda dentro de Unidad Fresnillo.	10
1.6.1. Molienda SAG 8 en Planta.	11
1.6.2. Molienda SAG 9 en Planta.	12
1.7. Circuito de Flotación.	13
1.7.1. Flotación de Pb en Planta.	13
1.7.2. Circuito de Flotación de Zn.	15
1.8. Espesamiento y filtrado.	15
1.8.1. Espesamiento y filtrado en Planta.	16
2. ANTECEDENTES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN DE MINERALES Y SU APLICACIÓN DENTRO DE LA UNIDAD MINERA FRESNILLO.	17
2.1. El proceso de concentración por flotación.	17
2.2. Preparación de minerales para flotación.	18
2.3. Características y operación de la celda.	19
2.3.1. Requerimientos generales de una celda de flotación.	19
2.3.2. Tipos de celdas y sus características principales.	20

2.4. Propiedades del mineral en la flotación.....	26
2.4.1. Tamaño de partícula.	26
2.4.2. Mineralogía y Liberación.	28
2.4.3. Oxidación de la superficie de la partícula.	30
2.5. Reactivos utilizados.	30
2.5.1. Colectores.	31
2.5.2. Espumantes.	33
2.5.3. Modificadores.	35
2.6. El proceso de flotación dentro de la unidad Minera Fresnillo.	36
2.6.1. Descripción de circuito de Pb.	36
2.6.2. Reactivos utilizados en el proceso de concentracion de Pb.	37
 3. METODOLOGÍA PARA AUMENTAR LA RECUPERACIÓN DE PLATA EN EL CONCENTRADO DE PLOMO: EVALUACIÓN DE DISPOSITIVOS MECÁNICOS, REDUCCIÓN DE TAMAÑO DE PARTÍCULA Y USO DE DIFERENTES ESQUEMAS DE REACTIVOS QUÍMICOS EN FLOTACIÓN.	 39
3.1. Desarrollo de la inyección de microburbujas de aire.	40
3.1.1. Desarrollo del muestreo, caracterización y análisis.	40
3.1.2. Descripción del funcionamiento y uso del sistema de inyección de burbujas en la evaluación de la recuperación de Ag.	41
3.2. Evaluación con la celda Jameson.	44
3.2.1. Desarrollo del muestreo y caracterización.	45
3.3. Reducción de tamaño de alimentación del mineral Fresnillo.	47
3.3.1. Muestreo y caracterización mineral.	47
3.4. Cambio de esquema de reactivo para impactar la recuperación de Ag en el concentrado de Pb.	49
3.4.1. Prueba estándar y evaluación con diferentes reactivos.	49
3.4.2. Prueba de Flotación.	49
3.4.3. Diagrama de flujo de la prueba estándar.	50
3.4.4. Análisis dimensionales para cálculos para dosificación de reactivos.	51
3.4.5. Esquema de Reactivos.	52

3.5. Pruebas de Flotación Primaria Circuito de Pb.....	53
3.5.1. Primera etapa experimental (variación del tipo colector).....	53
3.5.2. Segunda etapa experimental (evaluación de dosificación de colector).	54
3.5.3. Tercera etapa de experimentación (selección de relación de dosificación de reactivo).	55
 4. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS DERIVADOS DE NUEVAS TÉCNICAS DE FLOTACIÓN, TAMAÑOS REDUCIDOS DE PARTICULA Y DIFERENTES ESQUEMAS QUIMICOS DE REACTIVOS.	 57
4.1. Pruebas con sistema SlamJet.....	57
4.1.1. Análisis por tamaño. Muestreo sin sistema SlamJet instalado.	57
4.1.2. Análisis por tamaño. Muestreo con sistema SlamJet instalado.	58
4.2. Celdas Jameson.....	61
4.3. Reducción de tamaño en alimentación de mineral a flotación.	64
4.3.1. Muestreo de flotación, análisis granulométricos, recuperación por tamaños y balances metalúrgicos.....	65
4.4. Evaluación de esquema de reactivos.	69
4.4.1. Resultados de la primera etapa experimental.	71
4.4.2. Resultados de la segunda etapa experimental.	72
4.4.3 Resultados de la tercer etapa experimental.....	73
4.4.4 Resultados prueba industrial.....	74
 CONCLUSIONES.....	 76
 BIBLIOGRAFÍA.....	 78
 APÉNDICES.....	 81
Apéndice I:	81
1.- Ditiofosfato y cresil (4% - 5%), nombre comercial 7310.	81
2.- Ditiofosfinato de sodio (50-52%), nombre comercial 3418-A.	81
3.- Xantato isopropílico de sodio, nombre comercial XIS (90%)	82
4.- Cianuro de sodio	82
5.-Deprezinc	83
6.-Espumante	83

7.-Colector J-175	83
Apéndice II:	84
Procedimiento para el análisis granulométrico con mallas.	84
Procedimiento para preparar muestras y ensayar por fuego e ICP.....	84
Procedimiento para pulverización de muestras.	86
Procedimiento para análisis vía seca.	86
Apéndice III:	88
1. Primera etapa de pruebas experimentales de colectores.....	88
2. Segunda etapa de pruebas experimentales de colectores.....	90
3. Primera etapa de pruebas experimentales de colectores.....	90
4. Balances metalúrgicos tercer etapa experimental.....	93
Apéndice IV:	97

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Mapa Minera Fresnillo (https://es.wikipedia.org/wiki/Municipio_de_Fresnillo)...	7
Figura 2. Ciclo de minado minera Fresnillo.	8
Figura 3. Área de trituración	9
Figura 4. Línea de molienda SAG 8 (Unidad Fresnillo, modificado de diagrama de proceso)	12
Figura 5. Línea de molienda SAG 9 (Unidad Fresnillo, modificado de diagrama de proceso)	13
Figura 6. Circuito de Flotación Pb (Unidad Fresnillo, modificado de diagrama de proceso)	14
Figura 7. Circuito de Flotación de Zn Fresnillo (Unidad Fresnillo, modificado de diagrama de proceso).....	15
Figura 8. Filtrado de concentrados Pb y Zn Fresnillo (Unidad Fresnillo, modificado de diagrama de proceso).....	16
Figura 9. Angulo de Contacto (Bulatovic S., 2007).	17
Figura 10. Unión de burbujas a sólidos sin deformación de la interfase aire/líquido.	18
Figura 11. Celda de flotación (Quintanilla, 2023).....	19
Figura 12. Celda Tanque (Wills y col., 2016)	21
Figura 13. Principio de operación de la celda Jameson (Wills y col., 2016)	23
Figura 14. Celda StackCell™ (Mankosa y Col, 2018).....	24
Figura 15. Esquema simplificado del separador Hydrofloat internamente tiene una flauta con orificios que genera la burbuja (Kohmuench y col., 2018).	25
Figura 16. Límites en los tamaños de partícula en los cuales las celdas convencionales son efectivas.	27
Figura 17. Curva típica de recuperación-tamaño representando sus características regiones y sus tamaños aproximados para la flotación de Pb (Trahar y col., 1981).....	28
Figura 18. Relación de P en función del tamaño y liberación de partícula para el mineral de calcopirita (Gorain y col., 2000).....	30
Figura 19. Estructura molecular del oleato de sodio (modificada de Bulatovic, 2007).	32
Figura 20. Diagrama de Flotación Pb con puntos de dosificación de reactivos (Unidad Fresnillo, modificado de diagrama de proceso).....	37

Figura 21. Diagrama de pruebas.....	39
Figura 22. Ilustración del sistema de inyección de aire.....	42
Figura 23. Cabezal de alimentación del sistema de inyección de aire por celda.....	42
Figura 24. Sistema de inyección de microburbujas dentro de la celda de flotación vacía ...	43
Figura 25. Sistema de inyección vista lateral en celdas de Pb.	43
Figura 26. Diagrama de Flujo Flotación Pb sin celda Jameson.	45
Figura 27. Diagrama de Flujo Flotación Pb con celda Jameson.	46
Figura 28. Relación molienda y liberación, compósito.....	47
Figura 29. Cortadores de muestreo: a) tipo Pato, b) tipo rifle y c) Noranda	48
Figura 30. Diagrama de flujo prueba estándar.	51
Figura 31. Celda de flotación laboratorio metalúrgico con paleteador automático.....	55
Figura 32. Eficiencia en recuperación de Ag por etapa de flotación.....	62
Figura 33. Perfil de ley de Ag en el circuito de Pb.....	63
Figura 34. Granulometría vs Recuperación de Ag.	64
Figura 35. Relación entre Ley y Recuperación de Ag.....	65
Figura 36. Esquema de Pruebas primera etapa.....	70
Figura 37. Esquema de Pruebas segunda etapa.	70
Figura 38. Esquema de Pruebas 3er etapa.	71
Figura 39. Recuperación de Ag con diferentes relaciones de dosificación colector 7310 y J175.....	72
Figura 40. Recuperación de Ag con diferentes relaciones de dosificación colector 7310 y J175 (tercer etapa experimental).....	73
Figura 41. Curva grado recuperación Pb y Ag.	74
Figura 42. Evaluación del efecto del reactivo mediante una prueba T.....	75

LISTA DE TABLAS

Tabla 1. Criterios de operación molienda SAG.....	10
Tabla 2. Criterios de operación molienda de bolas.	11
Tabla 3. Reactivos flotación Pb.....	14
Tabla 4. Esquemas, consumo y usos de reactivos.	38
Tabla 5. Materiales del sistema de inyección de microburbuja.....	41
Tabla 6. Condiciones de flotación en celda de laboratorio.....	50
Tabla 7. Esquema de reactivos prueba estándar de flotación.	52
Tabla 8. Porcentaje de dosificación de colectores.....	53
Tabla 9. Cabezas calculadas promedio.....	54
Tabla 10. Porcentaje de relación entre colectores	54
Tabla 11. Esquema de reactivos prueba estándar de flotación y colector.	55
Tabla 12. Pruebas de flotación de mineral, variando la relación del colector.....	56
Tabla 13. Distribución de Ag y Pb en cabeza de flotación Pb.	57
Tabla 14. Distribución de Ag y Pb en la alimentación al segundo primario de Pb.....	58
Tabla 15. Distribución de Ag y Pb en derrame del segundo primario de Pb.	58
Tabla 16. Distribución de Ag y Pb en cabeza de flotación Pb (con SlamJet).	59
Tabla 17. Distribución de Ag y Pb en alimentación de la celda segundo primario de Pb (con SlamJet).	59
Tabla 18. Recuperación de Ag-Pb segundo primario de Pb (con SlamJet).....	60
Tabla 19. Tabla de resultados evaluación SlamJet.	61
Tabla 20. Comparativa celda Jameson.	62
Tabla 21. Comparación de recuperación de Ag y Pb con y sin celda Jameson.....	64
Tabla 22. Análisis granulométrico cabeza de flotación.....	66
Tabla 23. Análisis granulométrico concentrado de Pb.	66
Tabla 24. Análisis granulométrico colas de Pb.	67
Tabla 25. Recuperación por fracción de tamaño promedio.....	67
Tabla 26. Balance Metalúrgico de circuito de flotación de Pb.....	68
Tabla 27. Balance Metalúrgico, D_{80} de 50.8 μm	68
Tabla 28. Balance Metalúrgico con D_{80} de 53.6 micrones.	68
Tabla 29. Balance Metalúrgico.....	69

SÍMBOLOS Y ABREVIACIONES USADAS

En este escrito se usan símbolos y abreviaciones cuyo significado es explicado a continuación:

BT:	Banda transportadora.
CIDT:	Centro de Investigación y Desarrollo Tecnológico.
Dzn:	Deprezinc.
D ₈₀ :	Tamaño de partícula pasante al 80%.
d ₃₂ :	Diámetro promedio sauter de la burbuja (mm).
J _g :	Velocidad superficial de aire (mm/s).
K:	Constante de cinética de velocidad.
MMC:	Minera Mexicana La Ciénega.
P:	Flotabilidad inherente del mineral.
Pa:	Probabilidad de adhesión burbuja-partícula.
SAG:	Semiautógeno.
S _b :	Flujo de área superficial de burbuja (s ⁻¹).

GLOSARIO

Análisis granulométrico. Estimación del porcentaje en peso de una o más fracciones separadas por tamaño de partícula mediante mallas.

Cabeza. Alimentación a un proceso de concentración o lixiviación de minerales.

Calibración de molienda. Determinación del tiempo requerido para obtener D₈₀ de muestra mineral por medio de interpolación de tiempos de molienda con respecto a D₈₀ obtenido del análisis granulométrico de esas moliendas.

Carga circulante. Es la relación porcentual de la cantidad de mineral que retorna al molino para su remolienda.

Carga viva. Mineral depositado en patio de almacenamiento.

Celda de flotación. Contenedor de pulpa para pruebas de flotación de diferentes capacidades volumétricas.

Depósitos Epitermal. Son principal mineralización es de Au-Ag, con sulfuros de metal base como Pb, Cu y Zn.

Hidrofobicidad. Propiedad que permite repeler el agua.

Intemperización. Es la alteración de los materiales rocosos expuestos al aire, a la humedad y al efecto de la materia orgánica.

Método. Conjunto de operaciones y técnicas aplicadas al análisis de una muestra.

Molino de bolas. Cilindro rotatorio utilizado para reducción de tamaño de partículas minerales con bolas de acero.

Molino SAG (Semiautógeno). Utiliza bola y mineral como medio moledor.

Muestra. Parte de un lote que se obtiene juntando varios incrementos o fracciones del lote de manera que lo represente en posteriores etapas.

Prueba cinética. prueba de flotación para determinar tiempos de flotación adecuada para obtener máximas recuperaciones de minerales de interés.

Pruebas de circuito abierto. El principal objetivo es determinar cuántas etapas de limpieza son necesarias y que grado de concentrado es posible alcanzar, así como el peso de los concentrados finales.

Prueba t. Mide el tamaño de la diferencia en relación con la variación en los datos de la muestra.

Pulpa. Mezcla de mineral con agua.

Reactivos de flotación.

- **Activador.** Sustancia inorgánica que promueve la adsorción de un colector en la superficie de minerales.
- **Colector.** Sustancia orgánica de estructura molecular heteropolar para transformar a hidrofóbico la superficie de minerales.
- **Depresor.** Sustancia orgánica ó inorgánica que inhibe la adsorción de colectores ó hidrofilizan la superficie hidrofóbica de minerales.
- **Espumante.** Sustancia orgánica para estabilizar burbujas de aire y la cama de espuma.

Skarn. Yacimiento de minerales de ganga asociados con depósitos de magnetita y sulfuros.

SlamJet. Sistema de inyección de aire a presión mediante una lanza.

Stock Pile. Pila de mineral.

Stockwork. Son pequeñas vetas o vetillas mineralizadas adentro de la roca.

Veta. Material compuesto por uno o varios minerales que rellenan una grieta alargada dentro de una formación rocosa.

INTRODUCCIÓN.

El proceso de flotación o específicamente “flotación por espuma”, es un método fisicoquímico de concentración de minerales finamente molidos. El proceso involucra el tratamiento químico de la pulpa para crear condiciones favorables predeterminadas para la adhesión de partículas minerales a burbujas de aire. Las burbujas de aire transportan los minerales de interés que tienen sulfuros y especies de Ag a la superficie de la pulpa, formando una espuma estabilizada la cual es removida, recuperando los minerales seleccionados. Los demás minerales permanecen dentro de la pulpa. La flotación diferencial o selectiva de sulfuros es la concentración y recuperación selectiva de sulfuros principalmente de Cu, Pb, Zn y Fe a partir de una misma mena.

La química superficial ha sido y seguirá siendo una parte importante del proceso de flotación, incluso si entendemos la química de la superficie de los minerales puros, los minerales en ambientes naturales pueden ser muy diferentes, significa que tenemos que aprender a interpretar los efectos interactivos de los reactivos de flotación en un entorno de planta para desarrollar o mejorar los esquemas de reactivos.

El proceso de flotación es complejo e involucra una gran cantidad de factores físicos y químicos que pueden combinarse de muchas maneras y que además tienen un alto nivel de interacción. Es por lo tanto difícil de optimizar especialmente a escala industrial, se han realizado estudios del efecto del tamaño de la partícula sobre la flotación de galena y muestran que la recuperación de la flotación está fuertemente influenciada por la distribución general del tamaño de partícula (Bulatovic, 2007).

En flotación es posible obtener el mismo resultado con diferentes combinaciones de factores, esto dificulta el control de la operación industrial. Algunos de los factores principales a considerar en la flotación son: velocidad de alimentación, mineralogía, porcentaje de sólidos, D_{80} , colectores, activadores, depresores, espumantes, tipos de celdas, configuración del circuito de flotación, entre otros. El presente trabajo se enfocó de forma exploratoria en: sistema de inyección de burbujas, celda Jameson y, más a detalle, en tamaño de partícula y colectores.

Conforme cambia la profundización de una mina o se explotan nuevas vetas cambian las especies minerales y/o sus propiedades físicas, por consiguiente, es muy importante probar

nuevos reactivos, nuevas tecnologías y sistemas que se instalen en las celdas para hacerlas más eficientes.

Durante el tratamiento de estos minerales se hace hincapié en maximizar la recuperación de Ag, preferentemente en el concentrado de Pb. Esta es una tarea desafiante porque la operación del proceso se tiene que adaptar al tipo de minerales, asociaciones mineralógicas, tamaño de partícula (la cual para su reducción se requiere una cantidad significativa de energía y algunas modificaciones en el proceso de molienda), así como leyes metálicas en la alimentación al circuito de flotación de Pb. Los minerales de Ag presentes en orden de mayor aportación de ley son: pirargirita, argentita, freibergita, polibasita, aguilerita y Ag nativa de acuerdo con el estudio modal mostrado en el Apéndice IV (Nuño, 2023). La freibergita es fuente de iones solubles que activa previamente la ganga y esfalerita provocando una selectividad reducida entre Pb y Zn y restaura dicha selectividad reduce la recuperación de Ag en el concentrado de Pb (Bulatovic, 2007; Martínez, 2020). El contenido de Ag en minerales como la tetraedrita, la aguilerita y la polibasita es variable (Bulatovic, 2007) y esta característica modifica su flotabilidad. Se ha visto que la tetraedrita rica en Ag flota más eficazmente que la de bajo contenido (Dong, 2021; Drif y col., 2018), este comportamiento operacionalmente se reporta como una correlación positiva entre la ley y la recuperación de Ag con ayuda de la familia de mercaptanos (Nayak y col., 2021; Luo, 2016).

Justificaciones.

La minería es una industria dedicada a la extracción y procesamiento de minerales, y dentro de este sector, empresas como Minera Mexicana La Ciénega, Minera Saucito y Minera Fresnillo pertenecen al grupo de Fresnillo plc y se destacan por su enfoque en la extracción de Ag. Este valioso metal se obtiene a través de diferentes métodos de concentración: concentración gravimétrica y flotación por espuma (concentrado de Pb y concentrado de Zn). Los contenidos de Ag en el concentrado de Pb y concentrado gravimétrico son pagados al 95 % de su valor, mientras que los mismos contenidos de Ag (pero ahora obtenidos en el concentrado de Zn) solo se pagan al 75% del valor total (los precios y cotizaciones se obtienen de acuerdo con el promedio aritmético de las cotizaciones Platts-Metals week Price notification- monthly report).

Minera Fresnillo cuenta con más de 60 vetas y se continúa profundizando en sus rebajes, por tal motivo, es muy importante mantener y/o mejorar la recuperación de Ag de forma continua para que continúe siendo un negocio con márgenes de utilidad altos.

Cabe mencionar que la Ag es un metal importante para la industria electrónica, química, metalúrgica, médica, militar nuclear y de procesamiento de minerales debido a que tiene propiedades como: resistencia, ductilidad, maleabilidad y tienen alta conductividad térmica y eléctrica (Fang y col., 2019).

En los últimos 4 años se ha incrementado su valor en el mercado por encima del 50% de acuerdo con las cotizaciones publicadas en el portal KITCO en New York, por lo que cualquier incremento de recuperación en el proceso, se convierte en ganancias económicas para la empresa.

Hipótesis.

Con el fin de optimizar el proceso de flotación para la recuperación de Ag, se plantea la posibilidad de mejorar el rendimiento mediante la introducción de más aire en las celdas de flotación, ya sea a través de un sistema externo o mediante la exploración de la innovadora tecnología de celdas Jameson. Al mismo tiempo, se propone la evaluación de nuevos reactivos con formulaciones avanzadas, los cuales pueden ser sometidos a pruebas experimentales a nivel de laboratorio.

La clave radica en encontrar la combinación óptima de factores, incluyendo el tamaño de partícula adecuado en la alimentación a la flotación y la adición de colectores apropiados. Dado el continuo desarrollo de reactivos, la experimentación a nivel de laboratorio permitirá identificar aquellos que demuestren resultados prometedores.

Una vez obtenidos resultados positivos en el laboratorio metalúrgico, se proyecta llevar a cabo pruebas industriales en la planta. Estas pruebas considerarán la variabilidad en los componentes de operación, como el tonelaje alimentado, la mineralogía, el tamaño de partícula, la temperatura y la densidad de pulpa. Asimismo, se evaluarán componentes de los equipos, incluyendo diseño de celdas, configuración, flujo de aire, entre otros.

Este enfoque integral busca validar y optimizar los resultados obtenidos a nivel de laboratorio en un entorno más representativo de las condiciones reales de la planta, con el objetivo de lograr una mejora significativa en la recuperación metalúrgica.

Objetivos.

Objetivo general.

El objetivo general de este estudio consiste en desarrollar estrategias efectivas destinadas a aumentar la recuperación de Ag en el concentrado de plomo (Pb). Se pretende lograr este objetivo mediante la implementación de varias medidas, tales como: a) la inyección de una mayor cantidad de aire de 21 m³/h (adicional al aire que proporciona la celda de flotación), b) la adopción de nuevas celdas de flotación como la celda Jameson, c) ajustes en el tamaño de partícula reduciéndolo de 60 micras a 55 micras en la alimentación a flotación y d) mejorando el esquema de reactivos agregando un nuevo colector mediante la evaluación de diferentes tales como: J150, J150-2, J160, J160E, J170 y J170-2 variando su consumo de 0 a 15 g/t.

Es fundamental destacar que los resultados exitosos obtenidos en este trabajo no se limitarán únicamente a su aplicación en el contexto actual, sino que se pretende que estos hallazgos sean extrapolados y empleados con éxito en otras plantas de beneficio. La intención es contribuir a la mejora general de los procesos metalúrgicos beneficiando a la industria en su conjunto mediante la difusión y aplicación de estrategias exitosas.

Objetivos específicos.

1. Explorar el efecto en la recuperación de Ag con la aplicación de nuevas tecnologías de flotación como celda Jameson y sistema SlamJet.
2. Evaluar el efecto del tamaño de mineral en la alimentación a flotación para la recuperación de Ag.
3. Realizar pruebas de flotación con diferentes reactivos como: J150, J150-2, J160, J160E, J170 y J1702 en el laboratorio metalúrgico, para mejorar la recuperación de Ag en el concentrado de Pb.

4. De los colectores evaluados, seleccionar el mejor y determinar la mejor dosis que maximice las recuperaciones de Ag.
5. Realizar prueba industrial, para verificar los resultados obtenidos del nuevo esquema, respecto al esquema estándar.

Alcance del Proyecto.

El alcance del proyecto comprende el uso de un sistema de inyector de aire en las celdas de flotación de Pb a nivel planta, así como la inclusión y evaluación de una celda de flotación para mineral fino. Realización de pruebas de flotación en el laboratorio metalúrgico con reactivos (J150, J150-2, J160, J160E, J175,) diferentes al esquema estándar. Finalmente, pruebas a nivel industrial en planta para validar los resultados obtenidos en el laboratorio.

1. DESCRIPCIÓN GENERAL DE LOS PROCESOS DE BENEFICIO DE MINERALES DENTRO DE LA UNIDAD MINERA FRESNILLO.

En esta sección se expondrá el contexto de la minería en la unidad, desde su descubrimiento en la época colonial, su evolución a través del tiempo y su mineralogía presente.

También se describe el proceso de beneficio de minerales que comprende desde el almacenamiento de mineral, proveniente de las minas de Fresnillo (Candelaria, San Carlos y San Alberto), el área de manejo y trituración antes de pasarlo al área de conminución mediante molienda SAG y molienda de bolas para liberar las especies y posteriormente pasarlo al área de concentración de sulfuros Pb – Zn. Dichos productos son espesados y filtrados para posteriormente ser embarcados a venta, las colas de flotación son enviadas al depósito de jales.

1.1. Antecedentes de Minera Fresnillo.

El Estado de Zacatecas ha sido famoso por sus minas desde la Época Colonial. En 1554 Diego Fernández de Proaño descubrió algunas de las vetas que afloraban en el cerro y que actualmente lleva su segundo apellido “Cerro Proaño” (Torres y col., 2012).

El Mineral de Fresnillo fue explotado normalmente desde 1717 a 1751 por mineros en pequeña escala, posteriormente las operaciones fueron suspendidas en 1757 debido principalmente a problemas económicos causados por el agua en la mina. De 1835 a 1872 se adquirieron dos bombas “Cornish” impulsadas por vapor para desaguar las minas. En 1912 empezó a operar una planta de cianuro con 400 toneladas por día para el mineral de los óxidos. De 1913 a 1919 las operaciones se suspendieron debido a la Revolución Mexicana. El tratamiento de mineral de sulfuros empezó en 1926 y continúa hasta la actualidad.

La mineralogía principal de las vetas son sulfosales de Ag así como sulfuros de Pb-Zn con cantidades menores de oro. El proceso productivo consiste en la flotación diferencial, también conocida como flotación selectiva, de un concentrado de Pb-Ag-Au y otro de Zn con cantidades menores de Ag y Au. Los procesos que se utilizan para el beneficio de minerales comprenden desde el almacenamiento de mineral, trituración, conminución, concentración, espesamiento, filtrado y depósito de jales.

1.2. Ubicación y diagrama general de planta.

La planta Minera Fresnillo pertenece al grupo “Fresnillo PLC” se ubica dentro del municipio de Fresnillo, Zacatecas. Sus respectivas coordenadas geográficas son 23°09'50.9" N 102°52'23.2" W y se puede visualizar en la Figura 1.

Es un depósito de Ag de clase mundial que incluye vetas epitermales, cuerpos de reemplazamiento, Skarn y un Stockwork oxidado cerca de la superficie en el Cerro Proaño. El distrito se localiza en la parte norte de un cinturón de tendencia norte-noroeste de depósitos de Ag-Pb-Zn que se extienden para más de 800 km.

Los minerales de mena en las vetas son un Inter crecimiento complejo de sulfuros de metales base de grano fino y sulfosales de Ag. Los minerales de sulfuros y sulfosales identificados en orden de abundancia son pirita, esfalerita, galena pirargirita, polibasita, calcopirita, arsenopirita, tetraedrita, Argentita/acantita, estefanita, proustita. Los minerales de ganga incluyen cuarzo, calcedonia, calcita clorita y arcillas (Cserna, 1976).

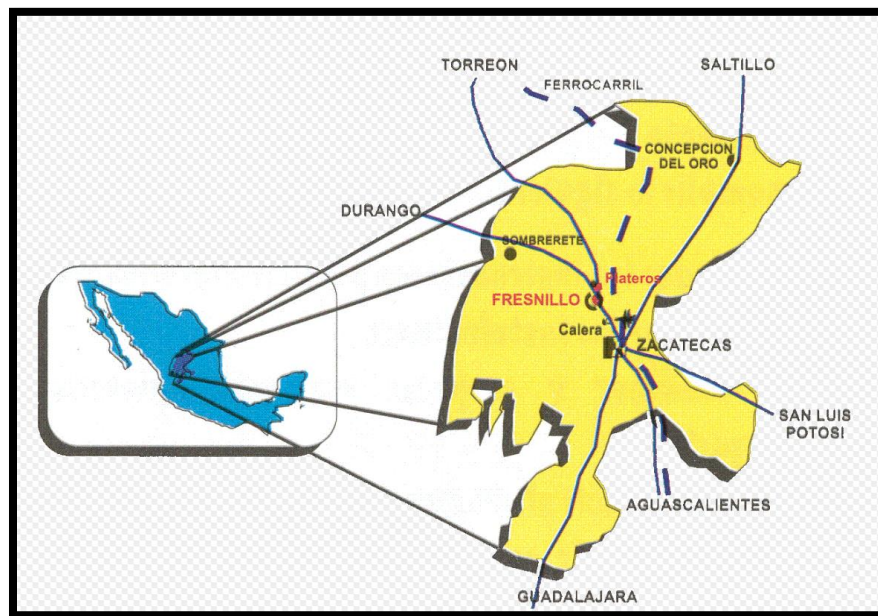


Figura 1. Mapa Minera Fresnillo (https://es.wikipedia.org/wiki/Municipio_de_Fresnillo).

1.3. Etapa de minado.

El ciclo de minado de Fresnillo se muestra en la Figura 2, comenzando con una barrenación corta o larga, esto depende de las características de la roca y de los equipos a utilizar, seguido

del relleno. Posteriormente se detona la voladura y una vez desprendido el mineral se comienza con el movimiento de este mediante equipos de bajo y medio perfil que portan el mineral hasta el área de trituración.

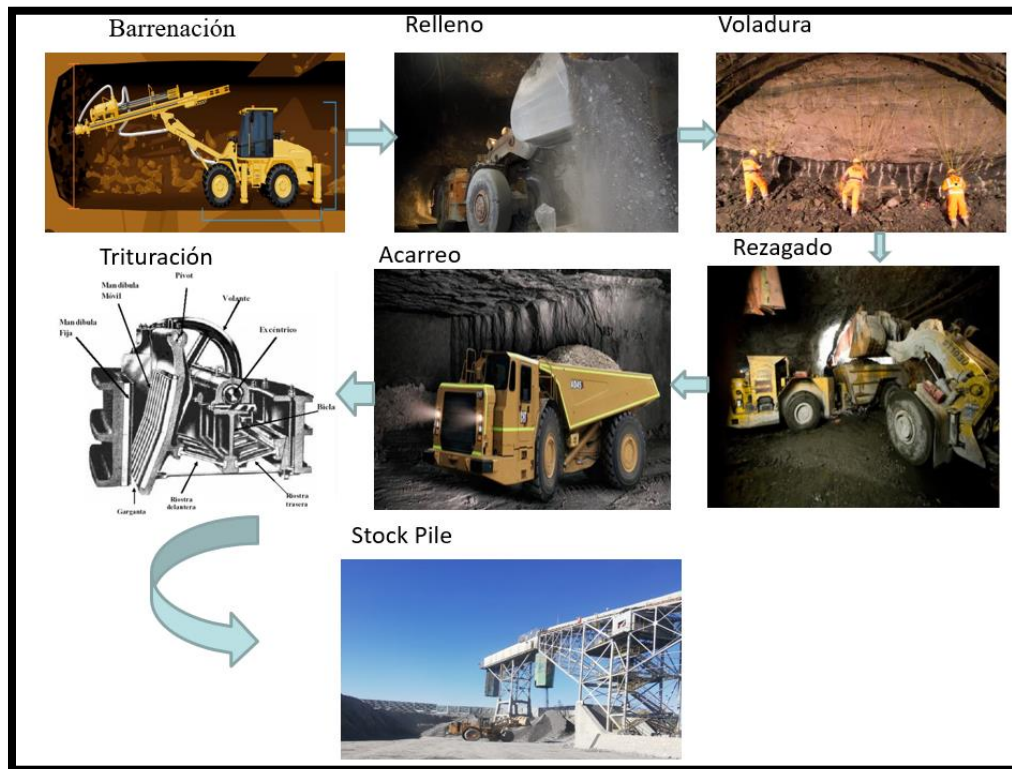


Figura 2. Ciclo de minado minera Fresnillo.

1.4. Almacenamiento de mineral o stock pile.

El patio de almacenamiento de mineral (stock pile) es el área donde se depositan los minerales de la mina provenientes de diferentes lugares como: Tiro general, Tiro San Carlos, Tiro San Luis, y Rampa Candelaria.

El área del Stock Pile cuenta con capacidad para aproximadamente 12,000 t de carga viva, lo que representa casi 1.5 días de operación de la planta a la cual le llega el mineral del tiro general y del área de trituración.

Para el resto del patio de almacenamiento, el mineral proveniente de la Rampa Candelaria, Tiro San Carlos y Tiro San Luis (mineral menor a 20 pulgadas de tamaño transportado en camiones). Posteriormente se almacena por periodos cortos menores a 1 mes (no afectándose

por la intemperización), después se alimenta al circuito de quebrado con apoyo de un cargador frontal.

1.5. Proceso de quebrado.

En general, el proceso de quebrado o trituración de minerales reduce el tamaño de los minerales de 1 m a 10 cm (trituración primaria) y de 10 cm a 1 cm (trituración secundaria). Este proceso se desarrolla mediante diferentes tipos de quebradoras, ya sea de quijada o de cono (dependiendo del tamaño del mineral).

Dentro de Minera Fresnillo, el área de trituración (Figura 3) recibe el mineral menor a 20 pulgadas y pasa a una Quebradora de quijada que reduce el mineral de 20 a 5 pulgadas. Un sistema de bandas deposita el mineral sobre 6 alimentadores que suministran el mineral a 2 molinos SAG para su reducción de tamaño. Ahora bien, ante un caso crítico (por ejemplo, de no estar disponible el quebrado) se cuenta con una parrilla de 12 pulgadas para pasar mineral al sistema de bandas, la alimentación a las parrillas es mediante cargador frontal.

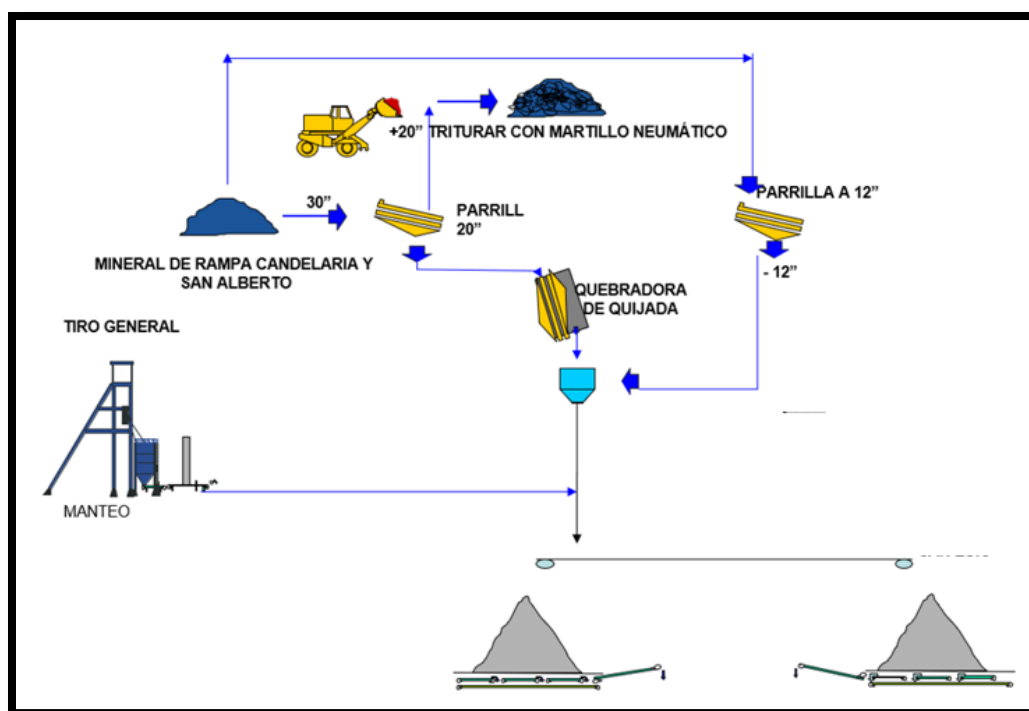


Figura 3. Área de trituración

1.6. Etapa de molienda dentro de Unidad Fresnillo.

La reducción de tamaño significa obtener de un sólido de volumen dado, elementos de volumen más pequeños. Este proceso puede ser realizado mediante molinos rotatorios de diferentes tipos.

El molino SAG es un equipo usado en plantas mineras para reducir de tamaño rocas de mineral, se le conoce así por que emplea poca cantidad de bola para moler el mineral y aprovecha la energía del mineral de sobre tamaño como medio moledor. Los criterios de operación de molienda SAG se observan en la Tabla 1.

Tabla 1. Criterios de operación molienda SAG.

Criterios de operación molienda SAG	
Nivel de bola	14% a 16%
Tipo de bola	Acero forjado
Tamaño de bola alimentada	5 pulgadas
Dureza superficial HRC	56.5 a 57.5
Dureza volumétrica HRC	56.3 a 57.3
Porcentaje de solidos	70% a 75%
Tamaño de alimentación de mineral D ₈₀	3.5 a 5.0 pulgadas
Tamaño de alimentación de mineral a flotación D ₈₀	50µm a 60 µm

Por otro lado, otro dispositivo utilizado comúnmente para la reducción de tamaño es el molino de bolas y consiste esencialmente de una coraza de forma cilíndrica o cónica sostenida en chumaceras para muñones huecos sobre las que giran. El mineral se alimenta a través de un muñón (trunnion) y sale por el otro. El molino utiliza bola de alto cromo, se conserva con un nivel de bola estable, manteniéndose accionado a tal velocidad que la caída en cascada de las bolas y su acción de rodamiento producen el efecto máximo de molienda sobre el mineral que pasa por la unidad bajo la presión permanente de la constante alimentación. La acción distintiva de caída en cascada rompe el mineral por impacto y el rodamiento que sufren las bolas hace que éstas desintegren las partículas a base de un

desgaste por fricción. La alimentación de mineral al molino de bolas deberá ser máxima de ½ pulgada. Los criterios de operación de molienda de bolas se observan en la Tabla 2.

Tabla 2. Criterios de operación molienda de bolas.

Criterios de operación molienda de bolas	
Nivel de bola	30% a 45%
Tipo de bola	16% a 18% de Cr (alto cromo)
Tamaño de bola alimentada	1 pulgada
Porcentaje de sólidos	70% a 75%
Tamaño de alimentación de mineral (D ₈₀)	1800µm a 2500µm
Tamaño de alimentación de mineral a flotación (D ₈₀)	50µm a 60µm

1.6.1. Molienda SAG 8 en Planta.

La línea de molienda SAG 8 se muestra en la Figura 4, se tiene una alimentación proveniente del stock pile la cual se reduce y pasa a la etapa de clasificación mediante ciclones enviando el mineral fino a flotación y el mineral grueso a la etapa de molienda de bolas (molino 5 y 7). La descarga del molino cae al cajón de bombas se alimentan los ciclones y, mediante una válvula instalada en el distribuidor, se alimenta el concentrador Knelson aprovechando la presión del distribuidor. Los finos de los ciclones pasan a flotación y el grueso se regresa al molino de bolas, contando con una carga circulante de entre 300 y 450%.

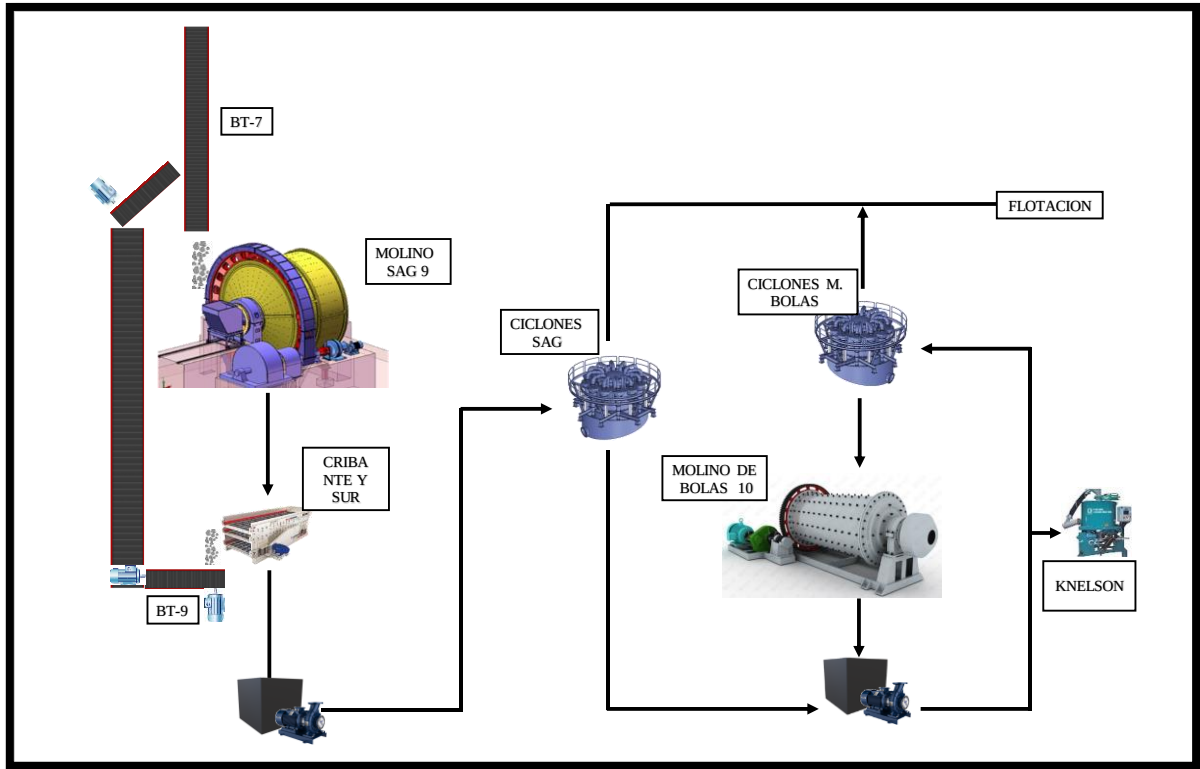


Figura 5. Línea de molienda SAG 9 (Unidad Fresnillo, modificado de diagrama de proceso)

1.7. Circuito de Flotación.

La flotación selectiva, es el proceso de concentración de minerales valiosos que aprovecha la hidrofobicidad (propiedad que permite repeler el agua). La hidrofobicidad se puede definir como el proceso de convertir selectivamente las superficies de minerales particulares de una condición hidrofílica (siempre que el mineral no sea naturalmente hidrofóbico) a una condición repelente al agua, lo que crea una condición de apego a las burbujas (Bulatovic, 2007)

1.7.1. Flotación de Pb en Planta.

El mineral proveniente de los sobre flujos de los ciclones oscila entre 25% y 30% de sólidos y un tamaño de partícula promedio (D_{80}) de 55 micrones. Dicho mineral alimenta al proceso de flotación Pb como se muestra en la Figura 6.

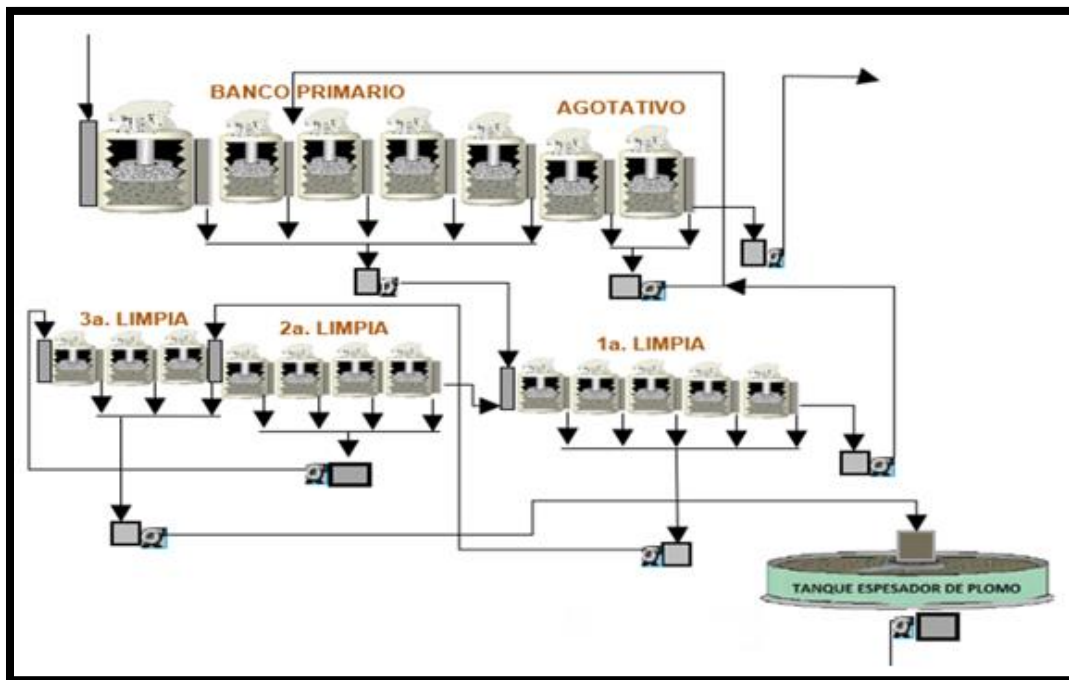


Figura 6. Circuito de Flotación Pb (Unidad Fresnillo, modificado de diagrama de proceso)

También se cuenta con celdas tanque y para su concentración se adicionan reactivos, los cuales se muestran en la Tabla 3.

Tabla 3. Reactivos flotación Pb.

Tabla de Reactivos usados en flotación de Pb.	
Reactivos	g/t
Deprezinc	620
Cianuro de sodio	8
Aerophine	21
Espumante	68
Xantato Isopropílico	60
Aeropromotor 7310	16

Las colas de la flotación de Pb se alimentan a un tanque acondicionador donde se le adiciona sulfato de Cu para la activación del Zn con la finalidad de que pueda ser recuperado en el circuito de flotación de Zn.

1.7.2. Circuito de Flotación de Zn.

El circuito de Zn comienza en el tanque acondicionador donde se mezcla la pulpa con el activador, posteriormente pasa a las celdas tanque y se adicionan colectores como 5160 y espumante T240 para la concentración de Zn. Finalmente pasa a la etapa de limpias donde se le da el grado requerido para posteriormente enviarlo al espesador de Zn tal como se muestra en la Figura 7.

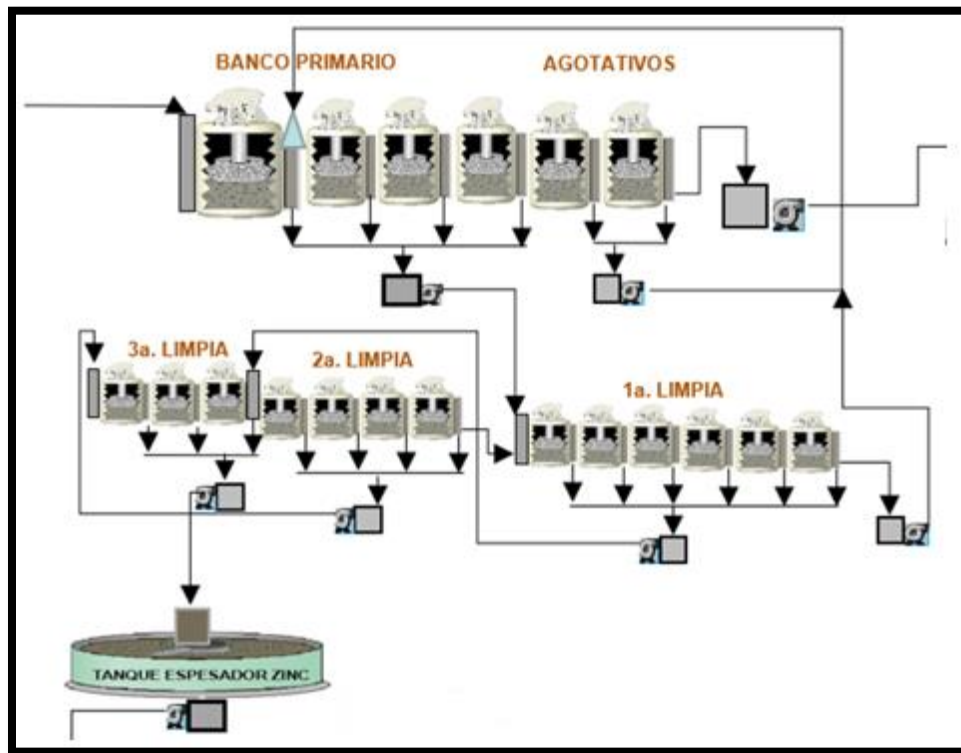


Figura 7. Circuito de Flotación de Zn Fresnillo (Unidad Fresnillo, modificado de diagrama de proceso)

1.8. Espesamiento y filtrado.

Las funciones básicas del equipo espesador son la eliminación del agua por la parte superior del tanque y el aumento de la densidad de la pulpa en la parte inferior (entre 45% a 55% de sólidos), posteriormente el bajo flujo es enviado al siguiente proceso que es la filtración.

Dentro del proceso de filtración se alimentan los quipos de filtrado (filtros prensa) con una pulpa de 45% a 55% de sólidos, y se debe retirar el agua necesaria hasta obtener un porcentaje de sólidos entre el 86% y 90% del concentrado final.

1.8.1. Espesamiento y filtrado en Planta.

Los concentrados de Pb tienen un grado entre 33% y 42%, mientras que la ley del concentrado de Zn oscila entre 49% y 53%. Posteriormente pasan a los espesadores, donde se sedimenta el concentrado y se recupera el agua al proceso. Del bajo flujo se alimentan filtros de pulpa con porcentajes de sólidos de entre 45% a 55% para posteriormente obtener un producto terminado con un 86% a un 89% de sólidos para el Pb y de un 88% a un 90% (en sólidos) para el Zn. En la Figura 8, podemos observar el diagrama del filtrado de Pb y filtrado de Zn.

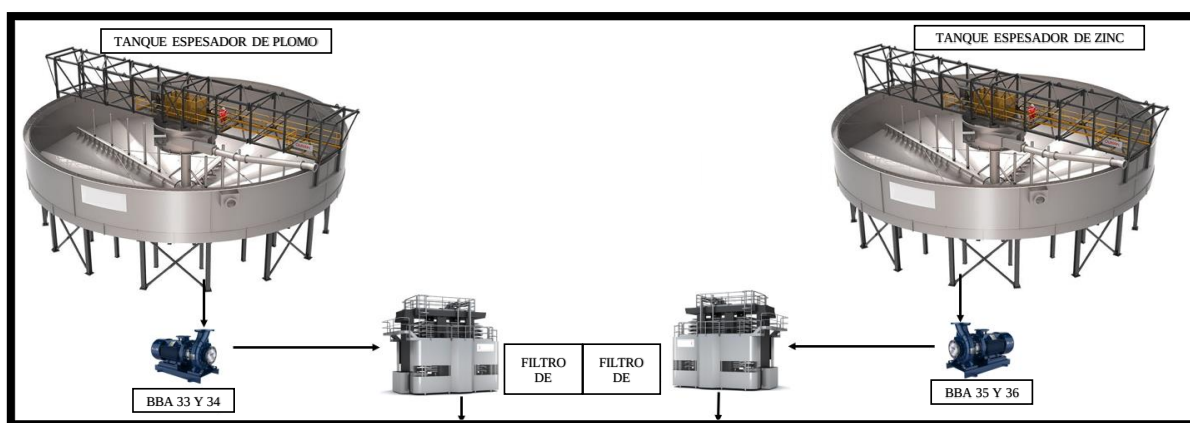


Figura 8. Filtrado de concentrados Pb y Zn Fresnillo (Unidad Fresnillo, modificado de diagrama de proceso).

Las colas de Pb pasan a los tanques espesadores de colas donde se recupera más del 55% del agua de planta por la parte superior del tanque y, por la parte inferior del tanque con ayuda del floculante, se concentra el sólido entre 55% a 60% de sólidos para ser enviado al depósito de jales.

2. ANTECEDENTES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN DE MINERALES Y SU APLICACIÓN DENTRO DE LA UNIDAD MINERA FRESNILLO.

En esta sección explicaremos el proceso de flotación selectiva, describiremos las diferencias entre mineral hidrofílico y mineral hidrofóbico, describiremos las características de algunas celdas de flotación como: Jameson, Stack cell y Celda Hydrofloat. Asimismo, algunos tipos de reactivos que se usan como: colectores, depresores, activadores y espumantes. Por último, describiremos en general el proceso de flotación dentro de Minera Fresnillo.

2.1. El proceso de concentración por flotación.

La flotación selectiva es el proceso de concentración de minerales valiosos que aprovechan el principio de hidrofobicidad (propiedad para repeler el agua). Cabe señalar que el establecimiento de una relación entre la mojabilidad de partículas minerales y su flotabilidad fue la etapa principal en el desarrollo de la teoría moderna de la flotación. En este proceso influyeron la humectabilidad y el ángulo de contacto.

En las primeras etapas se estableció la relación entre la flotabilidad de los minerales y los cambios en la historia del ángulo de contacto, mostrando que la humectabilidad de las superficies minerales y el efecto de la adsorción de los reactivos de flotación determina los principales aspectos fisicoquímicos de todos los procesos de flotación a lo largo del perímetro de su contacto, es decir, el perímetro de mojabilidad. Las fuerzas que actúan a lo largo de la triple fase del perímetro de humectación, sólido/líquido (s/l), sólido/gas (s/g) y líquido/gas (l/g) tienen relación con las fuerzas de flotación. La Figura 9 muestra las tres fases de contacto dentro del proceso de flotación, resaltando el ángulo de contacto entre la unión del sólido a una burbuja de aire.

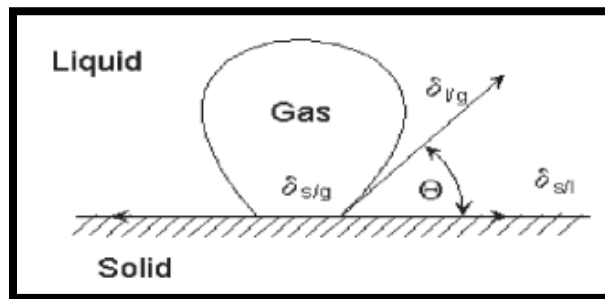


Figura 9. Ángulo de Contacto (Bulatovic S., 2007).

2.2. Preparación de minerales para flotación.

Los minerales son preparados inicialmente en el proceso de molienda para generar partículas finamente molidas, las cuales se colocan en agua para formar una pulpa y ésta es agitada mediante un rotor giratorio. Las partículas sólidas cuya superficie es mojable por el agua se les llama partículas hidrofílicas, una superficie no mojable repele el agua y por lo tanto se dice que es hidrofóbica. Los agentes químicos como los colectores, espumantes, activadores y depresores se agregan para asegurar que las condiciones químicas correctas prevalezcan en el sistema y así promover la hidrofobicidad de las partículas minerales de interés. El aire es entonces burbujeado a través de la pulpa que, al contacto con las partículas hidrofóbicas, las asciende a la superficie formando una espuma con mineral de interés, la cual es retirada y tratada. En la Figura 10 se muestran fotografías de unión partícula-burbuja sin deformación de la burbuja en el contacto trifásico.

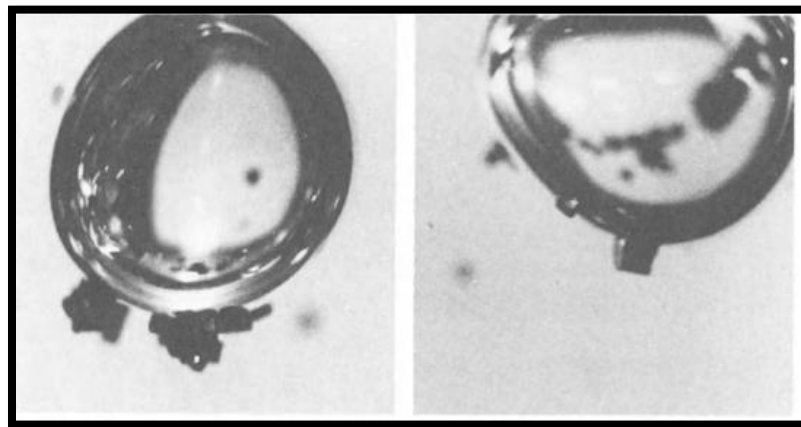


Figura 10. Unión de burbujas a sólidos sin deformación de la interfase aire/líquido (Leja, 1982).

Los mecanismos fundamentales involucrados en el proceso de flotación son complejos debido al gran número de variables físicas, químicas y mecánicas que pueden afectar el proceso.

Estas variables pueden ser divididas dentro de tres grupos principales:

- características y operación de la celda.
- propiedades del mineral.

- reactivos utilizados.

2.3. Características y operación de la celda.

La celda de flotación es el equipo donde se lleva a cabo la separación de los minerales valiosos de la ganga por medio de la flotación (Figura 11), con ayuda del sistema de agitación mantiene suspendidas las partículas generando una fase de pulpa que permite que las superficies del mineral choquen con los reactivos y, con la inyección de aire, se genera una fase de espuma la cual arrastra a la canaleta las partículas de valor conocidas como concentrado, dichas partículas son trasladadas a la siguiente etapa del proceso.

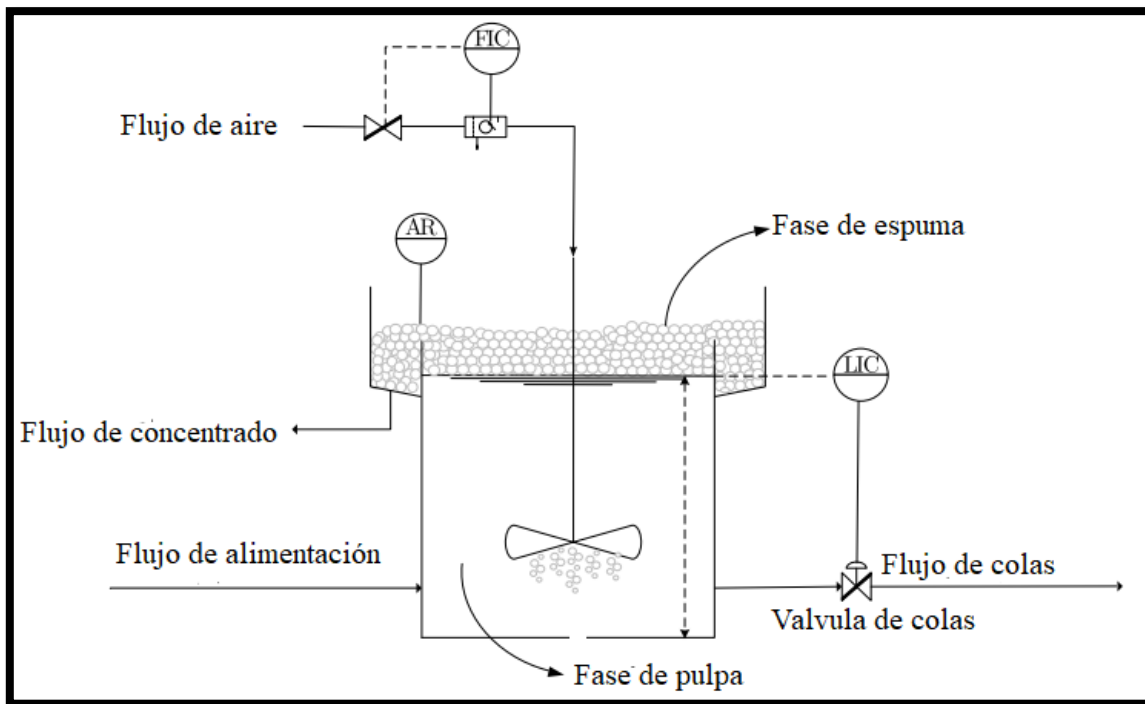


Figura 11. Celda de flotación (Quintanilla, 2023).

2.3.1. Requerimientos generales de una celda de flotación.

A continuación, se describen aspectos importantes para la correcta operación de una celda de flotación:

- Mantener todas las partículas suspendidas. Esto requiere que las velocidades de sedimentación de las partículas sean menores que las velocidades ascendentes de la pulpa.

- Lograr que todas las partículas que entren a la celda tengan la misma oportunidad de ser flotadas minimizando el desvío de corrientes y la formación de espacios muertos los cuales minimizan el volumen efectivo de la celda.
- Dispersar de una manera efectiva el aire que entra a la celda mediante burbujas con características que dependan de las propiedades de las partículas.
- Proporcionar una región en quietud inmediatamente debajo de la interfase pulpa-espuma para minimizar el arrastre de pulpa hacia la espuma y la disolución turbulenta de la capa de la espuma.
- Lograr una buena distribución y acondicionamiento de reactivos químicos de manera que estos se adsorban en la superficie de todas las partículas deseables.
- Promover la colisión burbuja-partícula para lograr la unión del agregado burbuja-partícula.

Recientemente el conocimiento y caracterización de la hidrodinámica de la celda ha sido de suma importancia para la modelación y optimización de procesos ya existentes y para el diseño de celdas más grandes y eficientes que son requeridas para procesar material más fino y de menor grado (Power y Franzidis, 2000).

2.3.2. Tipos de celdas y sus características principales.

Las máquinas de flotación mecánica son las más utilizadas para la flotación de minerales caracterizadas por un impulsor accionado mecánicamente que agita la suspensión y dispersa el aire en burbujas. La tendencia en los últimos años es avanzar a celdas de mayor capacidad e incorporar el control automático. Las celdas que han sido más utilizadas son Denver, Galigher, Wemco y Outokumpu (Wills y col. 2016)

En este proyecto se utilizaron celdas tipo tanque, y otro tipo de celda más moderna conocida como celda Jameson, las cuales se describen a continuación.

Celda TanqueTM

Las celdas Outotec (anteriormente Outokumpu) se originaron en 1970, es una celda tanque con fondo redondeado para minimizar el lijado y el impulsor consta de varias ranuras verticales cónicas hacia abajo. Se introduce el aire por la flecha hueca para producir las

Diagrama de un mecanismo de descarga (unloading mechanism) con una estructura amarilla y un componente rojo central.

21

***Celda Jameson* TM**

En la celda Jameson entra la alimentación por un bajante vertical y se junta con el aire inducido del ambiente generando la entrada a presión de la pulpa produciendo el contacto partícula – burbuja. Las burbujas suben a la superficie del tanque y desbordan a la canaleta de lavado para ser recolectadas como concentrado mientras que las colas se descargan en el fondo del tanque (Wills y col., 2016).

Se consideran 3 zonas principales:

- Zona downcomer (Tubo de descenso): es el corazón de la Celda Jameson donde ocurre un intenso contacto entre las burbujas de aire y las partículas. La alimentación es bombeada hacia el downcomer a través del orificio del lente de pulpa creando un chorro de alta presión. El chorro de líquido corta y arrastra aire desde la atmósfera. La salida de aire del interior del downcomer crea un vacío haciendo subir una columna de líquido hacia el interior del downcomer. El chorro se sumerge dentro de la columna líquida donde la energía cinética del impacto fragmenta el aire en finas burbujas que colisionan con las partículas. La altísima área de superficie interfacial y el intenso mezclado provocan una rápida adherencia de las partículas a las burbujas de aire y altas capacidades de carga de parte de las celdas.
- Zona de espuma del estanque: la ley del concentrado es controlada por el drenaje y el lavado de espuma. Las celdas son diseñadas para asegurar una zona eficiente y reposada que maximice la recuperación de espuma. La distancia de desplazamiento de la espuma y las cargas de concentrado del labio son fundamentales en el diseño del estanque.
- Zona de pulpa en el estanque: es el lugar donde las burbujas cargadas de mineral se desprenden de la pulpa. Las velocidades de diseño y la densidad de operación en esta zona mantienen las partículas en suspensión sin intervención de agitación mecánica.

Dada la rápida cinética y la zona de contacto independiente dentro del downcomer; el tamaño del estanque no está diseñado para un tiempo de residencia largo, por lo tanto, los volúmenes del estanque son mucho más pequeños que en las celdas en columnas o mecánicas equivalentes (4 celdas Jameson equivalen a 12 celdas convencionales).

La ventaja principal de la celda Jameson es la capacidad de producir concentrados limpios en una etapa de operación reduciendo el arrastre cuando se usa agua de lavado (Wills y col., 2016).

Las Celdas Jameson son dependientes del contacto y no del tiempo de residencia, en la Figura 13 se ilustra el principio de operación de la celda Jameson.

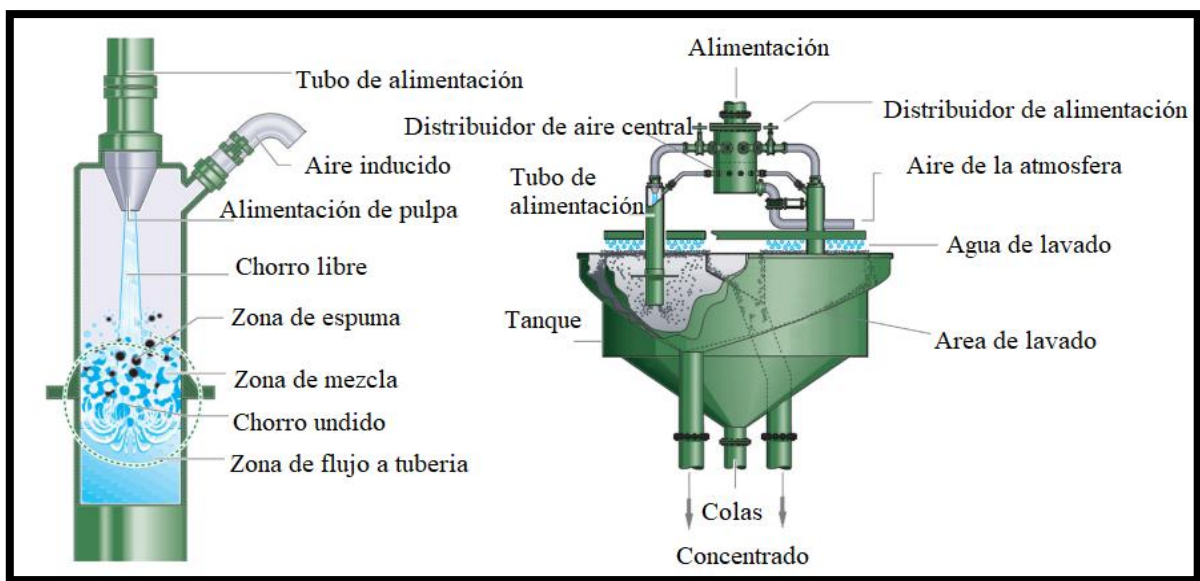


Figura 13. Principio de operación de la celda Jameson (Wills y col., 2016)

Cuando la pulpa emerge al interior de la celda por el fondo del downcomer, los agregados burbuja – partículas hidrofóbicas pasan a la zona de espuma y se retiran como concentrado.

Celda StackCell™

La Celda StackCell™ fue diseñada con base en la optimización de los parámetros conocidos que gobiernan la flotación como: tasa de flotación, tiempo de retención y condiciones de mezcla. Los objetivos adicionales incluyeron la reducción en el consumo total de energía, rendimiento metalúrgico en forma de columna y una reducción en el volumen de la planta (superficie y altura). Cuando ésta se diseñó, los objetivos principales eran mejorar la cinética del proceso, para todas las partículas más finas que 150 μm , para recuperar de forma más eficaz partículas de menos de 15 μm , y por supuesto, estos objetivos debían lograrse teniendo

en cuenta cuestiones de funcionamiento como la energía y el mantenimiento (Mankosa y col., 2018).

En la Celda StackCell™ (Figura 14), la pulpa entra por la parte de abajo y por la parte superior, entra en aire. La pulpa se mezcla con el aire y el reactivo en el área donde se tiene contacto con las partículas hidrofóbicas y se maximiza la flotación. Los componentes de esta celda son: 1.-Entrada de alimentación, 2.-Entrada de aire parte superior, 3.-Descarga de espuma, 4.-Descarga de colas, 5.- Sistema de burbujeo, 6.- lavado y descarga y 7.- agua de lavado (Mankosa y col., 2018).

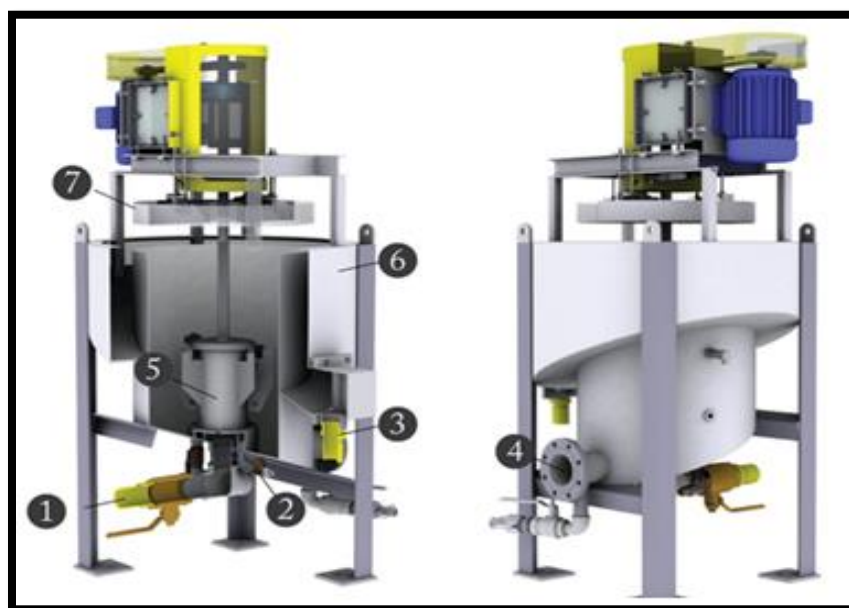


Figura 14. Celda StackCell™ (Mankosa y Col, 2018).

Celda Hydrofloat™

Mejorar la recuperación de partículas gruesas ($+0.150$ mm) ha sido un objetivo dentro de la industria de procesamiento de minerales. La relación entre el tamaño de las partículas y la flotabilidad demostró que las partículas gruesas son más difíciles de recuperar que las partículas de tamaño intermedio (Gaudin y col., 1931). La reducción en la recuperación de partículas gruesas a menudo se atribuye al desprendimiento debido a una turbulencia excesiva, dentro de las celdas de flotación mecánica convencionales (Kohmuench y col., 2018).

Los estudios teóricos y experimentales realizados por investigadores indicaron que las limitaciones inherentes de la flotación convencional pueden ser superados mediante la utilización de una máquina de flotación de lecho fluidizado, diseñado específicamente para la recuperación selectiva que contienen partículas muy gruesas. El separador Hydrofloat fue la primera máquina (Mankosa y col., 2002) para abordar las limitaciones de los sistemas de flotación tradicionales. Al utilizar un lecho fluidizado en reposo para ser aireado, la turbulencia que se encuentra comúnmente en un entorno de contacto con tanques mixtos se minimiza en gran medida. Como resultado, es más probable que los agregados delicados de partículas de burbujas se reporten al concentrado sin romperse. Además, la ausencia de una fase de espuma continua minimiza la caída del mineral que puede ocurrir en la interfaz pulpa-espuma.

Un esquema simplificado del separador de lecho fluidizado Hydrofloat se proporciona en la Figura 15. Este separador consta de un tanque circular). En el Hydrofloat por la parte superior entra el mineral, por la parte lateral entra agua y aire juntos, se tiene como una flauta y orificios para sacar las burbujas, no tiene agitación y con esta celda se flota mineral grueso debido a que las burbujas son de 1 mm y varias burbujas atrapan a una misma partícula de mineral, de 150 micras a 850 micras (Kohmuench y col., 2018).

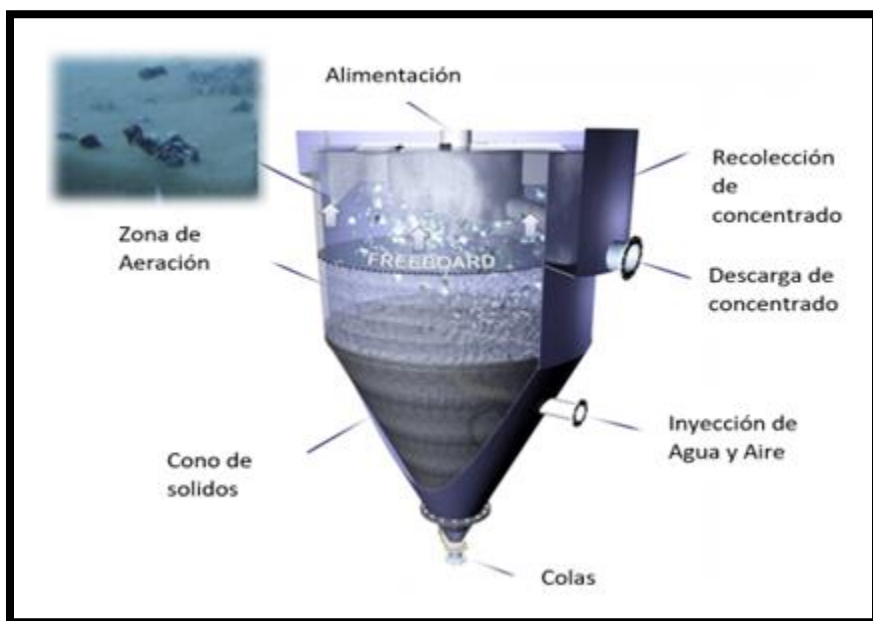


Figura 15. Esquema simplificado del separador Hydrofloat internamente tiene una flauta con orificios que genera la burbuja (Kohmuench y col., 2018).

2.4. Propiedades del mineral en la flotación.

Las principales propiedades del mineral son:

- Tamaño de partícula: indica el tamaño adecuado a el cual se debe moler el mineral para su beneficio.
- Mineralogía y liberación: las cuales indican cuales especies son flotables y en qué porcentaje de su totalidad están libres para ser recolectadas.

2.4.1. Tamaño de partícula.

Para separar el mineral útil de la ganga es necesario reducir el tamaño de las partículas hasta alcanzar el nivel adecuado de liberación de las especies minerales. Lo anterior se logra reduciendo el mineral hasta un tamaño de partícula muy inferior al tamaño del grano de las especies.

La mayor restricción sobre la eficiencia de separación en el proceso de flotación es el tamaño de partícula. Aunque el efecto del tamaño de partícula en el desempeño de la flotación ha sido estudiado extensamente (Feng y Aldrich, 1999). A la fecha es difícil predecir el desempeño de la flotación industrial utilizando este criterio. Por mencionar algunos de los problemas en la flotación tenemos que:

- El tamaño de partícula es una variable crítica en la probabilidad de choque con burbujas y la unión de partículas a la burbuja después del choque.
- Las partículas finas muestran bajas recuperaciones debido a la baja probabilidad de colisión entre burbuja-partícula.
- Las partículas finas son más propensas al arrastre mecánico, especialmente el mineral de ganga que tiene un menor peso específico.
- Las partículas finas tienen una mayor área superficial, lo cual puede conducir a un consumo excesivo de reactivo.
- Las partículas finas necesitan menor potencia de mezclado para suspenderlas, pero necesitan mayor energía de contacto para la unión efectiva con la burbuja.
- Las partículas gruesas necesitan mayor potencia de mezclado para suspenderlas, pero menor energía de contacto para la unión burbuja-partícula y la recuperación de partículas gruesas es afectada por la ruptura del agregado burbuja-partícula en

zonas de la pulpa, además de una disminución de flotación de agregados burbuja-partícula.

En la Figura 16 se muestra el rango del comportamiento típico de recuperación en una celda de flotación convencional, resaltando con ovoides en el eje x el rango donde cae la recuperación en cada extremo.

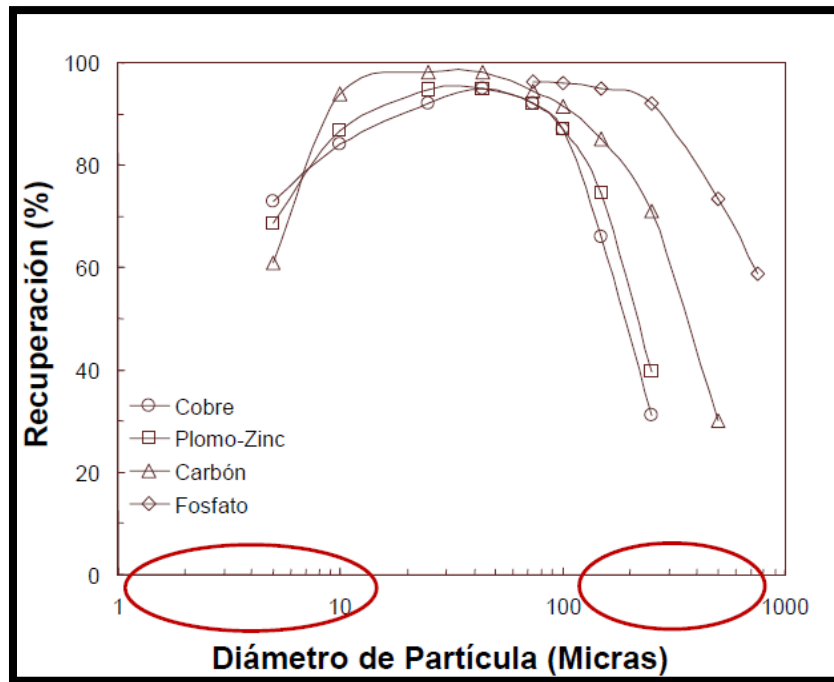


Figura 16. Límites en los tamaños de partícula en los cuales las celdas convencionales son efectivas.

Gaudin y col. (1942) fueron los primeros en mostrar que el tamaño de la partícula tiene un efecto significativo sobre la constante cinética de flotación. La recuperación en todas las plantas de flotación muestra una relación característica con el tamaño tal y como se muestra en la Figura 17 (Morris, 1952; Trahar y col., 1981). Este tipo de curva muestra una pobre recuperación en las partículas finas y gruesas y una alta recuperación en los tamaños intermedios.

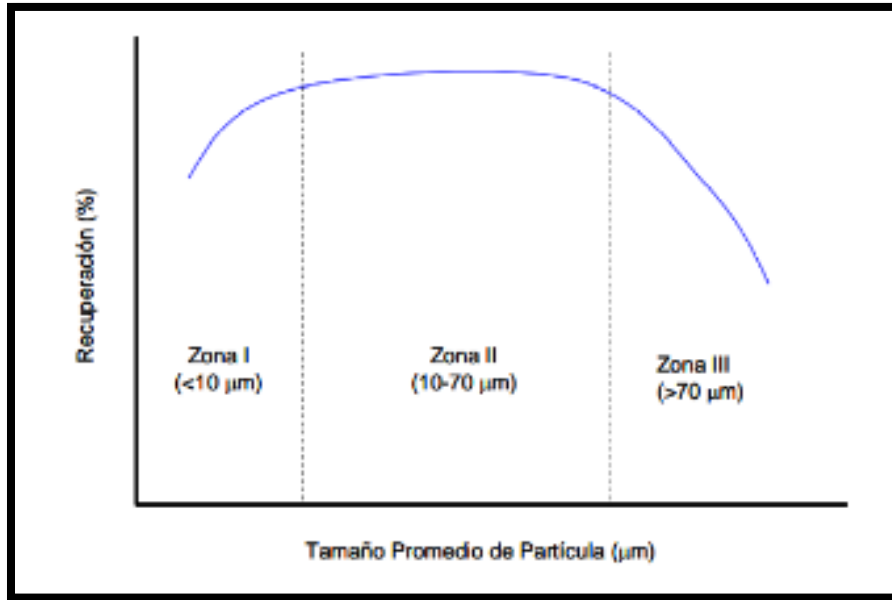


Figura 17. Curva típica de recuperación-tamaño representando sus características regiones y sus tamaños aproximados para la flotación de Pb (Trahar y col., 1981).

La forma de esta curva es atribuida al efecto del tamaño de partícula sobre varios subprocesos de la flotación, tales como la colisión, adherencia y ruptura de agregado burbuja-partícula. La teoría sugiere que la probabilidad de colisión entre una partícula y una burbuja incrementará cuando la partícula tenga el suficiente *momentum* para no seguir los perfiles hidrodinámicos de la burbuja (Sutherland, 1948). La pobre recuperación en las partículas menores a 10 micrones es debido a una pobre eficiencia de colisión entre la burbuja y la partícula (Trahar y col., 1981).

2.4.2. Mineralogía y Liberación.

Aunado a los problemas del tamaño de partícula, también se ha observado que no todas las partículas de un mismo tamaño flotan en la misma proporción debido a que la flotación se basa en el hecho de que diferentes especies mineralógicas muestran diferentes grados de hidrofobicidad en distintos ambientes químicos empleados (Sutherland, 1989).

Como resultado, se espera que partículas con diferente composición mineralógica dentro de un tamaño de partícula muestren diferentes recuperaciones en el proceso de flotación. Así, la

liberación del mineral es otra de las variables importantes en el proceso de flotación (King, 1978; Savassi y col., 1997; Gorain y col., 2000).

La composición superficial del mineral es una propiedad que debe intervenir en la flotabilidad más que la composición volumétrica del mineral (Runge y col., 2003). Así, la flotabilidad no sólo depende de la proporción del mineral más flotable en la partícula, sino también de la flotabilidad de otros minerales que componen la partícula (Sutherland, 1989). La hidrofobicidad de la superficie de la partícula es un criterio importante para determinar la flotabilidad de las partículas, así la flotación selectiva aumenta entre menos oxidadas estén las superficies de las partículas. Por consiguiente, las partículas cubiertas con óxido hidrofílico flotan más lentamente que las partículas con superficies limpias de óxido (Runge y col., 2003).

Por otro lado, la flotabilidad de partículas liberadas o asociadas ha sido investigada en un gran número de casos de estudio. Estos estudios indican que la asociación mineralógica de una partícula afecta significativamente su constante cinética de flotación (Steiner, 1973; King, 1973).

Gorain y col. (2000) mostraron la variabilidad del parámetro P (se refiere a la flotación inherente del mineral y es un parámetro adimensional) en función del tamaño de partícula y su liberación para el mineral de calcopirita (Figura 18). Es claro notar que los valores de P fueron significativamente más altos para las clases 100% liberadas en cada tamaño de partícula. Además, para cualquier clase de liberación, los valores de P varían con respecto al tamaño de partícula obteniendo un pico mayor para tamaños de 34.1µm y disminuyendo este valor cuando se incrementa o disminuye el tamaño de partícula.

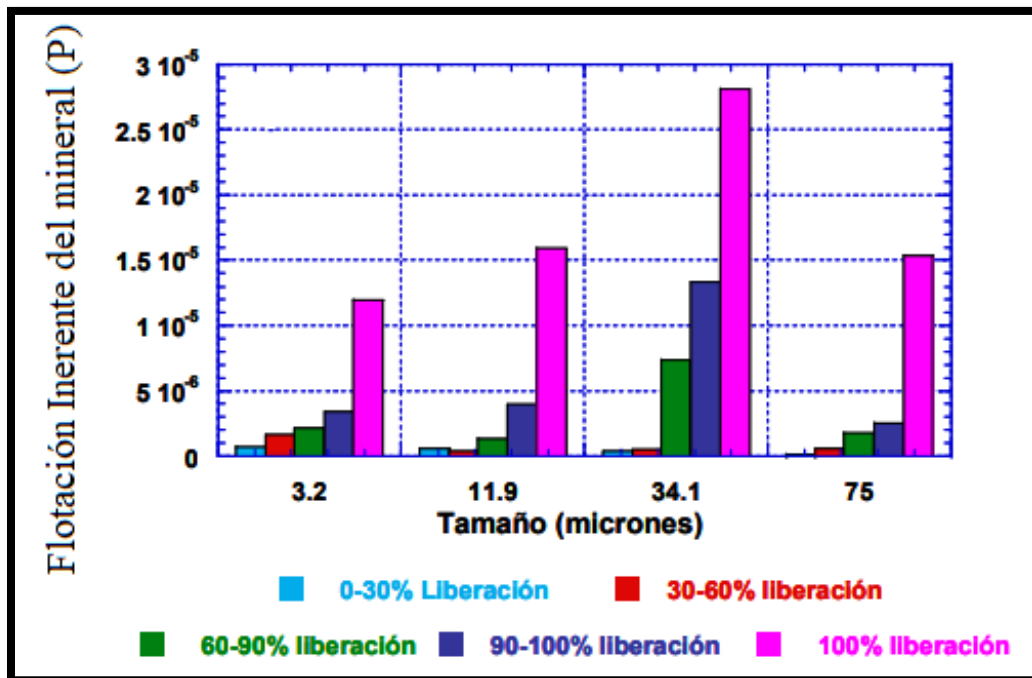


Figura 18. Relación de P en función del tamaño y liberación de partícula para el mineral de calcopirita (Gorain y col., 2000)

2.4.3. Oxidación de la superficie de la partícula.

Los principales minerales oxidados de Pb son: cerusita (PbCO_3) y anglesita (PbSO_4), los que debido a su cristalografía y mojabilidad no deberían flotar. La anglesita es menos flotable que la cerusita, ambas se pueden flotar directamente con Xantato amílico que es un colector de cadena larga de hidrocarburo. La flotación de óxidos mejora cuando se sulfuriza previamente antes de adicionar colector tipo Xantato.

Para evitar la oxidación en las superficies de la partícula que entra en contacto con el oxígeno del ambiente, dentro de los molinos se generan superficies nuevas y quedan expuestas a la adición de reactivos (depresor de Zn y colector de Ag). Asimismo, en el área de acondicionamiento de Zn se maneja un activador que sulfuriza la superficie de la partícula de Zn para hacerla flotar.

2.5. Reactivos utilizados.

Los reactivos son la parte más importante del proceso de flotación, por el costo que representan y la efectividad de estos. Para la selección de estos reactivos se requiere tiempo,

energía y atención con la finalidad de dar los resultados efectivos en la separación y concentración en plantas de beneficio; derivado de esto, el control de las adiciones de reactivos es la parte más importante de la estrategia de flotación.

Diversos productos químicos se han probado o han sido sugeridos como reactivos de flotación (Apéndice I). Hoy en día solo hay unos pocos de estos reactivos que se usan ampliamente en la flotación (Bulatovic, 2007).

Los reactivos se dividen en colectores, espumantes y modificadores, los cuales se describen en la siguiente sección.

2.5.1. Colectores.

Los colectores son un grupo bastante grande de compuestos químicos orgánicos, que difieren en composición química y función. El propósito básico del colector es la selectividad del mineral formando una capa hidrofóbica en la superficie de este dada la pulpa de flotación, y así, proporcionar condiciones para la unión de las partículas hidrofóbicas a las burbujas de aire y la recuperación de tales partículas en el producto de espuma (Bulatovic, 2007).

De acuerdo con la capacidad de los colectores para disociarse en agua, se pueden dividir en distintos grupos:

- Colectores iónicos: Consisten en moléculas orgánicas heteropares que, dependiendo de la carga resultante (de acuerdo al grupo polar), el colector asume el carácter de un catión o anión.
- Colectores aniónicos: Que se clasifican además en colectores de oxhidrilo (ácidos grasos, alquilsulfatos) y sulfhidrilo (Xantatos, Ditiósfatos y Aerofinas) según su propiedad Solidofilico (es cuando la parte polar del ion del colector queda absorbida a la superficie, también polar del mineral).
- Colectores catiónicos: Son compuestos químicos en los que se protona el radical hidrocarburo, estos reactivos son aminas y derivados amínicos de las cuales las aminas primarias son las más importantes colectoras de flotación (es decir, $R-NH_2$).
- Colectores no ionizantes también se dividen en dos grupos, los miembros del primer grupo son los reactivos que contienen azufre bivalente, el segundo grupo contiene aceites de hidrocarburos no polares (Bulatovic, 2007).

En términos generales, los colectores pueden definirse como sustancias químicas orgánicas en las que la estructura molecular se divide en un grupo no polar y un grupo polar. Las moléculas no polares no reaccionan con el agua (se encargan de convertir la superficie de las partículas minerales en hidrofóbicas) y la parte polar puede reaccionar con el agua. Un ejemplo típico de tal heteropolar como estructura molecular es el oleato de sodio (Figura 19).

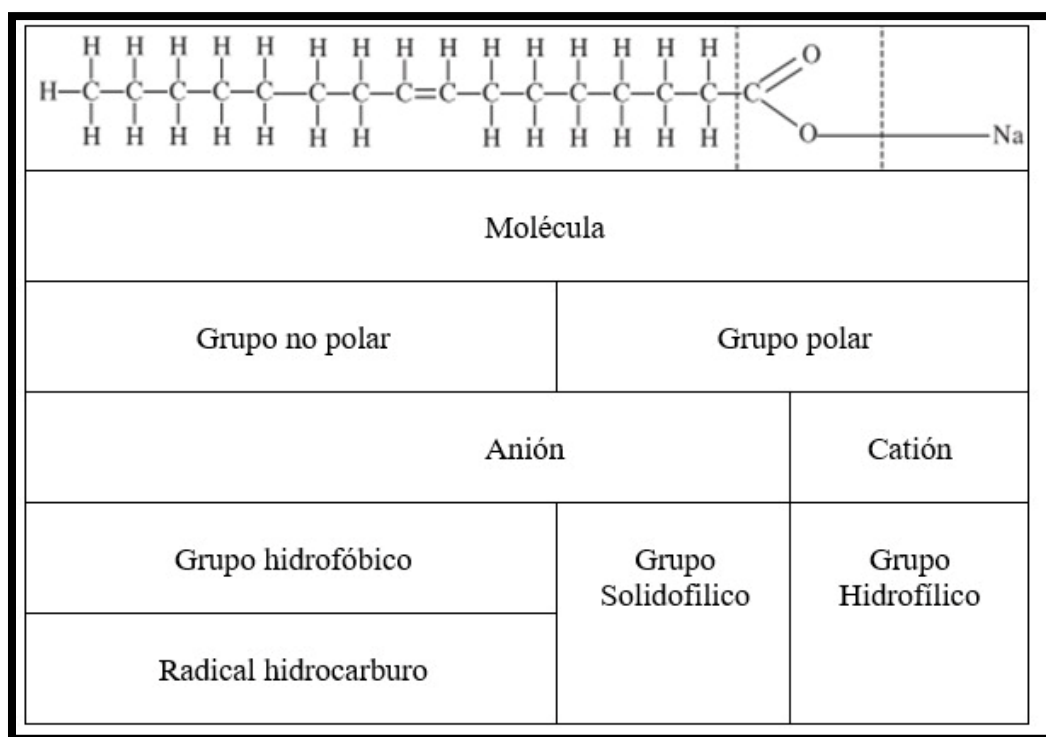


Figura 19. Estructura molecular del oleato de sodio (modificada de Bulatovic, 2007).

La estructura y composición del colector determina su actividad en relación con el agua. En el proceso de adsorción del colector sobre la superficie del mineral, el grupo no polar del colector está orientado hacia la fase de agua y el grupo polar hacia la superficie mineral; con esta orientación, la superficie mineral se vuelve hidrofóbica.

Los productos químicos que son líquidos de hidrocarburos apolares (sin estructura heteropolar) y que no se disocian en agua también se utilizan como colectores. Esto debido a que el propósito de los colectores es hacer que los minerales sean hidrofóbicos, dichos reactivos generalmente se clasifican según su capacidad para disociarse en iones; en una

solución acuosa y teniendo en cuenta qué tipo de iones (anión o catión), dan el efecto repelente al agua.

Cuando un colector se disocia en catión y anión es la causa directa de la acción repelente al agua y se puede llamar activo el ion repelente activo no activo el otro ion (no repelente). La estructura del ion repelente siempre incluye un radical hidrocarbonado y en cuya presencia asegura que el mineral se vuelva hidrofóbico; estos radicales no pueden existir en estado libre y no se adhieren directamente a la superficie del mineral (Bulatovic, 2007).

Por lo tanto, el radical repelente incluye otro grupo de átomos unidos al carbono radical, que forma una conexión entre el radical y la superficie del mineral; a este grupo de colectores se les denomina grupo solidofílico.

El efecto hidrofóbico del colector está directamente relacionado con la longitud y estructura del radical hidrocarburo, mientras que el efecto del grupo solidofílico depende de tres factores: (a) la naturaleza de la reacción con la superficie del mineral, (b) la fuerza del colector, y (c) la selectividad; todos los cuales dependen de la composición y estructura del grupo Solidofilico.

Los colectores más comunes para minerales sulfurosos metálicos son los Xantatos y los Ditiofosfatos o Aerofloats (Bulatovic, 2007). El conocimiento existente en la flotación de minerales permite usar con eficiencia determinados tipos de colectores dependiendo de los tipos de minerales y asociaciones mineralógicas presentes (usualmente se prefieren los Xantatos y los ditiofosfatos, o mezclas de ellos). Los Xantatos empleados varían desde el etil hasta el amil, junto con ditiofosfato de sodio, en cantidades desde 50 g/t hasta 200 g/t.

Finalmente, el uso de colectores no polares preserva la selectividad en la flotación de las especies naturalmente hidrofóbicas (Bulatovic, 2007).

2.5.2. Espumantes.

Los espumantes son compuestos heteropolares que reducen la tensión superficial de agua y tienen la capacidad de adsorberse en la interfase burbuja de aire-agua, su presencia en la fase líquida aumenta la fuerza de la película de las burbujas de aire, proporcionando así una mejor unión de partículas hidrofóbicas a las burbujas. La tensión superficial también afecta el tamaño de las burbujas de aire. La eficacia de algunos de los espumantes depende en gran medida sobre el pH de la pulpa (Bulatovic, 2007).

Los espumantes son compuestos tensioactivos heteropolares que contienen un grupo polar alcoholes y fenoles (OH), ácidos carboxílicos (COOH), carbono (CO), osmio OSO_2 y ácidos sulfónicos (SO_2OH) y un radical hidrocarbonado (capaz de adsorberse en el agua-aire interfaz). Las moléculas del espumante están dispuestas en la interfase aire-agua de tal manera que los grupos hidrofílicos o polares se orientan en la fase acuosa, y la cadena hidrocarbonada hidrofóbica o no polar en la fase aérea.

El espumante crea las condiciones para la formación de espuma estable, la cual es un sistema trifásico. El espumante se concentra en la interfase de agua y burbujas de aire formando un sobre alrededor de las burbujas, su función es evitar que choquen o se toquen; los espumantes también reducen la tensión superficial del agua. Las fuerzas creadas alrededor de la burbuja de aire en presencia de un espumante evitan que las burbujas se colapsen.

La composición iónica de la pulpa y la presencia de varios minerales de arcilla ultrafina tienen un efecto dramático en las propiedades espumantes y la estabilidad de la espuma en las pulpas de flotación.

Los intentos recientes de proporcionar pautas para la selección de espumantes sugirieron que el uso de conceptos técnicos y una amplia experiencia en celdas de flotación pueden conducir a la identificación de espumantes que poseen una gama de características de rendimiento deseables para la flotación. Sin embargo, es difícil comparar el rendimiento de la planta y el laboratorio de los espumantes puede conducir a resultados completamente diferentes debido a los cambios en las propiedades de formación de espuma en el laboratorio y condiciones de la planta (por ejemplo carga circulantes, reactivos en exceso, porcentajes de sólidos), cuando las partículas minerales tienden a flotar rápidamente después la adición de un colector con alto poder de recolección el cual es muy persistente y nada selectivo, la espuma inicial se vuelve demasiado densa y seca, independientemente del tipo de espumante utilizado. Esto ha sido un hecho común durante la flotación de minerales de pórfido de Cu que contienen arcilla y durante la flotación de Zn a partir de minerales sulfurados (Bulatovic, 2007).

Los espumantes son reactivos orgánicos que se adsorben en la interfase aire-agua, éstos tienen funciones primordiales como: a) mejorar la dispersión de aire que entra a la celda mediante la reducción del tamaño de burbuja; b) formar una cama de espuma que sea lo suficientemente estable como para evitar la desintegración de esta y c) estabilizar las burbujas por la acción de reducción de la tensión superficial (Bulatovic, 2007).

Las propiedades principales que deben atribuirse a un agente espumante son: a) primeramente que debe ser soluble en agua para que pueda formar parte de la fase líquida y, b) en segundo lugar que sus moléculas deban tener poca atracción por el agua de modo que sean empujadas a las superficies de las burbujas, c) es requisito indispensable que la espuma se desintegre rápidamente una vez extraída del banco de flotación, esto para evitar problemas futuros en los siguientes pasos del procedimiento d) por último, que el espumante no se adsorba sobre las partículas minerales ya que podría reducir la selectividad del colector.

Los espumantes más comúnmente usados en la práctica son el aceite de pino, el ácido cresílico y el metil isobutil carbinol (MIBC).

2.5.3. Modificadores.

Con el uso de reactivos modificadores, la adsorción selectiva de colectores en minerales específicos se puede aumentar o disminuir para lograr la separación de minerales individuales. Debido al uso de reactivos modificadores, es posible aislar sulfuros minerales individuales de Pb, Zn y Cu a partir de minerales sulfurados complejos.

Los reactivos reguladores, bajo diferentes condiciones, pueden mostrar una acción activadora o depresora en la flotación. Por lo tanto, no es posible clasificar estrictamente los reactivos reguladores en grupos específicos. Los ácidos, los álcalis y las sales metálicas representan reactivos modificadores inorgánicos. Los modificadores orgánicos son sustancias químicas que contienen grupos polares como: hidroxilo (-OH), carboxilo (-COOH), carbonilo (-CO), aminas (-NH₂, -NH) y sulfónico (-SO₃H). Sobre la base del carácter del grupo polar, que influye en la acción del polímero, los polímeros orgánicos se pueden dividir en los siguientes cuatro subgrupos (Bulatovic, 2007):

- Los polímeros no iónicos son sustancias químicas que contienen grupos polares ionizables: -OH, -CO, -COOH, pero no llevan carga eléctrica.
- Los polímeros aniónicos contienen grupos polares: -COOH y -SO₃H.
- Los polímeros catiónicos contienen grupos polares: -NH₂, -NH
- Los polímeros anfóteros contienen grupos catiónicos y aniónicos.

El principal propósito de este tipo de reactivo es controlar el efecto del colector en las partículas de mineral para que la selectividad del proceso de flotación sea incrementada en la presencia de agentes modificadores, el colector sólo se adsorbe sobre la superficie de los minerales que se requieren llevar a la fase de la espuma.

En algunos casos, el agente modificador actúa directamente sobre la superficie de un cierto mineral facilitando la subsiguiente interacción entre éste y el colector, y así mejorar los resultados de la flotación, a este modificador se le conoce como activador. El sulfato de Cu es el más importante de los activadores catiónicos, siendo su principal uso en la flotación de esfalerita.

En otros casos, el agente modificador tiene efectos contrarios produciendo condiciones adversas para la activación de la superficie del mineral por el colector y así evitando la flotación de estas partículas, a este tipo de modificadores se les conoce como depresores. Uno de los depresores más comunes es el óxido de calcio que generalmente se añade al circuito para deprimir los minerales compuestos por sulfuro de Fe, en especial para eliminar la pirita y la pirrotita de los concentrados que contienen sulfuros de Cu o Zn (Bulatovic, 2007).

2.6. El proceso de flotación dentro de la unidad Minera Fresnillo.

2.6.1. Descripción de circuito de Pb.

El Proceso de flotación Pb comienza con una celda de 300 m³ de capacidad en la cual llega el mineral molido a un tamaño entre 50 µm a 63 µm con un porcentaje de solidos entre 25% a 35% y proviene de los finos de los ciclones del molino SAG 8 y Molino SAG 9, así como de los finos de los ciclones de 3 molinos de bolas. En la celda 0 se adiciona Espumante, Aerofina, Xantato y J-175; previamente en la alimentación a los molinos se adicional el 7310 y deprezinc. Posteriormente se cuenta con 4 celdas primarias de 160 m³ y 2 celdas agotativas de 160 m³; en la celda 1 se adiciona Aerofina y espumante, en la celda 4 se adiciona solo espumante. Se tienen 5 celdas de 50 m³ para la primera limpia de Pb y solo se adiciona cianuro de sodio en la primera celda de la etapa primera limpia de Pb, también se cuenta con 4 celdas de 50 m³ como etapa de la segunda limpia de Pb. En total se cuenta con 132 minutos

de tiempo de residencia en el circuito de Pb. En la Figura 20 se muestra el diagrama de flujo con los puntos de dosificación de los reactivos.

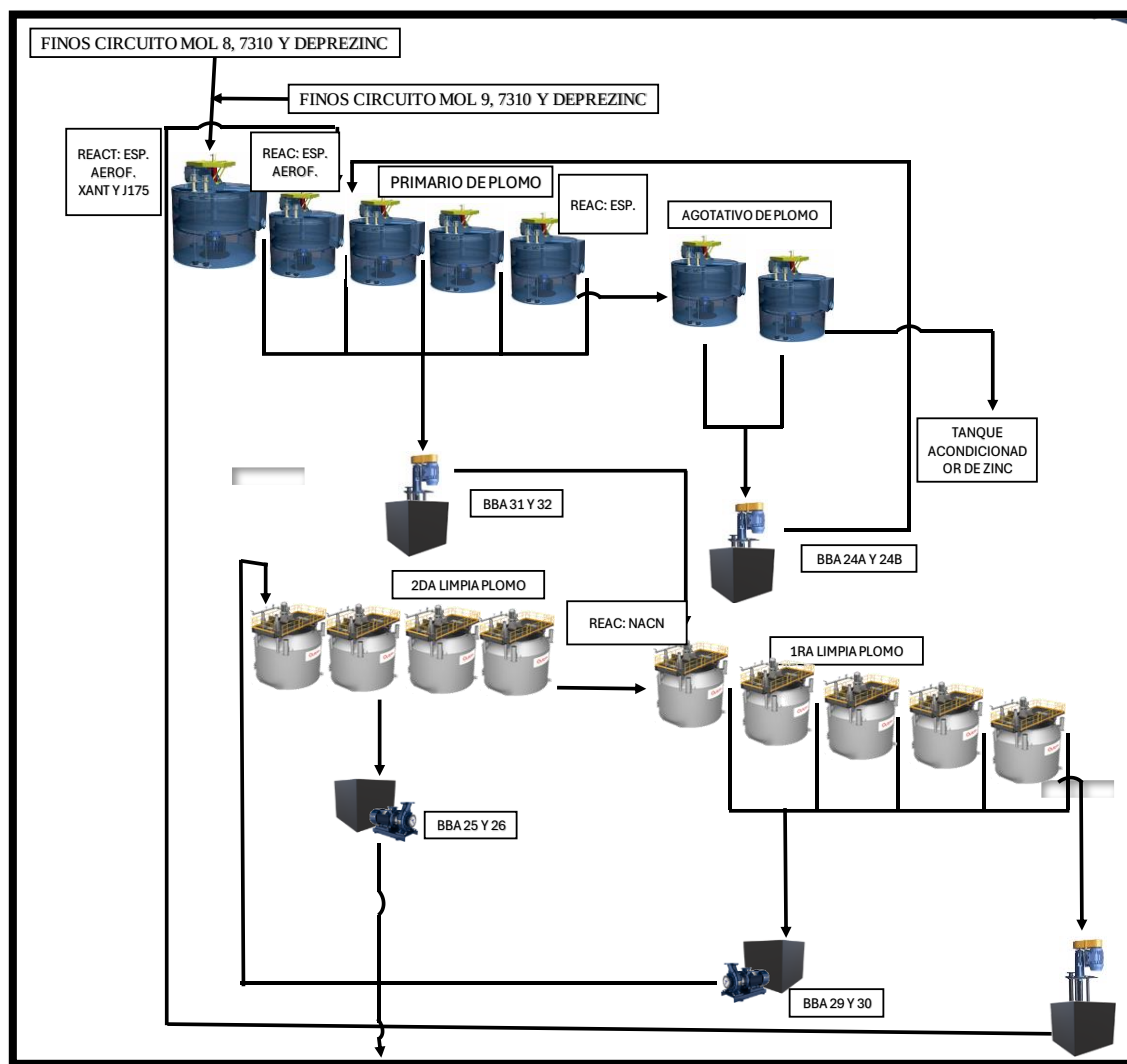


Figura 20. Diagrama de Flotación Pb con puntos de dosificación de reactivos (Unidad Fresnillo, modificado de diagrama de proceso).

2.6.2. Reactivos utilizados en el proceso de concentracion de Pb.

En la tabla 4 se observan los reactivos usados en el proceso de flotación de plomo, su aplicación, clasificación, dosificación original y la nueva dosificación donde básicamente casi todos son iguales del colector nuevo que se agregó diferencia del J-175.

Tabla 4. Esquemas, consumo y usos de reactivos.

Esquemas, consumo y usos de reactivos en Minera Fresnillo							
Esquema Original	Dosificación g/t.	Esquema Propuesto	Dosificación g/t.	Punto de Adición	Aplicación	clasificación	Referencia
Deprezinc	620	Deprezinc	620	M-SAG 8 y M-SAG 9	Deprimir Zn	Sulfato de zinc	Proyecto 002-OT10-008-16
Cianuro de sodio	8	Cianuro de sodio	8	Primera limpia de Pb	Deprimir Pirita	Cianuro de sodio	Handbook Cytec Mining.
Aerofina	21	Aerofina	21	Celdas primarias de Pb.	Colectar Pb, Zn y Ag	Ditiofosfinato de sodio	Handbook Cytec Mining.
Espumante	68	Espumante	68	Celdas primarias de Pb.	Estabilidad y persistencia a la burbuja	Alcohol metil amílico	Handbook Cytec Mining.
Xantato	6	Xantato	6	Celdas primarias de Pb.	Colector Pb-Ag	Xantato isopropílico de sodio	Bulatovic 2007
Aeropromotor 7310	16	Aeropromotor 7310	6 - 10	M-SAG 8 y M-SAG 9	Colector Ag.	Ditiofosfato y cresil	Handbook Cytec Mining.
		J-175	10 - 6	Celdas primarias de Pb.	Colector Ag.	Mercaptano (tiol)	Bulatovic 2007

3. METODOLOGÍA PARA AUMENTAR LA RECUPERACIÓN DE PLATA EN EL CONCENTRADO DE PLOMO: EVALUACIÓN DE DISPOSITIVOS MECÁNICOS, REDUCCIÓN DE TAMAÑO DE PARTÍCULA Y USO DE DIFERENTES ESQUEMAS DE REACTIVOS QUÍMICOS EN FLOTACIÓN.

La presente sección aborda la metodología que se realizó para demostrar el incremento de la recuperación de Ag en el concentrado de Pb (manteniendo la restricción de por lo menos 31% de Pb solicitado por el cliente).

Dicha recuperación en general fue inicialmente evaluada mediante el uso de un sistema de inyección de microburbujas de aire, operación de la celda Jameson, reducción de tamaño de partícula y finalmente el uso de diferentes colectores para mejorar e incrementar la cantidad de mineral de valor. El diagrama de dichas pruebas se muestra en la Figura 21:

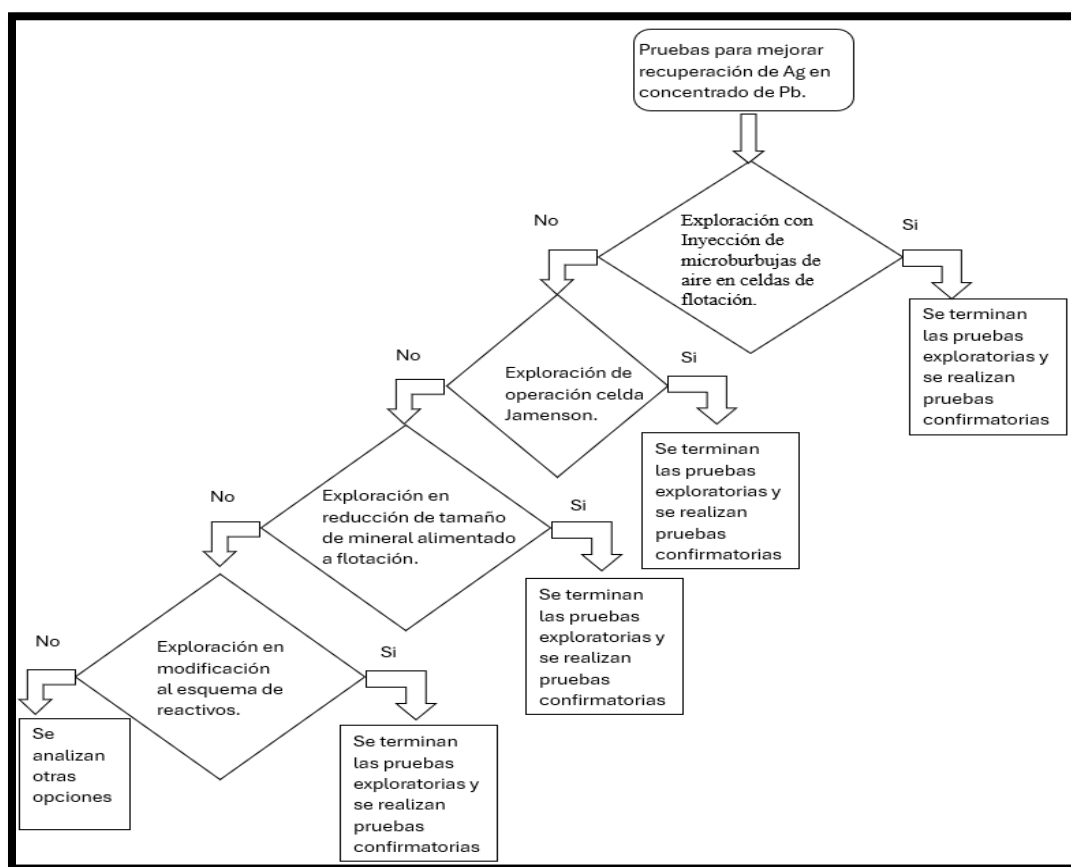


Figura 21. Diagrama de pruebas.

3.1. Desarrollo de la inyección de microburbujas de aire.

A continuación, se explica el procedimiento que se llevó a cabo para el desarrollo de la investigación utilizando la inyección. Dicho procedimiento, consta de:

- Muestrear y caracterizar inicialmente celda de flotación de Pb (donde se instalará el sistema de inyección de burbuja).
- Instalar y poner en marcha el sistema de inyección de microburbujas.
- Muestrear nuevamente cuando el equipo está en funcionamiento.
- Realizar la evaluación de la recuperación de Ag con y sin sistema de inyección de aire.

3.1.1. Desarrollo del muestreo, caracterización y análisis.

Para este proyecto se desarrolló el muestreo de flotación en el banco de celdas del segundo primario dentro del circuito de concentración de Pb en Minera Mexicana La Ciénega. Esto debido a que se tenía la problemática de baja recuperación de Ag en concentrado de Pb. El muestro fue realizado mediante los siguientes pasos (Apéndice II):

- Se estabilizó la planta y se realizó un muestreo de 2 horas con tomas espaciadas por cada 15 minutos.
- Al terminar el muestreo, se procesaron las muestras en el Laboratorio Metalúrgico de la Ciénega.
- Se realizó el análisis granulométrico por tamiz para cada muestra para conocer las distribuciones de tamaño de acuerdo con el procedimiento, análisis granulométrico con mallas.
- Se realiza el proceso de pulverizado, para preparar la muestra que se va a analizar por el laboratorio químico de acuerdo con el procedimiento de pulverización.
- Por ultimo, se realiza en análisis por vía seca para determinar la ley de Ag presente de acuerdo con el procedimiento análisis por vía seca.

3.1.2. Descripción del funcionamiento y uso del sistema de inyección de burbujas en la evaluación de la recuperación de Ag.

Dentro de Minera Ciénega, se empleó un sistema de inyección de microburbujas con la finalidad de utilizarlo en el circuito de flotación de Pb y evaluar su impacto mediante un segundo muestreo a la misma celda de flotación (ahora con el equipo en uso). A continuación, se describe el material utilizado en el sistema de inyección de microburbuja (Tabla 5):

Tabla 5. Materiales del sistema de inyección de microburbuja.

Partida	Material	Cantidad por celda	Total
1	Boquilla SLJ 25 para tubería de $\frac{3}{4}$ de pulgada.	4	4
2	Tubo de acero de $\frac{3}{4}$ de pulgada, 1.5m.	4	8
3	Tubo de acero de $\frac{3}{4}$ de pulgada, 1.25m.	4	4
4	Cople de acero de $\frac{3}{4}$ de pulgada.	4	12
5	Válvula tipo esfera de $\frac{3}{4}$ de pulgada y conectores para gas.	1	4
6	Manómetro de presión 0-160 psi.	1	1
7	Regulador de presión 0-125 psi con manómetro 0-300 psi.	1	1
8	Manifold de acero de 2 pulgadas.	1	1
9	Manguera de 1 pulgada, para 200 psi.	4	4
10	Conectores hidráulicos	4	4
11	Conectores rápidos	4	4

Dicho sistema consta de 4 lanzas de aire con su respectiva boquilla y su válvula check (para evitar el retorno de la pulpa). Las lanzas se instalan a la altura del rotor de la celda separados por la misma distancia tal como se muestra en la Figura 22.

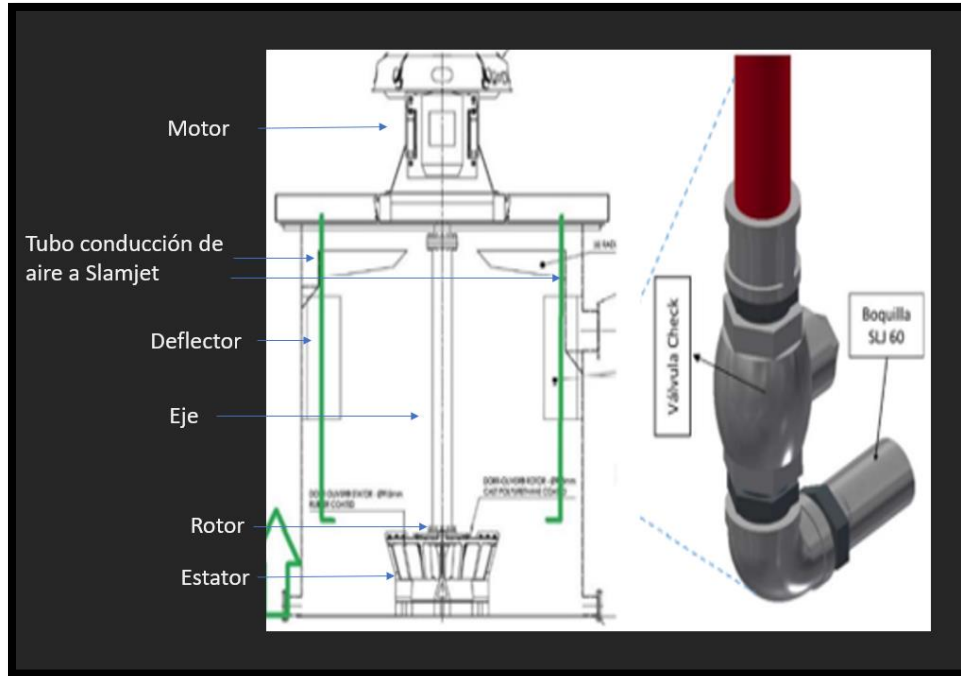


Figura 22. Ilustración del sistema de inyección de aire.

El sistema de inyección de aire se conecta a un cabezal de distribución de aire, el cual es alimentado por los compresores de instrumentos para mantener una presión sobre los 80 psi como se ilustra en la Figura 23.

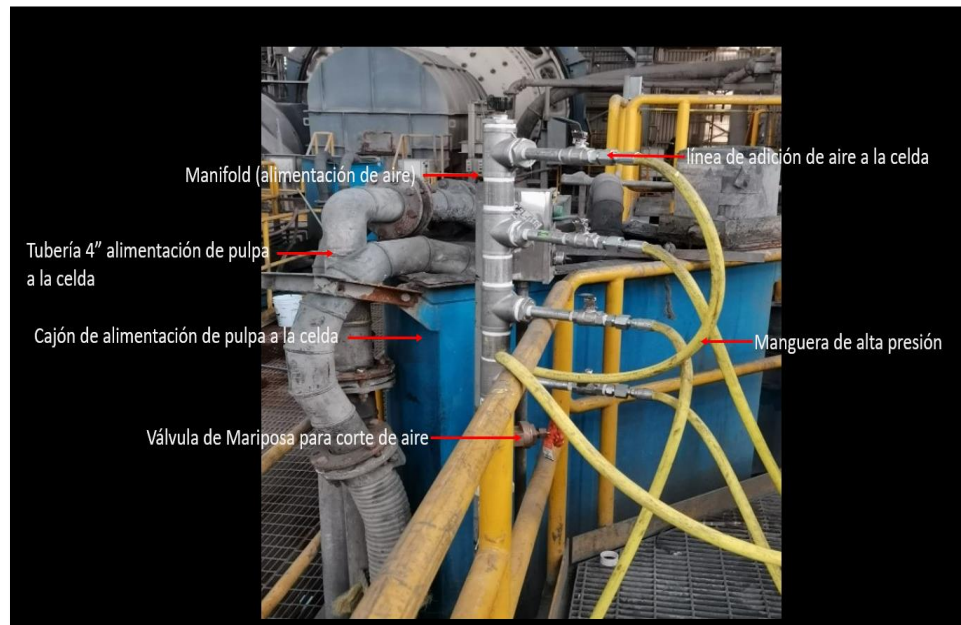


Figura 23. Cabezal de alimentación del sistema de inyección de aire por celda.

Así mismo, en la Figura 24 se muestra el interior de la celda de flotación vacía que incluye dos lanzas visibles sumergidas apuntando al centro de la celda.

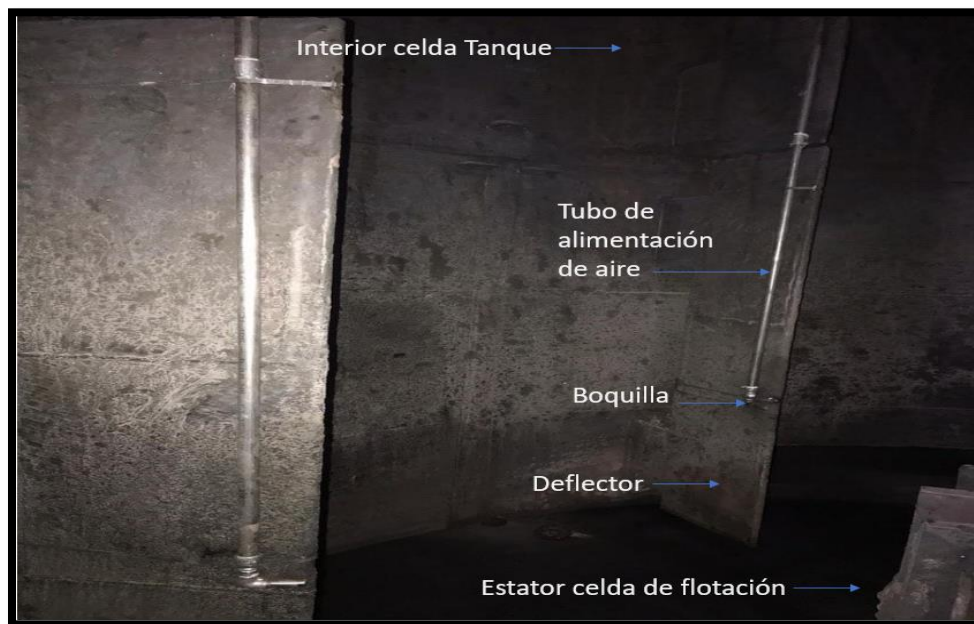


Figura 24. Sistema de inyección de microburbujas dentro de la celda de flotación vacía

El sistema de inyección de aire se instaló entre las rejillas por la parte superior de la celda y se sujetó en el interior de esta, con la misma separación entre ellas (se puede ver en la Figura 25).

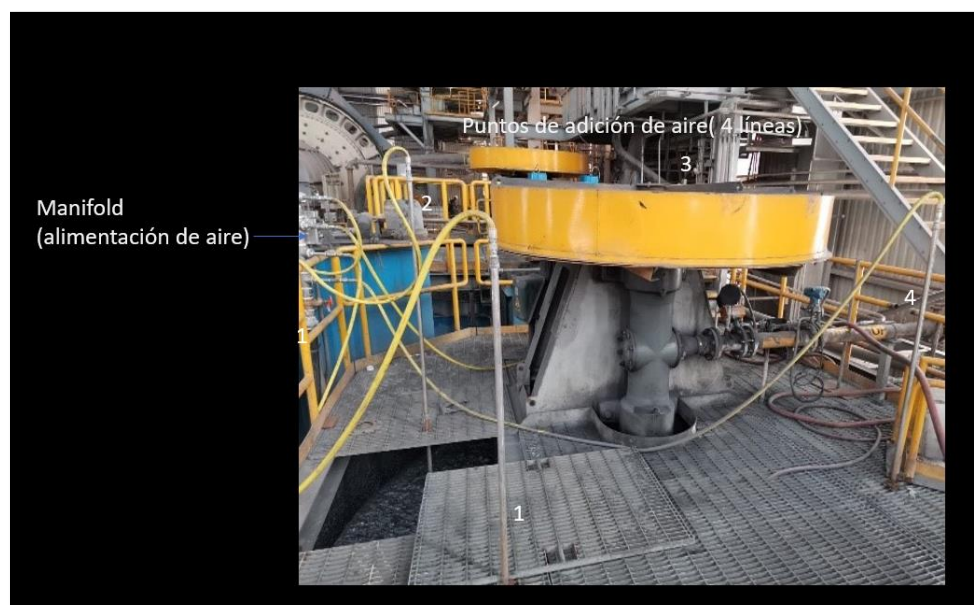


Figura 25. Sistema de inyección vista lateral en celdas de Pb.

El equipo se pone a funcionar cuando las líneas de aire son abiertas. Sin embargo, se deben de seguir los siguientes pasos:

- Verificar que sean 4 tubos por celda
- Conectar los reguladores de presión
- Poner en marcha el sistema de inyección de aire.
- Adicionar el aire que sea necesario.

Así, cuando el equipo se encontraba en completo funcionamiento, se realizó un muestreo con los mismos procedimientos descritos en la sección 3.1.1 con la finalidad de comparar los resultados de las recuperaciones de Ag entre la ausencia y la implementación del equipo descrito (inyector de burbujas).

Una vez realizado el análisis de resultados de las pruebas (sección 4.1.1), se observó que este desarrollo en realidad no proporcionó un avance significativo para el objetivo del estudio. De esta manera, se procedió a formular una nueva opción que consistió en evaluar la celda Jameson con mineral de Saucito (con mineralogía muy similar a de Fresnillo) y el cual se describe en la siguiente sección.

3.2. Evaluación con la celda Jameson.

En la celda Jameson, a diferencia de las celdas de flotación convencional, su alimentación es a través de tubos verticales, en donde se mezcla con aire y se produce el contacto partícula – burbuja. La entrada a presión de la pulpa de alimentación provoca un vacío que permite la entrada de aire sin requerir de un compresor.

En Unidad Saucito se instaló una celda Jameson en el circuito de Pb, el objetivo de esto fue evaluar el circuito de flotación y la eficiencia de recuperación con celda Jameson y sin celda Jameson. A continuación, describen los trabajos realizados para las 2 condiciones mencionadas (con y sin celda Jameson):

- Se muestreó el circuito de flotacion.
- Se realizó análisis granulometrico.
- Se realizó una recuperacion absoluta por fracciones.
- Se realizó una recuperación absoluta total del circuito.

3.2.1. Desarrollo del muestreo y caracterización.

Para este proyecto, en Unidad Saucito, se realizaron 2 muestreos en el circuito de flotación a cargo del personal de la misma unidad con 4 cortes separados por 30 minutos (el primero con celda Jameson y el segundo sin dicha celda) los puntos de muestreo se ilustran en la Figura 26 y Figura 27. Se realizaron los muestreos con la finalidad de evaluar las eficiencias de los circuitos, debido a que son condiciones mineralógicas similares por ser parte del mismo yacimiento de la Unidad Fresnillo, como granulometría y celdas tipo tanque que se utilizan.

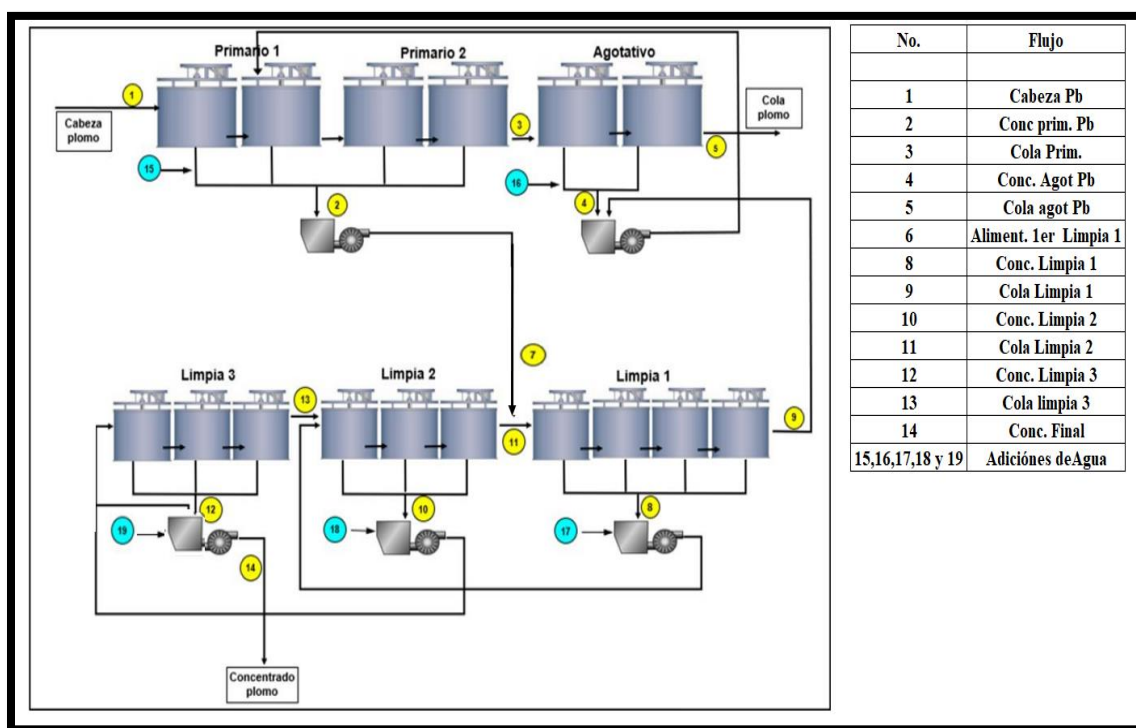


Figura 26. Diagrama de Flujo Flotación Pb sin celda Jameson.



Por parte del Centro de Investigación y Desarrollo Tecnológico (CIDT) se realizó un análisis modal al compuesto mensual de Minera Fresnillo (García, 2021). A dicho estudio se le aplicó una simulación de molienda a diferentes tamaños de partícula y se obtuvo una gráfica de liberación (Figura 28). De esta manera, se ha reducido el tamaño de partícula en la alimentación a flotación para mejorar liberación y por ende la recuperación.

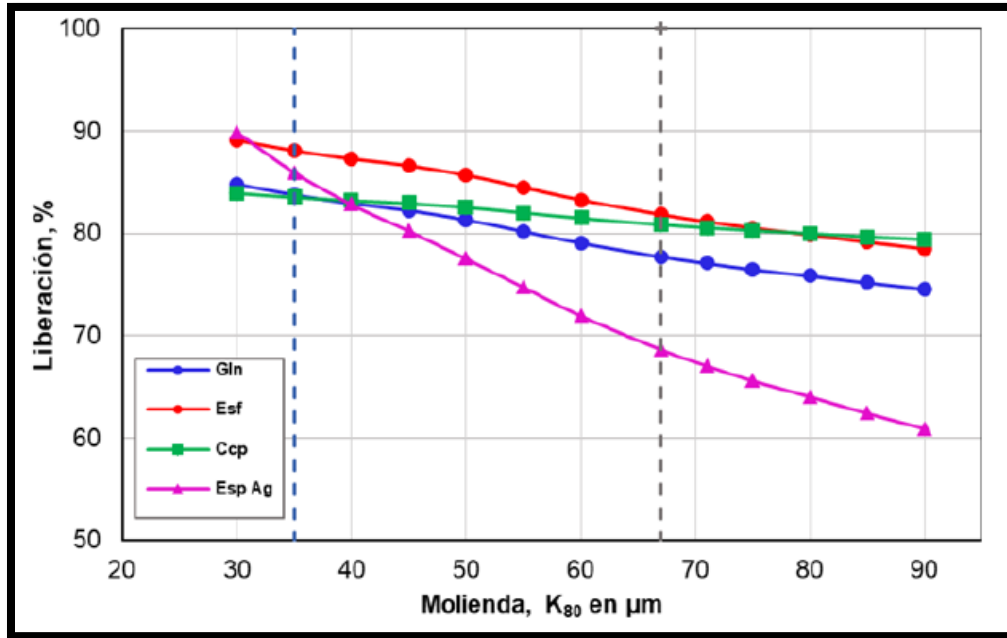


Figura 28. Relación molienda y liberación.

3.3. Reducción de tamaño de alimentación del mineral Fresnillo.

3.3.1. Muestreo y caracterización mineral.

Se realizó un muestreo en el circuito de flotación de Pb (cabeza, concentrado y cola) para conocer la distribución de Ag en cada flujo y conocer el porcentaje por fracción presente, además del impacto de la granulometría de alimentación a flotación en la recuperación de Ag.

El muestreo se programó y se realizó con cinco cortes (espaciados a 30 minutos) para cubrir un periodo de dos y media horas. Para las muestras cabeza, concentrado final y colas de primarios (cola final), se determinaron los elementos químicos de interés (Ag y Pb) presentes, el porcentaje de sólidos y el peso específico. Además, se realizó un análisis granulométrico con la finalidad de calcular la recuperación metalúrgica por fracciones.

Los equipos utilizados fueron cuatro muestreadores tipo “pico de pato”, dos muestreadores tipo “Noranda” (con vástago de 2 m y 5 m y capacidad de 1 L en el recipiente), dos charolas de fondo rectangular (con dimensiones de 10 x 10 x 30 cm) y dos muestreadores tipo “Rifle” (con volumen de 1 litro cada uno).

En los puntos de muestreo se recolectó la muestra de tres maneras: a) en el derrame de las celdas de flotación se tomaron cinco charolas en cada corte, b) en los puntos de muestreo donde se tuvo flujo de pulpa en tubería, se tomaron 3 picos de pato y c) en la cola de la celda A y B primera limpia y en las celdas A y B de la segunda limpia, se tomó el equivalente a 5 litros de pulpa con los muestreadores Noranda.

Las muestras de cola de los primarios y cola de las celdas B primera limpia y B segunda limpia, se tomaron con los muestreadores Noranda. A continuación, se muestran los cortadores utilizados (Figura 29).

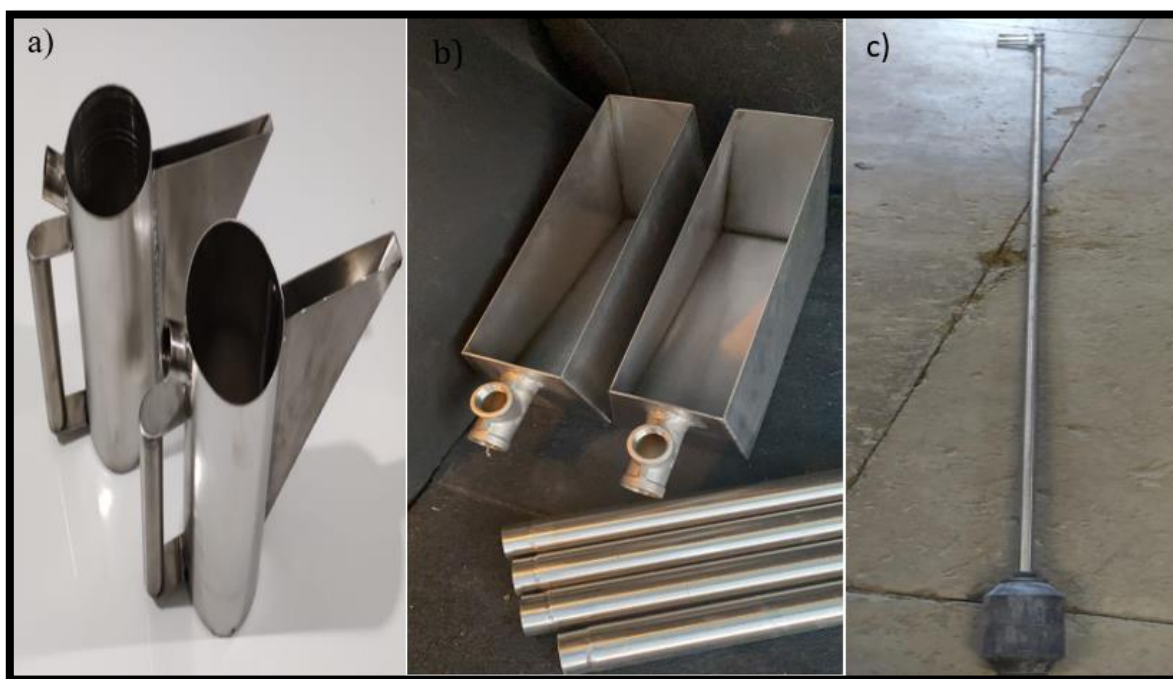


Figura 29. Cortadores de muestreo: a) tipo Pato, b) tipo rifle y c) Noranda

Se realizó la recolección de información histórica para conocer el comportamiento de ley, de granulometría y recuperación las cuales se revisaron estadísticamente para conocer el comportamiento y su posible relación entre ellas. Se obtuvo un promedio de granulometría de 60.58 μm enviados a flotación y para el cierre del año se concluyó con un promedio de 55.57 μm , las leyes de Ag fueron 185.7 g/t y 188.7 g/t respecto a cada tamaño.

Se realizaron algunos muestreos de flotación de Pb y se compararon algunos balances metalúrgicos diarios con diferente D_{80} de liberación (sección 4.3). El tamaño de partícula promedio D_{80} estaba en 63.8 μm y posteriormente bajo a 55.3 μm , es decir bajo casi 8 μm .

Sin embargo, la recuperación de Ag no se vio afectada y se observa que no hay un comportamiento claro que asegure que a menor liberación mayor recuperación. De esta manera se decidió revisar el esquema químico y agregar un colector secundario que nos ayude a mejorar la recuperación de Ag y se comenzó con una serie de pruebas a nivel laboratorio.

3.4. Cambio de esquema de reactivo para impactar la recuperación de Ag en el concentrado de Pb.

3.4.1. Prueba estándar y evaluación con diferentes reactivos.

A continuación, se describen las actividades de seguridad previas a la tarea:

- Se portó el EPP (Equipo de Protección Personal) de inicio a final de las pruebas.
- Se revisaron las hojas de seguridad de las sustancias químicas que se utilizaran.
- Se revisó que los equipos se encontraran mecánica y eléctricamente en condiciones óptimas de operación para desempeñar sus actividades.
- Se puso a trabajar el extractor de polvos, antes de pulverizar muestras.

3.4.2. Prueba de Flotación.

Para realizar pruebas de flotación se requirió 1 kg de mineral previamente preparado (su preparación se detalla más adelante) o un kilo de mineral tomado de la alimentación a flotación. Inicialmente se preparan los reactivos que se van a utilizar realizando diluciones en porcentaje de volumen y considerando reactivos puros como sigue:

- Promotor 7310: Se pesan 0.5 g en un matraz de bola fondo plano y aforar a 100 ml. Esto corresponde a una solución al 0.5 % de AP-7310.
- DepreZinc: Se pesan 10 g de DepreZinc en un matraz de bola fondo plano y aforar a 100 ml. = licor de Zn solución al 10 %.
- Cianuro de Sodio (NaCN): Se pesan 0.3 g de cal, disolver en 50 ml de agua, una vez disuelta la cal agregar 0.1 g de NaCN en un matraz de bola fondo plano y se afora a 100 mL. Esto corresponde a una solución al 0.1% de NaCN.
- Aerofina: Se pesa 1 g en un matraz de bola fondo plano y se afora a 100 ml . Esto corresponde a una solución al 1% de Aerofina.

- Xantato: Se pesan 0.1 g de Xantato isopropilico en un matraz de bola fondo plano y se afora a 100 ml. Esto corresponde a una solución al 0.1 % de Xantato.
- Espumante: Se utiliza concentrado (no requiere preparación previa ni dilución), 1 gota equivale a 5g de espumante.

Cuando se utiliza mineral que no tiene la granulometría del proceso, se realiza la etapa de molienda y se prepara 1 kg de mineral:

- Se agrega 1 kg de mineral a D₈₀ de -10 mallas al molino.
- Se adicionan 650 ml de agua de proceso.
- Se agrega el reactivo correspondiente.
- Se programa el tiempo de molienda en el cronometro. Dependiendo la calibración del mineral a utilizar (23 minutos aproximadamente).
- Al finalizar la molienda, se vacía el mineral molido en una cubeta y se limpian perfectamente las bolas para que queden libres de carga.
- Si ya no se va a utilizar el molino, se le agrega cal y agua, luego se cierra para evitar oxidación y así que pueda estar listo para otra prueba.
- El mineral molino se adiciona a la celda de flotación, trabajándose con condiciones descritas en Tabla 6.

Tabla 6. Condiciones de flotación en celda de laboratorio.

Condiciones de flotación en celda de laboratorio.
Acondicionamiento: 1 min
Velocidad de acondicionamiento primarios: 900 rpm / limpias 800 rpm
Tiempo de paleteo: 5 segundos

3.4.3. Diagrama de flujo de la prueba estándar.

La prueba estándar con la que se obtuvo un concentrado de al menos 33% de ley consiste en flotar inicialmente la etapa de primarios y después etapa agotativa, posteriormente se juntan las etapas anteriores, se realiza la primera etapa de limpia y al concentrado obtenido se le

realiza una segunda etapa de limpia. La Figura 30 muestra dicho procedimiento con 2 limpias.

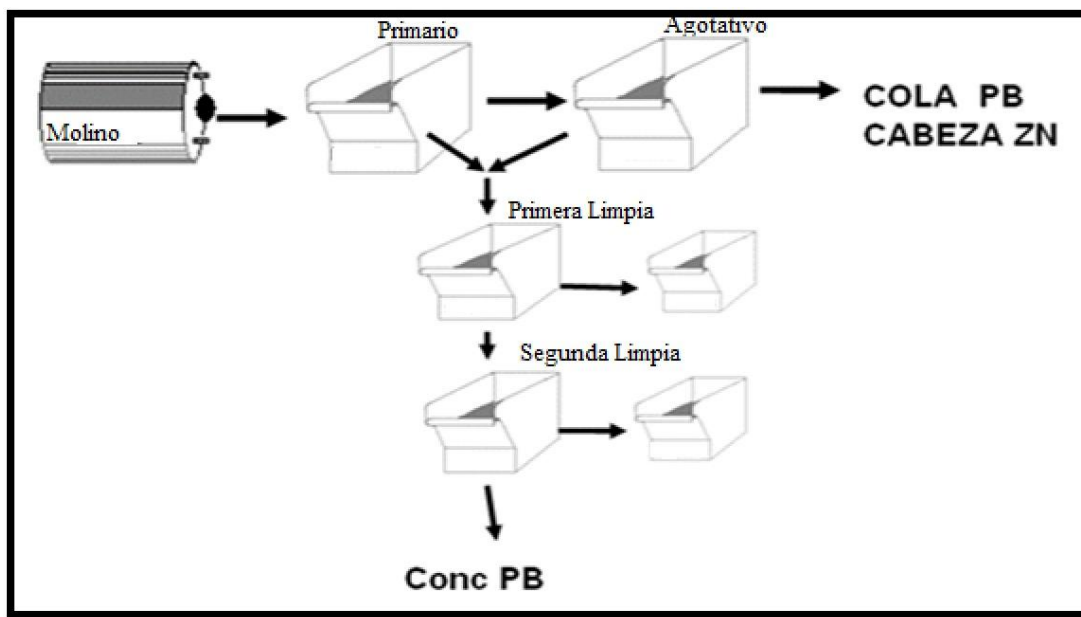


Figura 30. Diagrama de flujo prueba estándar.

3.4.4. Análisis dimensionales para cálculos para dosificación de reactivos.

En la flotación de minerales se utilizan reactivos líquidos, sólidos y en solución, los cuales se requiere contabilizar su consumo, generalmente se expresan en g/t de mineral molido. Para conocer su tasa de alimentación o de consumo dependiendo del estado del reactivo se utilizan varias fórmulas, las cuales se describen a continuación (Day, 2002):

- Comenzamos con el análisis dimensional utilizado para calcular reactivos secos a g/t.

$$\frac{\text{g reactivo}}{\text{t mineral/día}} = \left[\frac{\left(\frac{\text{g reactivo}}{\text{min}} \right) \left(1440 \frac{\text{min}}{\text{día}} \right)}{\text{t mineral/día.}} \right] \quad (1)$$

- El siguiente análisis dimensional se usa cuando tenemos los reactivos en forma líquida y requerimos pasarlos a g/t (debido a que son las unidades estándar que se utilizan en todas las plantas).

$$\frac{\text{g reactivo}}{\text{t mineral}} = \left[\frac{\left(\frac{\text{ml reactivo}}{\text{min}} \right) (\text{g reactivo grav.esp.}) \left(1440 \frac{\text{min}}{\text{día}} \right)}{\text{t mineral día}} \right] \quad (2)$$

- Por último, tenemos el análisis dimensional cuando tenemos los reactivos en solución, es decir, cuando tienen baja concentración y requerimos convertirlos a g/t para su estandarización.

$$\frac{\text{g reactivo}}{\text{t mineral}} = \left[\frac{\left(\frac{\text{ml solución}}{\text{min}} \right) \left(\frac{\text{g de reactivo}}{\text{lt de solución}} \right) \left(1440 \frac{\text{min}}{\text{día}} \right)}{t \frac{\text{mineral}}{\text{día}} \times 1000} \right] \quad (3)$$

3.4.5. Esquema de Reactivos.

El esquema general de la prueba estándar se muestra en la Tabla 4. Consiste en realizar una molienda de 1 kg de mineral al 66% de sólidos, agregar 400 g/t de Deprezinc® (reactivo para deprimir el Zn) y moler a 55 micrones. Posteriormente se traslada la pulpa a la celda de flotación para procesar el primer primario agregando el promotor 7310 y acondicionando por un minuto. Acto seguido, se agregan la Aerofina A3418 (17 g/t), el Xantato Isopropilic de sodio (3g/t) y el espumante (25 g/t), se acondiciona otro minuto y posterior se realiza la flotación durante 1.5 minutos. Después, se flota el segundo primario agregando únicamente espumante (en dosificación de 5 g/t, previamente acondicionamos 1 minuto y flotamos 3 minutos). Por último, pasamos a la etapa de agotativos flotando 3 minutos la pulpa. Dentro de la etapa de la primera limpia se agregan 2 g/t de cianuro dejándolo acondicionar un minuto más.

Tabla 7. Esquema de reactivos prueba estándar de flotación.

Esquema químico de reactivos prueba estándar (g/t)							
	DZn	NaCN	A-3418	7310	XIS	T-240	Tiempo(min)
Molienda	400						25
Acondicionamiento				15			1
Primario 1 Pb			17		3	25	1.5
Primario 2 Pb						5	3
Acondicionamiento							1
Limpia 1 Pb		2					3
Limpia 2 Pb							2
Limpia 3 Pb							1

3.5. Pruebas de Flotación Primaria Circuito de Pb.

Para la selección del nuevo esquema de reactivos se realizaron 3 etapas de experimentación: a) en la primera se probaron 7 reactivos diferentes, con 8 réplicas arrojando 56 pruebas (Tabla 8) con la finalidad de seleccionar el reactivo con mejor respuesta metalúrgica a la Ag, b) el objetivo de la segunda etapa experimental fue optimizar la mejor dosis, mediante la realización de 12 pruebas (Tabla 10) y c) por último, se realizó la tercer y última etapa experimental con 9 esquemas de reactivos, de los cuales 8 se probaron seis veces y uno tres, en total 51 pruebas para validar resultados y seleccionar mejor dosis (Tabla 11).

3.5.1. Primera etapa experimental (variación del tipo colector).

Con la finalidad de contar con pulpas frescas y que las pruebas sean representativas del proceso, se tomó pulpa de los finos de ciclones para la realización de pruebas de la primera etapa experimental, las pruebas se realizaron con pulpa fresca de proceso durante 4 días. En resumen, fueron 7 esquemas realizados 8 veces en total fueron 56 pruebas realizadas como se muestra en la Tabla 8.

Tabla 8. Porcentaje de dosificación de colectores

Esquemas reactivos	Colector STD	Proporción	Colectores para evaluar	Proporción
1	7310	100%	-----	0%
2	7310	53%	J150	47%
3	7310	53%	J150-2	47%
4	7310	53%	J160	47%
5	7310	53%	J160-E	47%
6	7310	53%	J170	47%
7	7310	53%	J170-2	47%

Este conjunto de pruebas se realizó con el esquema estándar de flotación y se sustituyó parcialmente al reactivo 7310 por los 6 colectores a evaluar, se obtuvo un concentrado primario de Pb para evaluar la recuperación de los metales de interés económico.

Cada prueba de reactivos se probó por duplicado con 4 pulpas de planta (56 muestras), las cabezas se enlistan en la Tabla 9.

Tabla 9. Cabezas calculadas promedio.

Esquema	Leyes de cabeza calculada	
Día 1	Ag (g/t)	735.2
	Pb (%)	1.1
Día 2	Ag (g/t)	167.4
	Pb (%)	0.51
Día 3	Ag (g/t)	225.7
	Pb (%)	0.88
Día 4	Ag (g/t)	158.4
	Pb (%)	0.94

3.5.2. Segunda etapa experimental (evaluación de dosificación de colector).

En esta etapa se substituyó parcial y totalmente al reactivo 7310 con el colector J170-2. La substitución parcial se hizo en diferentes proporciones como se muestra en la Tabla 10.

Tabla 10. Porcentaje de relación entre colectores

Esquema	Colector STD 7310	Colector QT J170-2
1	100%	0%
2	80%	20%
3	60%	40%
4	40%	60%
5	20%	80%
6	0%	100%

Cada esquema de dosificación se probó por duplicado con pulpa de alimentación a flotación. Se realizaron las pruebas en una celda de flotación con paletador automático (para eliminar el sesgo humano) tal como se muestra en la Figura 31.



Figura 31. Celda de flotación laboratorio metalúrgico con paleteador automático.

3.5.3. Tercera etapa de experimentación (selección de relación de dosificación de reactivo).

Después de evaluar diferentes colectores, se seleccionó el colector J-175 (antes conocido como el J170-2, se le cambio el nombre comercial a J-175). Se continuo con la experimentación ahora variando las dosificaciones del 7310 y J175 y se realizó la prueba estándar utilizando los mismos reactivos y tiempos que en las dos etapas anteriores, como se observa en la Tabla 11.

Tabla 11. Esquema de reactivos prueba estándar de flotación y colector.

Esquema químico de reactivos (g/t)								
	DZn	NaCN	A-3418	7310	J-175	XIS	T-240	Tiempo(min)
Molienda	400			15,9,6 ,3,0,1 5,15,7 ,y,10.	0,6,9, 12,15, 15,7,1 5y10,			25
Acondicionamiento								1
Primario 1 Pb			17			3	25	1.5
Primario 2 Pb							5	3
Acondicionamiento								1
Limpia 1 Pb		2						3
Limpia 2 Pb								2
Limpia 3 Pb								1

En la Tabla anterior se observan las dosificaciones de los reactivos utilizados en las pruebas de flotación y el tiempo que se le dio en cada etapa de molienda y flotación. Además, dentro de esta tercera etapa se realizaron 51 pruebas de flotación, variando la relación del colector con pulpas de la planta, como se muestra en la Tabla 12.

Tabla 12. Pruebas de flotación de mineral, variando la relación del colector.

Esquemas	Colector STD 7310	g/t	Colector QT J175	g/t	Pruebas
1	100%	15	0%	0	1,9,18,26,35 y 43
2	60%	9	40%	6	2,10,19,27,36 y 44
3	40%	6	60%	9	3,11,20,28,37 y 45
4	20%	3	80%	12	4,12,21,29,38, y 46
5	0%	0	100%	15	5,13,22,30,39 y 47
6	100%	15	100%	15	6,14,23,31,40, y 48
7	100%	15	47%	7	7,15,24,32,41 y 49
8	47%	7	100%	15	8,16,25,33,42 y 50
9	67%	10	67%	10	17,34 y 51

Cada relación de dosis (excepto la 9) se probó por séxtuple, se tomaron muestras de pulpas los 3 días que estaba operando la planta para la realización de la tercer y última etapa experimental.

4. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS DERIVADOS DE NUEVAS TÉCNICAS DE FLOTACIÓN, TAMAÑOS REDUCIDOS DE PARTICULA Y DIFERENTES ESQUEMAS QUIMICOS DE REACTIVOS.

Dentro de esta sección discutiremos los resultados obtenidos en las diferentes pruebas realizadas para incrementar la recuperación de Ag en el concentrado de Pb. Recapitulando los procesos, dichas pruebas fueron:

- Pruebas con sistema SlamJet (sección 4.1).
- Pruebas con celda Jameson (sección 4.2).
- Reducción de tamaño en alimentación de mineral a flotación (sección 4.3).
- Evaluación esquema de reactivos (sección 4.4).

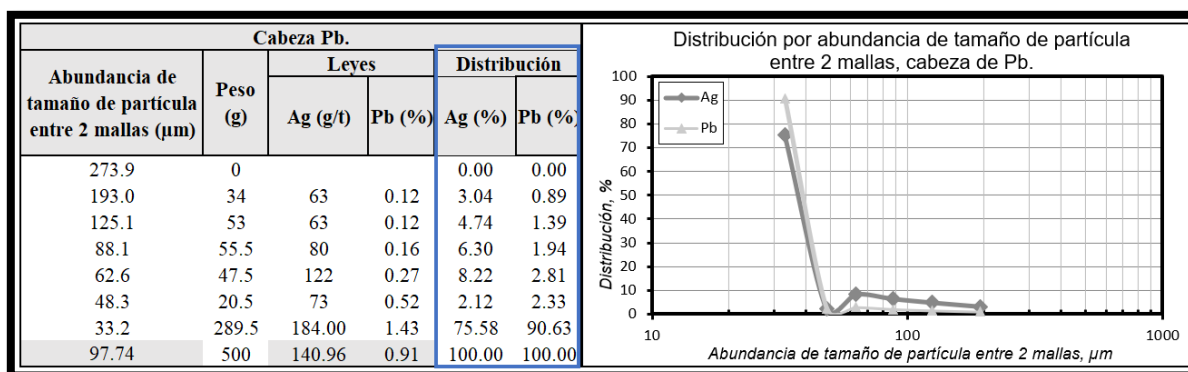
4.1. Pruebas con sistema SlamJet.

Se realizaron muestreos en flotación de Pb antes de instalar el sistema Slamjet, así como posterior a su instalación (ambos muestreos son previamente descritos en la sección 3.1.1). Se efectuaron análisis por tamaños en cabeza de flotación, alimentación al segundo primario de Pb y concentrado del segundo primario para la flotación con y sin sistema SlamJet instalado, esto dentro de idénticos puntos de muestreo.

4.1.1. Análisis por tamaño. Muestreo sin sistema SlamJet instalado.

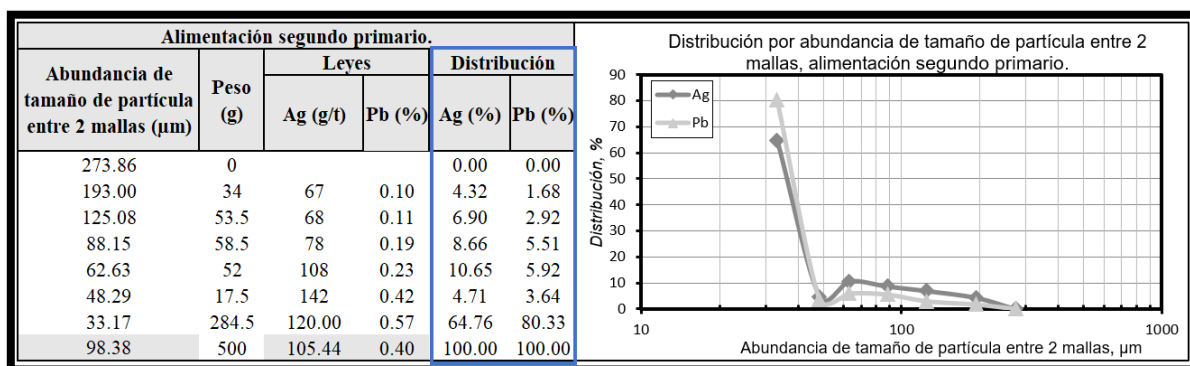
En el análisis ponderado por fracciones en cabeza a flotación se observa que, poco más del 75% de la Ag se mantiene en las fracciones a un tamaño promedio de 33 micrones (Tabla 13).

Tabla 13. Distribución de Ag y Pb en cabeza de flotación Pb.



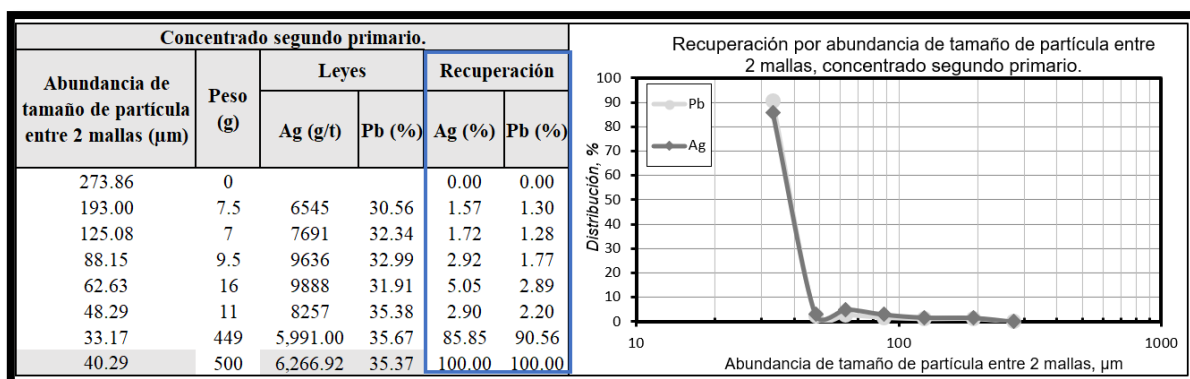
En el análisis ponderado por fracciones en alimentación al segundo primario, se observa que el 85% de contenidos de Ag se presenta a un tamaño promedio de 33 μm (Tabla 14).

Tabla 14. Distribución de Ag y Pb en la alimentación al segundo primario de Pb.



En el análisis ponderado por fracciones en concentrado segundo primario de Pb, se aprecia buena respuesta a los tamaños finos de 33 μm de tamaño promedio (Tabla 15).

Tabla 15. Distribución de Ag y Pb en derrame del segundo primario de Pb.

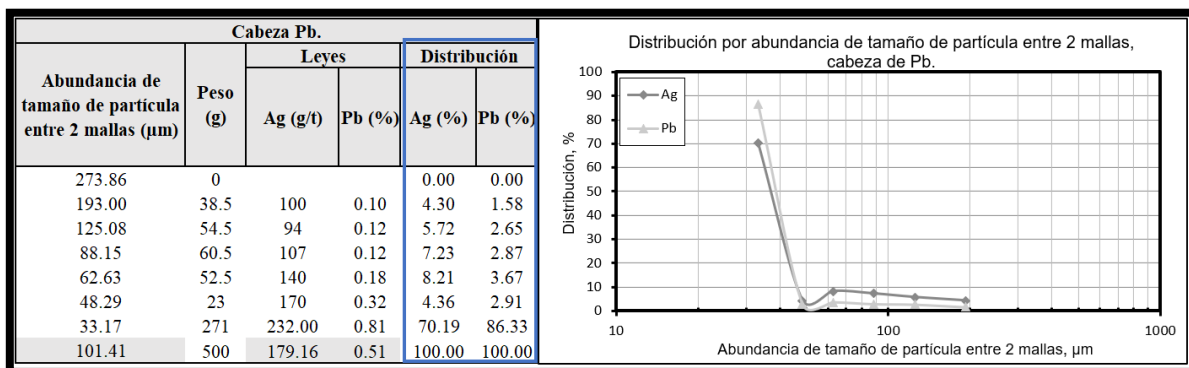


4.1.2. Análisis por tamaño. Muestreo con sistema SlamJet instalado.

Posteriormente a la toma de muestras se instala el sistema SlamJet en la celda de flotación Pb, y se pone a trabajar el circuito de flotación junto con el sistema SlamJet. Después de estabilizar el circuito, se realiza muestreo en: cabeza de flotación, alimentación y concentrado de Pb (ambos del segundo primario). El muestreo fue tomado en la misma celda para sistemas

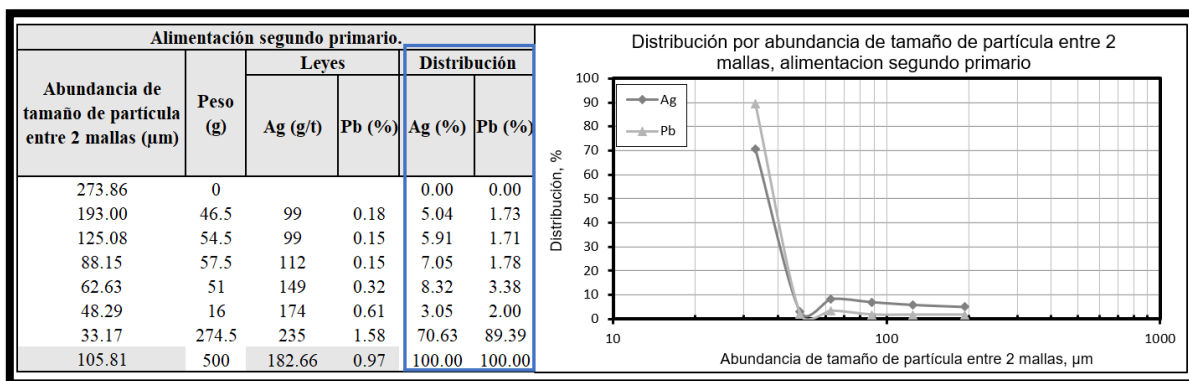
con y sin SlamJet. En la Tabla 16 se presenta la distribución de tamaños de la muestra de cabeza de Pb, (tomada con el sistema SlamJet instalado y trabajando).

Tabla 16. Distribución de Ag y Pb en cabeza de flotación Pb (con SlamJet).



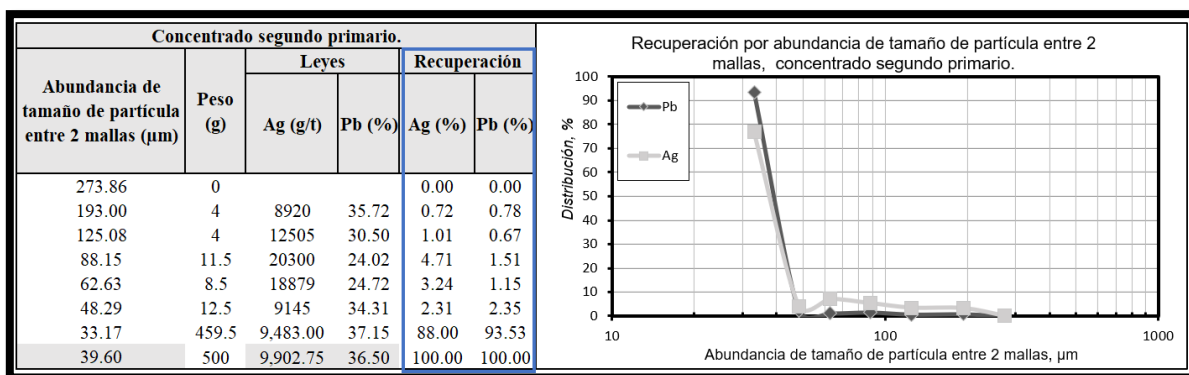
En la alimentación al segundo primario (Tabla 17), se observa que menos del 71% de los contenidos de Ag está a un tamaño promedio de 33 µm y el D₈₀ es de 105.81 µm.

Tabla 17. Distribución de Ag y Pb en alimentación de la celda segundo primario de Pb (con SlamJet).



En el concentrado primario (Tabla 18) se observa una recuperación de 88% a un tamaño promedio de 33 micrones y a 88 micrones son mejores las recuperaciones respecto a las celdas convencionales.

Tabla 18. Recuperación de Ag-Pb segundo primario de Pb (con SlamJet).



Antes de instalar el sistema SlamJet, se realizó un muestreo en flotación para conocer la distribución de los contenidos de Ag en los diferentes tamaños. Observando la alimentación a flotación (Tabla 10) se percibe que poco más del 75% es superior a un tamaño promedio de 33 µm (esto con un tamaño promedio de mineral en la alimentación de 97µm).

A la celda del segundo primario de Pb se le alimentó un tamaño promedio de partícula (D_{80}) por encima de los 98 µm y en la distribución de Ag el valor más alto de 65% se encontró en el tamaño promedio de 33 µm. El tamaño promedio del concentrado fue 40.29 µm y en el tamaño promedio de 33 µm se concentró el 85.85% de la Ag en el concentrado de Pb, lo anterior indica una buena respuesta a la flotación de finos con las celdas convencionales tipo tanque.

En la tabla 16 se observa que la alimentación promedio es de 101.4 µm, y al tamaño de 33 µm se cuenta con una distribución de Ag del 70.19%. En el concentrado de la celda de flotación se recuperó el 88% de Ag en tamaño de 33 µm. En la celda convencional con SlamJet arrojo una mejor recuperación en los tamaños más gruesos de 42 µm, 68 µm, 125 µm y 198 µm.

En resumen, dentro de la Tabla 19 se muestra una comparación entre las recuperaciones generales de los 2 sistemas:

Tabla 19. Tabla de resultados evaluación SlamJet.

Resumen de Resultados		
Recuperación Ag y Pb	Sin SlamJet	Con SlamJet
Recuperación de Ag	59.49%	54.21%
Recuperación de Pb	30.46%	32.35%

A partir de los resultados anteriores, se puede inferir que el aporte del sistema SlamJet no es significativo para este proyecto, por lo que se continuó con el uso de Celda Jameson.

4.2. Celdas Jameson.

La evaluación de la celda Jameson fue realizada dentro del circuito de flotación Pb mediante dos muestreos: con y sin celda Jameson (descritos en la sección 3.2.1). La tendencia indica que la recuperación para la Ag y Pb son ligeramente menores con celda Jameson.

Así, realizado el muestreo con y sin celda Jameson, en el primer caso se alimentó del rebose de las celdas del concentrado primario de Pb y el concentrado de la celda Jameson paso al concentrado final, los medios de la celda Jameson pasan hacer los medios de la segunda limpia de Pb (Figura 27). En la Tabla 20 se muestran las recuperaciones por tamaño entre ambos sistemas de recuperación de Ag y Pb, así como también se expresa la recuperación de cada sistema con relación a cada fracción de tamaño; resaltando mayor recuperación de Ag en casi todos los tamaños y mayor recuperación de Ag general en el sistema sin celda Jameson.

Tabla 20. Comparativa celda Jameson.

Recuperación por abundancia de tamaño de partícula entre 2 mallas				
Concentrado de Pb	Recuperación sin celda Jameson		Recuperación con celda Jameson	
Abundancia de tamaño de partícula entre 2 mallas (µm)	Ag (%)	Pb (%)	Ag (%)	Pb (%)
177.48	0.00	0.00	0.00	0.00
88.15	51.33	74.62	0.00	0.00
62.63	41.28	35.85	61.59	52.25
48.29	58.34	62.68	61.39	58.74
40.35	67.59	78.82	64.27	66.57
28.53	89.88	97.57	87.96	98.01
18.17	88.24	96.19	86.55	96.83
12.85	90.28	95.59	90.21	96.26
7.42	90.03	94.98	92.49	95.5
5.00	82.05	83.19	80.54	76.34
Recuperaciones	84.45	91.40	83.41	90.00

A continuación, se grafica en la Figura 32 la respuesta de la recuperación de Ag en cada etapa del proceso, resaltando la recuperación en la celda Jameson como la menor entre primarios y limpias.

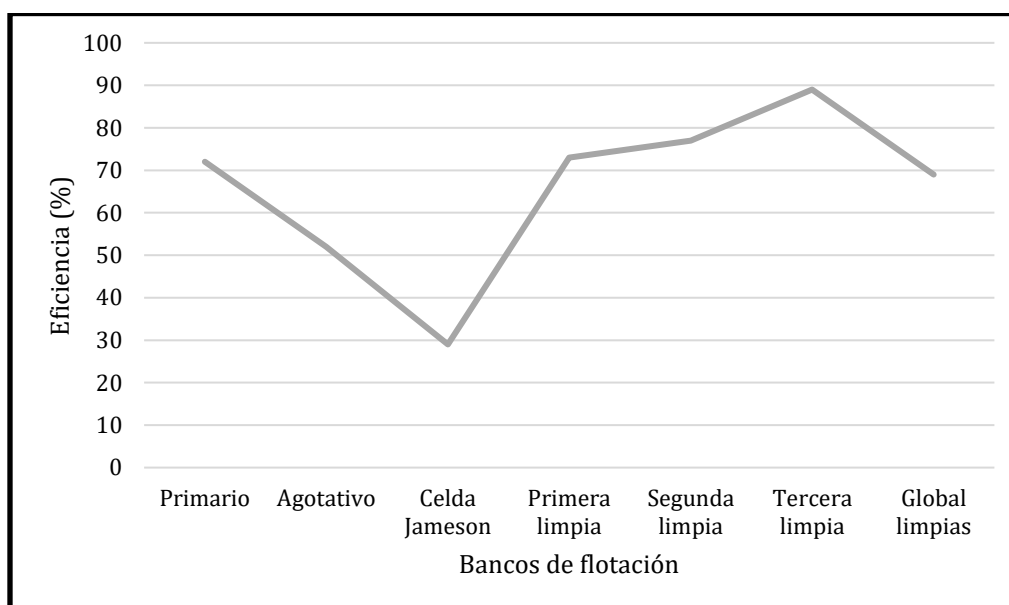


Figura 32. Eficiencia en recuperación de Ag por etapa de flotación.

De la gráfica anterior, deducimos que:

- La eficiencia en celda Jameson es menor que en celdas convencionales: primarios y limpias.
- La eficiencia de Ag es cercana al 70% en el primario.
- La eficiencia global en limpias es poco mas baja que la eficiencia de primarios, pero más alta que la eficiencia en la celda Jameson.

En la Figura 33 se muestra el comportamiento de la concentración de leyes en las diferentes etapas del circuito de Pb: celdas primarias, agotativas, celda Jameson y bancos de limpias; podemos apreciar que se concentra más contenido de Ag en forma ascendente desde la primera hasta el tercer limpia.

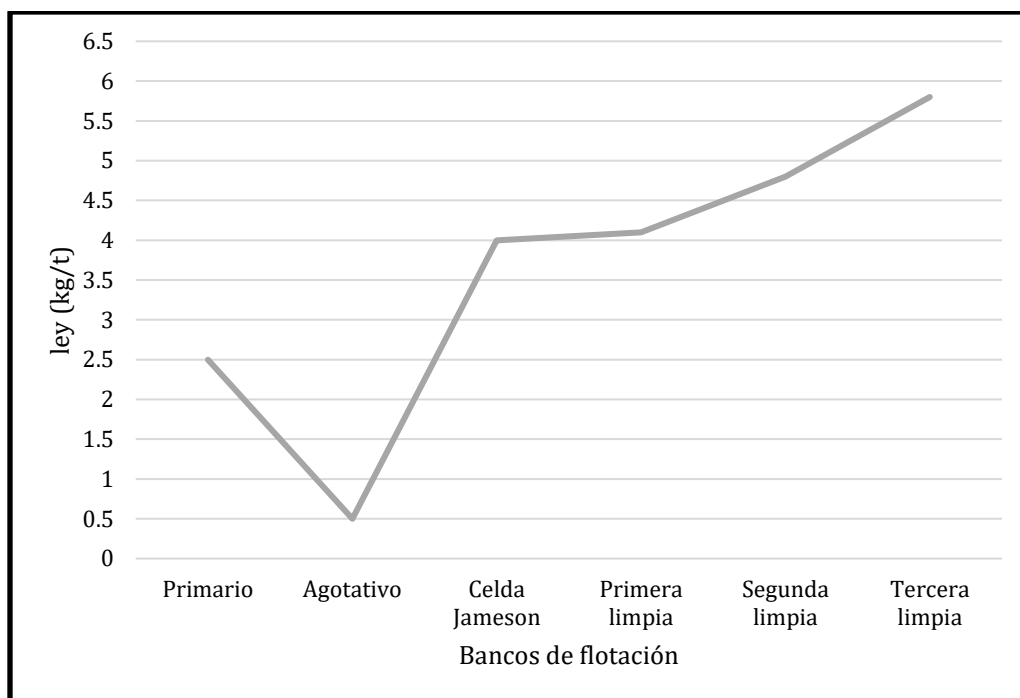


Figura 33. Perfil de ley de Ag en el circuito de Pb.

Con la implementación de la celda Jameson dentro del circuito de flotación Pb se aporta una ley similar a la de la primera limpia de Pb. Sin embargo, en la recuperación por tamaños y recuperación general se mantuvo por debajo de las celdas convencionales. En la Tabla 21 se observa el resultado de la inclusión de la celda Jameson:

Tabla 21. Comparación de recuperación de Ag y Pb con y sin celda Jameson.

Comparativa celda Jameson		
Operación Circuito de Flotación Pb	Recuperación Ag (%)	Recuperación Pb (%)
Sin Celda Jameson	84.45	91.4
Con Celda Jameson	83.41	90.0

De acuerdo con los resultados en la tabla anterior no se observa un cambio significativo en la recuperación de Ag con la implementación de la celda Jameson por lo que se opta continuar el proyecto reduciendo el tamaño de mineral alimentado a flotación.

4.3. Reducción de tamaño en alimentación de mineral a flotación.

Durante la evaluación de este proyecto el tamaño de partícula promedio D_{80} estaba en 63.8 μm y posteriormente bajo a 55.3 μm , es decir bajo casi 8 μm . Sin embargo, la recuperación de Ag no se vio afectada positivamente (Figura 34) y no se observa un comportamiento o tendencia entre menor granulometría y mayor recuperación.

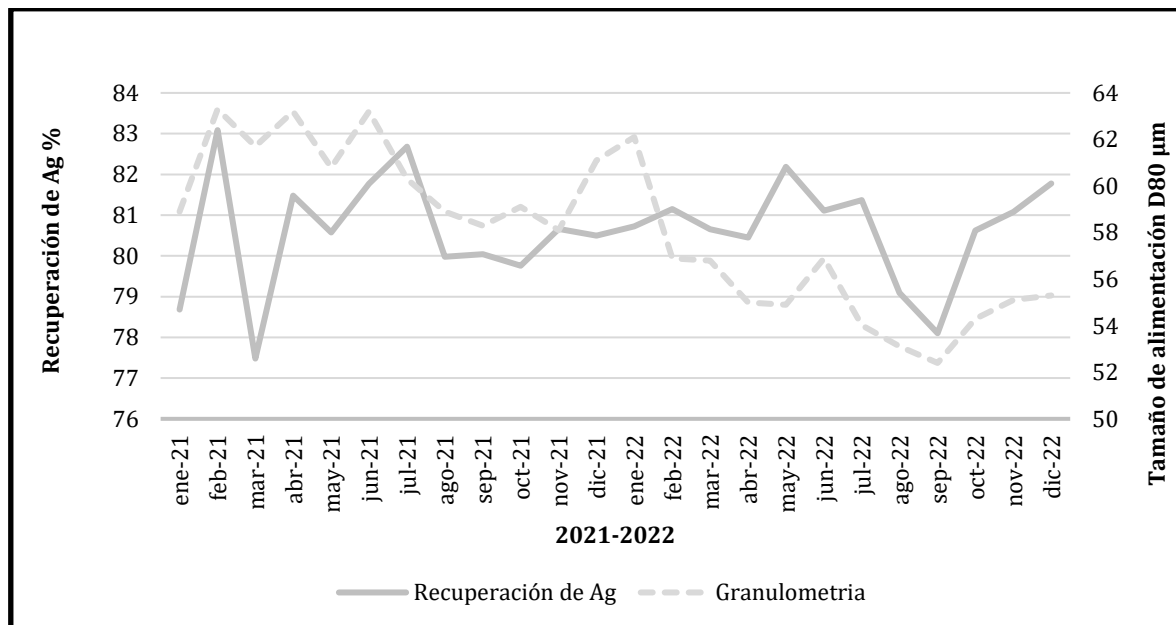


Figura 34. Granulometría vs Recuperación de Ag.

Posteriormente en la Figura 35 se muestra la correlación entre ley de Ag alimentada a la planta y la recuperación de Ag, esto arroja una $R^2=0.38$, a mayor ley de Ag alimentada a flotación se puede obtener una mayor recuperación. Por lo que dentro del proyecto la ley de Ag influyó en la recuperación metalúrgica dentro de la Unida Minera Fresnillo.

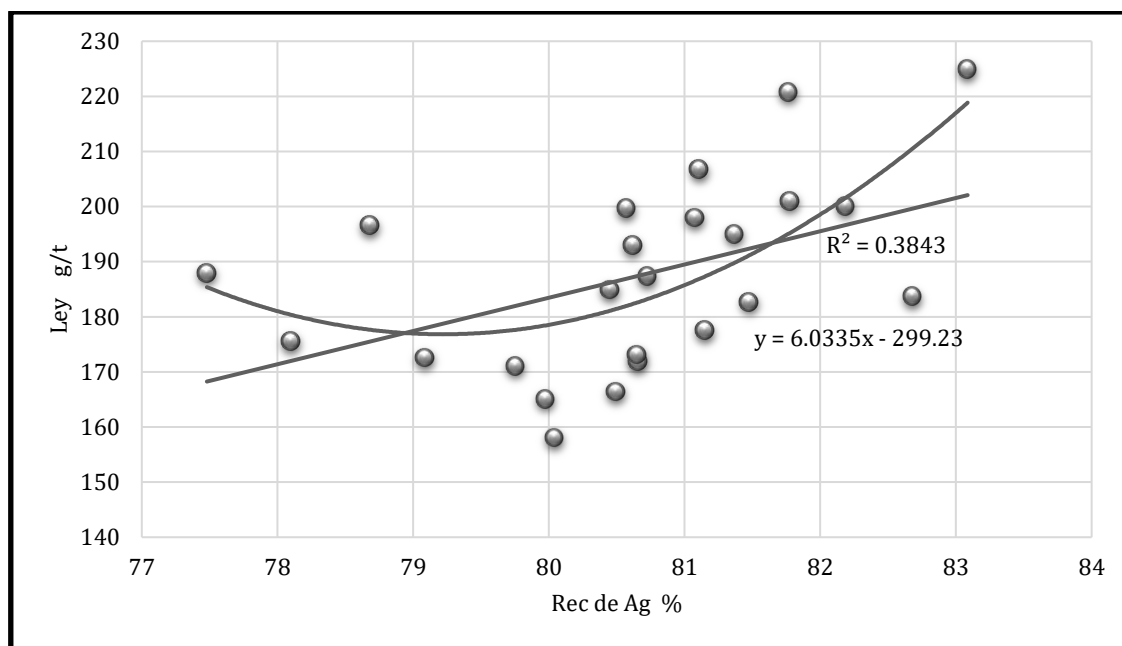


Figura 35. Relación entre Ley y Recuperación de Ag.

En la gráfica anterior se observa que ante la misma ley de cabeza de Ag alimentada se pueden obtener recuperaciones diferentes, por lo que se entiende que la recuperación de Ag no solo está en función de la ley de Ag si no de otros factores. En la siguiente sección se observan muestreos realizados en el circuito Pb revisando tamaño de partícula y recuperación de Ag, a su vez se comparan balances metalúrgicos diarios con diferentes D_{80} de molienda y recuperación metalúrgica.

4.3.1. Muestreo de flotación, análisis granulométricos, recuperación por tamaños y balances metalúrgicos.

Se realizó un muestreo al circuito de flotación de Pb, para conocer la distribución de Ag en la cabeza y la recuperación que se tiene por tamaño de mineral. La muestra de cabeza arrojó un tamaño D_{80} de 57.78 μm con ley de 195.86 g/t de Ag (Tabla 22).

Tabla 22. Análisis granulométrico cabeza de flotación

Distribución por abundancia de tamaño de partícula entre 2 mallas, Cabeza				
Abundancia de tamaño de partícula entre 2 mallas (µm)	Elementos		Distribución	
	Ag (g/t)	Pb (%)	Ag (%)	Pb (%)
177.48	88	0.24	3.34	1.51
88.15	88	0.14	3.91	1.03
62.63	154	0.18	9.12	1.77
48.29	226	0.42	6.85	2.14
40.35	235	0.92	4.90	3.24
6.08	226	1.68	71.88	90.30
57.78 (D₈₀)	195.86	1.16		

Para el concentrado de Pb, el tamaño promedio con mayor distribución de Ag y Pb fue de 6.08 µm, donde se tiene una recuperación de Ag de 71% (esto es menor a la distribución de Ag en la cabeza). Sin embargo, se observa que en los tamaños medios entre 88 µm y 48µm se tiene la mejor respuesta metalúrgica, tal como se muestra en la Tabla 23.

Tabla 23. Análisis granulométrico concentrado de Pb.

Recuperación por abundancia de tamaño de partícula entre 2 mallas, Concentrado de Pb				
Abundancia de tamaño de partícula entre 2 mallas (µm)	Elementos		Recuperación	
	Ag (g/t)	Pb (%)	Ag (%)	Pb (%)
177.48	10281	27.72	3.14	1.39
88.15	12801	17.11	4.06	0.89
62.63	5852	5.72	9.67	1.55
48.29	5950	10.45	7.35	2.12
40.35	6723	29.19	4.78	3.42
6.08	5490	42.60	71.00	90.62
Grado de concentrado de Pb	5830	35.44		

En la Tabla 24, en las colas de flotación se observa que en los tamaños finos se concentra la mayor cantidad de contenidos de Ag.

Tabla 24. Análisis granulométrico colas de Pb.

Distribución por abundancia de tamaño de partícula entre 2 mallas, Colas de Pb				
Abundancia de tamaño de partícula entre 2 mallas (µm)	Elementos		Distribución	
	Ag (g/t)	Pb (%)	Ag (%)	Pb (%)
177.48	23	0.06	4.12	2.03
88.15	16	0.04	3.33	1.68
62.63	25	0.05	7.02	2.80
48.29	35	0.08	4.93	2.24
40.35	54	0.13	5.37	2.46
6.08	50	0.31	75.24	88.80
Colas	41	0.22		

La Tabla 25 muestra las recuperaciones de Ag por fracciones del muestreo realizado en flotación a cabeza, concentrado y cola de Pb, en la cual comprobamos que la mejor respuesta metalúrgica por tamaño se encuentra entre 48 µm y 88 µm.

Tabla 25. Recuperación por fracción de tamaño promedio.

Recuperación por abundancia de tamaño de partícula entre 2 mallas		
Abundancia de tamaño de partícula entre 2 mallas (µm)	Recuperación	
	Ag (%)	Pb (%)
177	74.6	75.5
88	82.5	70.5
63	84.2	71.4
48	85.2	81.0
40	77.46	86.19
19	78.46	82.09

Posteriormente realizamos el balance metalúrgico al muestreo realizado y podemos observar una recuperación de Ag ligeramente abajo del 80%, como se observa en la Tabla 26.

Tabla 26. Balance Metalúrgico de circuito de flotación de Pb.

Muestra	t	Peso	Leyes		Contenidos		Recuperación	
		%	Ag, g/t	Pb, %	Ag (g/t)	Pb (t)	Ag (%)	Pb (%)
Cabeza	352	100.0	195.86	1.16	19,578.53	115.6	100.00	100.00
Concentrado	9	2.7	5,829.67	35.44	15,549.53	94.5	79.42	81.79
Colas	343	97.3	41.39	0.22	4,029.00	21.0	20.58	18.21

En la Tabla 27, se muestran los balances metalúrgicos en los cuales se destaca el tamaño de partícula proveniente de molienda (D_{80}) en μm y el porcentaje de recuperación de Ag. Dentro del balance, el D_{80} del mineral molido fue de 50.8 μm , con una recuperación de Ag de 79.71% y una de 88.68% de Pb (dentro del concentrado de Pb).

Tabla 27. Balance Metalúrgico, D_{80} de 50.8 μm .

Producto	t	Elementos	Contenidos			Recuperaciones	
		g/t	%	kg	t	%	
		Ag	Pb	Ag	Pb	Ag	Pb
Cabezas	8,384.2	160	1.79	1,341.59	150.29	100.00	100.00
Concentrado Pb	372.5	2,871	35.8	1,069.41	133.27	79.71	88.68
Colas	7,576.7	16	0.2	123.68	11.55	9.22	7.68

En el balance se tuvo una molienda más gruesa $D_{80}=53.6 \mu\text{m}$, presentando un alza en la recuperación de Ag en el concentrado de Pb y alcanzando el 80.64% de recuperación (Tabla 28).

Tabla 28. Balance Metalúrgico con D_{80} de 53.6 micrones.

Producto	t	Elementos		Contenidos		Recuperaciones	
		g/t	%	kg	t	%	
		Ag	Pb	Ag	Pb	Ag	Pb
Cabezas	8,371.4	145	0.91	1,217.32	75.89	100.0	100.0
Concentrado Pb	191.0	5,139	35.5	981.69	67.81	80.64	89.35
Colas	7,938.1	15	0.0	116.55	3.94	9.57	5.19

En el siguiente balance (Tabla 29) se alcanzó una granulometría de 52 μm mejorando la recuperación de Ag por encima del 83% de recuperación.

Tabla 29. Balance Metalúrgico.

Producto	t	Elementos		Contenidos		Recuperaciones	
		g/t	%	kg	t	%	
		Ag	Pb	Ag	Pb	Ag	Pb
Cabezas	8,312.2	208	1.16	1,725.81	96.25	100.0	100.0
Concentrado Pb	225.9	6,353	35.8	1,435.17	80.81	83.16	83.96
Colas	7,780.3	20	0.1	152.94	11.49	8.86	11.94

Con la finalidad de visualizar el efecto de la reducción de tamaño en el resultado metalúrgico, se comparó la granulometría (D_{80}) en referencia a la recuperación de Ag durante este proyecto sin mostrar alguna tendencia clara. Posteriormente se comparó la ley de Ag en cabeza contra la recuperación, mostrando una tendencia proporcional: a mayor ley mayor recuperación. Después se realizó un muestreo en el circuito de flotación de Pb y se hizo el análisis granulométrico con distribuciones por tamaños y balances metalúrgicos. Se puede observar que la mayor cantidad de contenidos de Ag se concentran en los tamaños finos del mineral. Finalmente se revisaron los balances metalúrgicos diarios con su tamaño D_{80} de molienda, donde encontramos que en una molienda con D_{80} de 52 micrones se obtuvieron mejores recuperaciones metalúrgicas que a menor tamaño de molienda. Por lo que se valida que la recuperación de Ag no solo obedece al tamaño de molienda, sino que también al esquema químico.

4.4. Evaluación de esquema de reactivos.

Se realizaron 3 etapas de experimentación para evaluar el esquema de reactivos actual del proceso y la inclusión de un nuevo colector con potencial a mejorar la recuperación de Ag. En la Figura 36 se muestra el esquema de pruebas de la primera etapa (la cual consistió en 56 pruebas), evaluando 6 colectores nuevos contra el colector de casa; con muestras duplicadas durante 4 días y muestras de pulpa del proceso.

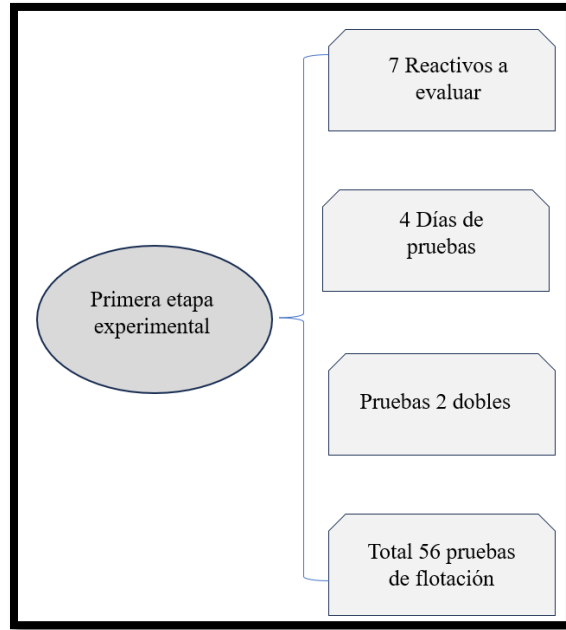


Figura 36. Esquema de Pruebas primera etapa.

En la Figura 37 se muestra el esquema de pruebas de la segunda etapa (consistió en la realización de las 12 pruebas), con 6 esquemas reactivos (pruebas duplicadas) a diferente relación de reactivo J175 y 7310.

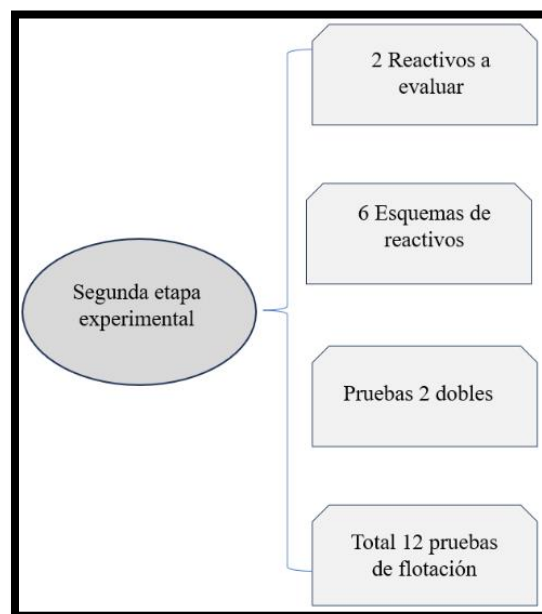


Figura 37. Esquema de Pruebas segunda etapa.

Finalmente, el esquema de la tercera etapa experimental se muestra en la Figura 39. La cual consistió en 51 pruebas con 8 esquemas químicos, variando la cantidad de reactivo y una estrategia triple (esto con pulpa de 4 días de operación).

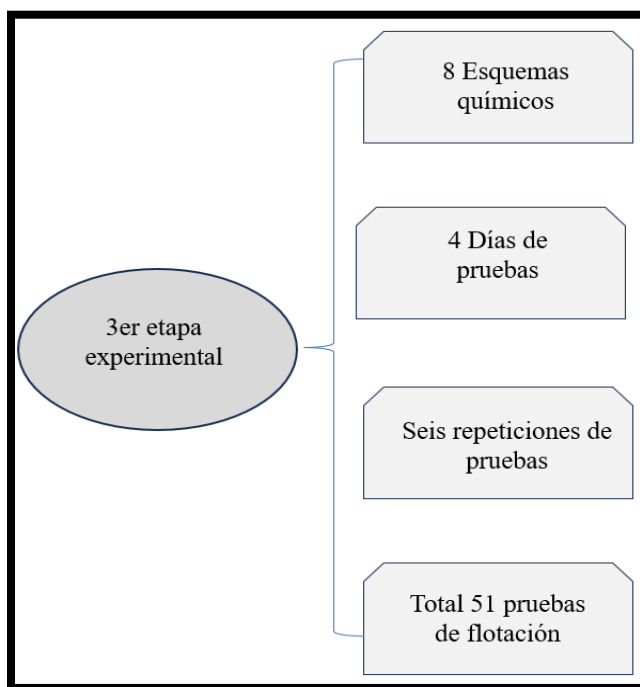


Figura 38. Esquema de Pruebas 3er etapa.

En la sección de Apéndice III se encuentran el total de las pruebas realizadas en las 3 etapas experimentales.

4.4.1. Resultados de la primera etapa experimental.

Se realizaron con éxito las 7 pruebas en la primera etapa experimental con el objetivo de comparar la respuesta metalúrgica de 6 reactivos con el esquema estándar y seleccionar el reactivo que mejor respuesta metalúrgica presentó (el cual fue el J170-2, antes llamado J175). En la Tabla 30 se aprecia las recuperaciones de Ag obtenidas con los 7 esquemas de reactivos evaluados, las pruebas se realizaron por duplicado y para la selección del reactivo tomamos el valor promedio de las pruebas.

Tabla 30. Recuperaciones de Ag.

Resultados recuperación de Ag primer etapa experimental.							
Reactivo	J150-2	7310	J160E	J160	J170	J150	J170-2
% de Rec. de Ag.	87.4%	88.0%	89.2%	89.4%	89.6%	90.0%	91.3%
Desviación estándar	2.77	1.48	1.07	1.66	2.17	2.15	3.31

La sustitución parcial del colector 7310 (prueba estándar) por los colectores a prueba favoreció la recuperación de Ag en los concentrados primarios de Pb. El colector J170-2 recuperó entre 1.2 y 3.3 unidades porcentuales más de Ag con respecto al esquema estándar. De esta manera, resulta viable continuar con la evaluación del colector J-170-2 mediante una investigación enfocada a encontrar la dosificación óptima de este colector con respecto al 7310, sin perder de vista el objetivo de maximizar las recuperaciones de Ag.

4.4.2. Resultados de la segunda etapa experimental.

En la segunda etapa experimental, el objetivo fue encontrar la relación del colector secundario. Se realizaron 6 pruebas por duplicado (12 pruebas en total) variando la relación en la dosificación de los colectores 7310 y J175.

Al sustituir el colector 7310 en un 80% por el colector J-170-2, se obtuvo una recuperación de Ag en 1.5 unidades porcentuales más que la estándar.

En la Figura 39, se observa la recuperación de Ag a diferentes proporciones de colectores.

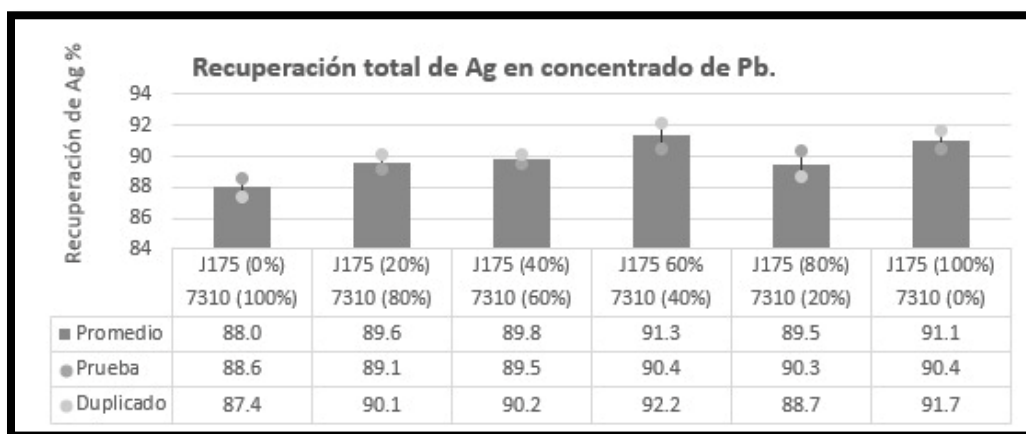


Figura 39. Recuperación de Ag con diferentes relaciones de dosificación colector 7310 y J175.

De la gráfica anterior las desviaciones estándares fueron: 0.85%, 0.71%, 0.49%, 1.27%, 1.13% y 0.92% respectivamente. Por otro lado, se observa la mejor respuesta sobre el 40% de la dosificación del 7310. Por otro lado, la prueba estándar (7310, 100%) y la prueba con 20% de colector 7310 son las recuperaciones más bajas obtenidas.

4.4.3 Resultados de la tercer etapa experimental.

Después de haber realizado el barrido de colectores para seleccionar el que presento mejor respuesta metalúrgica y encontrar el rango en el cual se desenvuelve mejor, se optó por realizar una tercera etapa experimental con un total de 51 pruebas, en las cuales se evaluaron 8 pruebas séxtuples y 1 prueba triple (en total 56 pruebas), con pulpa tomada del proceso de tres diferentes días, como se observa en la Figura 40.

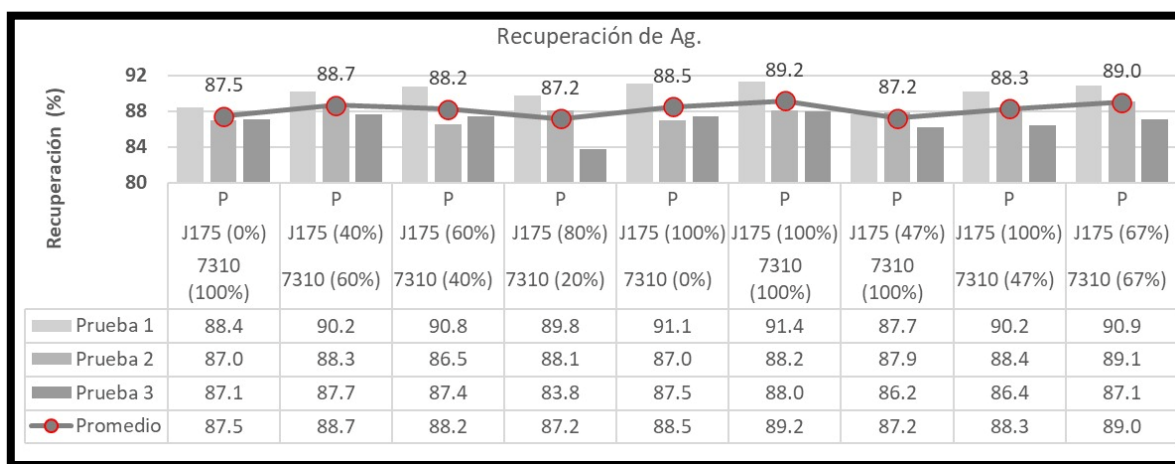


Figura 40. Recuperación de Ag con diferentes relaciones de dosificación colector 7310 y J175 (tercer etapa experimental).

De la gráfica anterior las desviaciones estándar son: 0.64%, 1.08%, 1.85%, 2.53%, 1.81%, 1.55%, 0.76%, 1.55% y 1.55% respectivamente. La recuperación de Ag aumentó con la introducción del colector J175 al esquema de reactivos de la prueba estándar, dosificando el J175 y el 7310 a la misma dosis (100% cada uno), se obtiene la máxima recuperación de Ag, (89.2%) en 1.7 unidades porcentuales más que la prueba estándar, como también en mayor dosis (67:67), se recuperaron 1.5 unidades porcentuales más de Ag que en la prueba estándar y la tercer mejor recuperación fue con 60% del 7310 y 40% del J175 (88.7%).

En la figura. 41 se observa la relación de recuperación de Ag respecto al grado de plomo y como las recuperaciones de Ag responden al nuevo reactivo y se mejora la recuperación de Ag de 87.5% a 89.2%, el grado se mantiene dentro de parámetro.

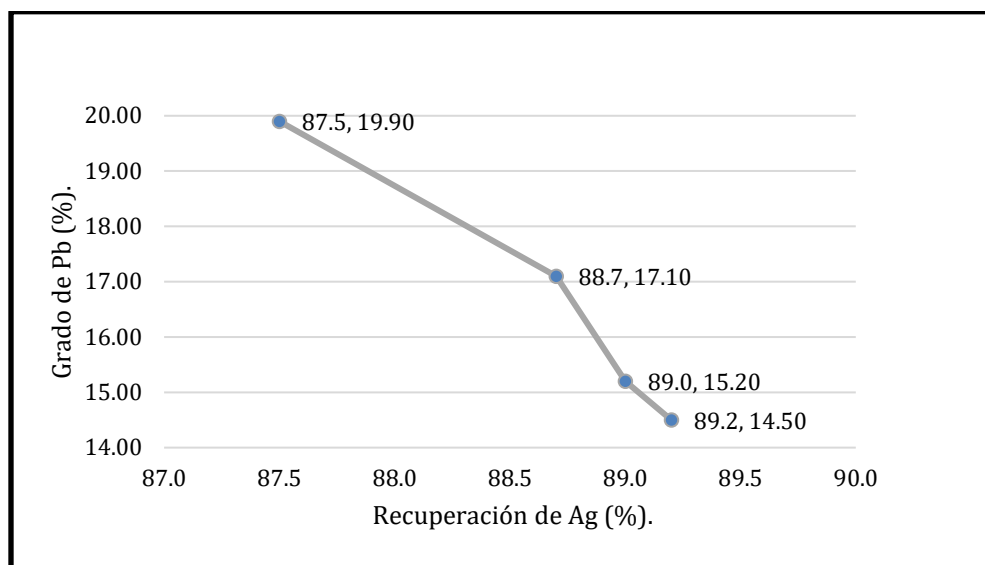


Figura 41. Curva grado recuperación Pb y Ag.

En las tres etapas experimentales se obtuvieron buenos resultados, encontrando cuál es el mejor colector y la mejor dosis, por lo que concluimos que el colector J175 tiene mayor potencial y es viable realizar una prueba industrial con una dosificación 60:40, esto para mantener el consumo presupuesto de reactivos y sobre esta dosis realizar los ajustes en campo hacia arriba y hacia abajo.

4.4.4 Resultados prueba industrial.

La prueba industrial se realizó dentro del circuito de Pb durante casi cuatro meses, observándose buenos resultados con una prueba T pareada (se muestra en la Figura 42).

Donde nos dice que en 39 ocasiones se adiciono solo el colector 7310 y en otras 51 ocasiones se adicionaron los colectores 7310 y J-175. Se observo una recuperación del 2.75% al utilizar los dos colectores juntos.

Se realizó una prueba T a la cabeza de Ag y se apreció que fue mayor en 25 unidades con el reactivo alterno. Después, se realizo el análisis estadístico mediante la prueba T, con la cual

se validó la hipótesis con un valor de $P < 0.05$, y con una confiabilidad del 95%, siendo significativo el cambio.

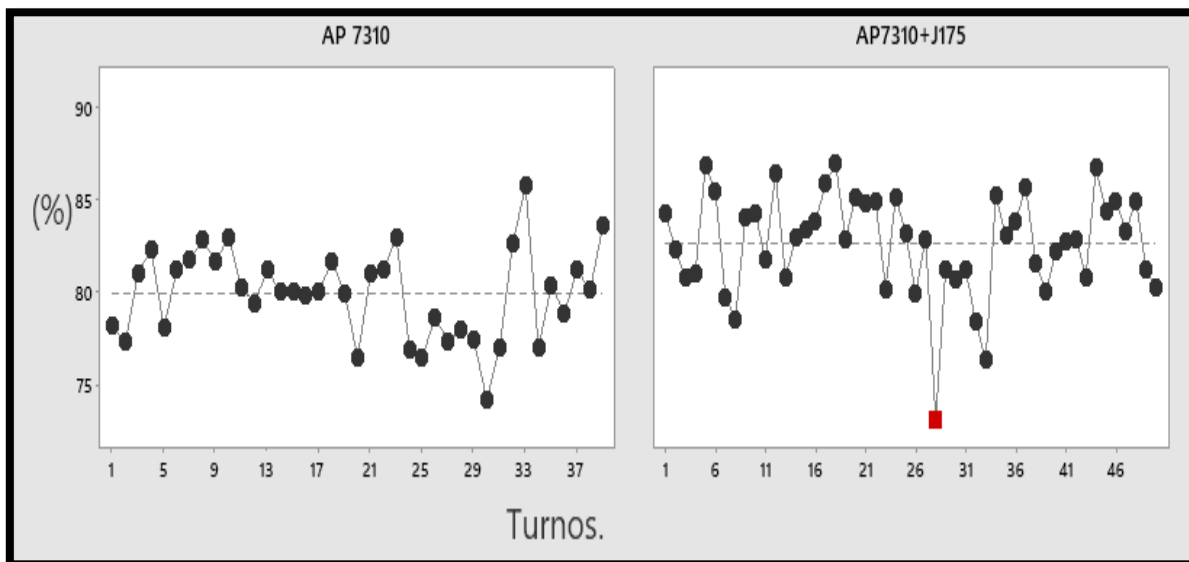


Figura 42. Evaluación del efecto del reactivo mediante una prueba T.

De acuerdo con los resultados de esta sección, finalmente se logró aumentar la recuperación de Ag, de un rango inicial de entre 79.12% y 80.69%, hacia un rango final de entre 81.87% y 83.44%. Esto representa un aumento importante de 73,075 onzas de Ag bimensuales mejorando la eficiencia del proceso de flotación. De esta manera, durante el proyecto se evaluaron diferentes métodos de aumento de recuperación, siendo este último el más efectivo de todos y pudiendo cumplir con el objetivo con el cual se inició el proyecto.

CONCLUSIONES.

En el presente trabajo se realizó la exploración y evaluación de nuevas tecnologías, así como diferentes esquemas de reactivos de flotación para mejorar la recuperación de plata en el concentrado de plomo de la unidad Minera Fresnillo.

Inicialmente se exploró la implementación de un sistema de inyección de burbujas denominado SlamJet dentro del circuito primario de plomo. Los resultados con el sistema SlamJet presentaron una pérdida en la recuperación de Ag de 5.28% (Tabla 27), para el concentrado de Pb se incrementó la recuperación de 30.46% a 32.35%. Por lo que se concluye que no existen diferencias significativas positivas en recuperación de Ag en el concentrado de Pb utilizando el sistema SlamJet.

En la segunda etapa de exploración de nuevas tecnologías se trabajó con la implementación de la celda Jameson dentro del banco de limpias y se puede concluir que las diferencias entre la celda Jameson y la celda convencional radican en: a) recuperaciones de Ag y Pb menores, b) aportación de menores contenidos de Ag respecto a las celdas de flotación primarias y limpias, c) menor recuperación de Ag en los tamaños de partícula: 88.15 μm , 40.35 μm , 28.53 μm , 18.17 μm y 12.85 μm y d) se observó que el uso de la celda Jameson presento menor recuperación del elemento de interés (Ag). Se concluye que no hay una diferencia significativa con el uso de la celda Jameson para este proyecto dado que, la ubicación de su instalación mejoró el grado de Pb y Ag, pero no su recuperación.

Posterior a la exploración de la celda Jameson se optó por disminuir el tamaño de partícula en la alimentación a flotación, el resultado no fue significativo puesto que a mayores tamaños de partícula se obtenían mejores recuperaciones de plata y plomo. Por lo que tampoco resulto significativo el aporte en la reducción de tamaño en base a la discusión de la sección 4.3. Se concluye entonces que no hay un comportamiento claro o tendencia de que, a menor liberación, mayor recuperación o viceversa; por lo que se concibe que la respuesta a la recuperación depende de varios factores como: ley o grado, liberación de mineral, diseño y operación de celdas de flotación y esquema de reactivos.

Por último, se alcanzaron los resultados buscados al evaluar una serie de reactivos químicos a diferentes dosificaciones precedidos por tres etapas experimentales y una etapa de verificación o prueba industrial:

En la primera etapa experimental, se probaron los colectores J150-2, 7310 (STD), J160 E, J160, J170, J150 Y J170-2. Solo el colector J150-2 quedo por debajo de la recuperación alcanzada por la prueba estándar (STD), todos los demás colectores quedaron arriba en: 0.7%, 1.9%, 2.2%, 2.3%, 2.7% y 3% respectivamente, obteniendo la máxima recuperación el J170-2.

En la segunda etapa experimental, todas las pruebas tuvieron recuperaciones de Ag mayores a la prueba estándar, por lo que se validó que el reactivo J175 tiene potencial proporcionando la mejor recuperación de Ag (91.3%) presentándose con una relación de 7310 (40%) y J175 (60%).

En la tercera etapa experimental, se observa buena respuesta con altas dosificaciones del colector J175, sin embargo, con la relación 7310 (40%) y J175 (60%) se alcanzan muy buenas recuperaciones de Ag. De esta manera, se recomienda realizar prueba industrial con dicha relación para evaluar su efectividad.

De acuerdo con los resultados obtenidos en las tres etapas de experimentación (sección 4.5), se validaron los mejores resultados y se concluye que efectivamente existe un incremento en la recuperación de Ag que varía entre 1 y 3%.

Se realizó la prueba industrial en planta durante 4 meses, a los resultados obtenidos se les aplico una prueba T (sección 4.4.3), se observó claramente que el rango de respuesta de la recuperación de Ag varia de entre 79.12% y 80.69% a un nuevo rango de entre 81.87% y 83.44%. Finalmente, se concluye que el reactivo mejoro la recuperación de Ag en el concentrado de Pb, esto se traduce a un superávit de 73,075 onzas de Ag bimensuales.

BIBLIOGRAFÍA.

- Bulatovic S., (2007), "Handbook of flotation reagents: chemistry, Theory and Practice", Mineral Processing and Engineering, Services LTD, Peterborough, Ontario Canadá, pp. 247.
- Cserna Z., (1976), "Geology of the Fresnillo área, Zacatecas, México", GSA Bulletin, pp. 1191-1199.
- Day A., (2002), "Mining chemicals Handbook", CYTEC Industries inc., pp.243
- Dong Z., (2021), "Density functional theory study on electronic structure of tetrahedrite and effect of natural impurities on its flotation property", Minerals Engineering, Vol. 169, pp. 1-16.
- Drif B., Taha Y. and Hakkou R. A. B. M., (2018), "Recovery of Residual Silver-Bearing Minerals from Low-Grade Tailings by Froth Flotation: The Case of Zgounder Mine", Morocco Minerals, Vol. 8.
- Fang S., Xu L., Wu H., Shu K., Xu Y., Zhang Z., Chi R., Sun W., (2019) "Comparative studies of flotation and adsorption of Pb/ benzohydroxamic acid collector complexes on ilmenite and titanaugite", Powder Technology, Vol. 354, pp. 35-42
- Feng D., Aldrich C., (1999), "Effect of particle size on flotation performance of complex sulphide ores", Minerals Engineering, Vol. 12(7), pp. 721-731.
- García F., (2021), "Análisis modal compuesto febrero 2021", CIDT Centro de Investigación y Desarrollo Tecnológico Departamento Procesamiento de Minerales, pp. 8.
- Gaudin A. M., Groh J. O. and Henderson H. B., (1931) "Effect of particle size on flotation", AIME Technical Publications, 414, pp 3-23.
- Gaudin A.M., Schuhmann R. and Schlecten W., (1942), "Flotation kinetics II: The effect of size on the behaviour of galena particles", Journal of Physical Chemistry, Vol. 46, pp. 902-910.
- Gorain B.K., Franzid J.P., Ward K., Johnson N.W., Manlapig E.V., (2000), "Modeling of the Mount Isa rougher-scavenger copper flotation circuit using size-by-liberation data", Minerals and Metallurgical Processing, vol. 17(3), pp. 173-180.
- King R.P., (1973), "Model for the design and control of flotation plants", En: Application of Computer Methods in the Mineral Industry - 10th International Symposium, M.D.G., Salamon and F.H. Lancaster (Eds), Johannesburg, South Africa, 341-349.

King R.P., (1978), “A pilot-plant investigation of a kinetic model for flotation”, Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy.

Kohmuench J.N., Mankosa M.J., Thanasekaran H., Hobert A., (2018) “Improving coarse particle flotation using the Hydrofloat raising the trunk of the elephant curve”, Minerals Engineering, Vol. 121, pp. 137–145.

Leja J., (1982), “Surface Chemistry of Froth Flotation” Plenum Press, New York, pp. 133

Luo X., (2016). “The critical importance of pulp concentration on the flotation of galena from a low grade Pb–Zn ore”, Journal of materials research a technology, pp. 131-135.

Mankosa M. J., Kohmuench J.N., Christodoulo L., Yan E.S., (2018)., “Improving fine particle flotation using the StackCellTM (raising the tail of the elephant curve)”, Minerals Engineering, Vol. 121, pp. 83–89.

Mankosa M.J., Luttrell, G. H., (2002). “Air-assisted density separator device and method” U.S Patent 6,425,485.

Mapa de localización de Minera Fresnillo (6 de julio 2024). Wikipedia, https://es.wikipedia.org/wiki/Municipio_de_Fresnillo

Martínez R. E., (2020), “Identificación de sulfuros complejos de Ag (Sulfosales) contenidos en un concentrado de Pb, del distrito minero de Zimapán Hidalgo”, Tópicos de Investigación en Ciencias de la Tierra y Materiales, pp. 19-23.

Morris T.M., (1952), “Measurement and evaluation of the rate of flotation as a function of particle size”, Transactions AIME, pp. 794-798.

Nayak A., Jena M. S. and Mandre N. R., (2021), “Beneficiation of Pb-Zn Ores – A Review”, Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, pp. 564-583.

Nuño E., (2023), “Análisis modal mineral de compuesto mayo 2023”, Departamento de procesamiento de minerales, Reporte del CIDT Peñoles.

Power A., Franzidis J. P., (2000), “The characterization of hydrodynamic conditions in industrial flotation cells”, AusMM, seventh Mill Operators Conference.

Quintanilla P., Navia D., Neethling S. J., Brito-Parada P. R., (2023), “Economic model predictive control for a rougher froth flotation cell using physics-based models”, Minerals Engineering, Vol. 196, pp. 1-16.

Runge K.C., Franzidis J.P., Manlapig E.V., (2003), “A study of the flotation characteristics of different mineralogical classes in different streams of an industrial circuit”, XXII Congreso, Internacional de Procesamiento de Minerales, Sudafrica.

Savassi O.N., Alexander D.J., Johnson N.W., Franzidis J.P., Manlapig E.V., (1997), “Measurement of Froth Recovery of Attached Particle in Industrial Flotation Cells”, Sixth Mill Operators Conference, Madang, Papua Nueva Guinea.

Steiner H.J., (1973), “Kinetic aspects of the flotation behaviour of locked particles, En: Proceedings of the X International Mineral Processing Congress, London,” pp 653-665.

Sutherland D.N., (1989), “Batch flotation behaviour of composite particles”, Mineral Engineering, pp 351–367.

Sutherland K.L., (1948), “Physical chemistry of flotation. Part II: Kinetics of the flotation process”, Journal of Physical Chemistry”, pp 394-424.

Torres G., Reyes Salazar M.A., Sanchez González A., (2012), “Inventario físico de los recursos minerales de la carta Mesillas F13-B35”, Servicio Geológico Mexicano, pp. 5-9.

Trahar W. J. and Warren L. J., (1981), “The floatability of very fine particles-a review”, International Journal of Mineral Processing, pp103-131.

Wills B.A. and Finch J. A., (2016) “Mineral Processing Technology an Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery”, Elsevier.

APÉNDICES

Apéndice I:

Dentro de esta sección se presentan las formulaciones de los reactivos utilizados en Planta de flotación.

1. Ditiofosfato y cresil (4% - 5%), nombre comercial 7310.

El promotor 7310 tiene una gravedad específica (S.G.) de 1.14 g/cm³. Es un promotor soluble en agua (Day, 2002). La figura I.1 muestra la molécula de este compuesto.

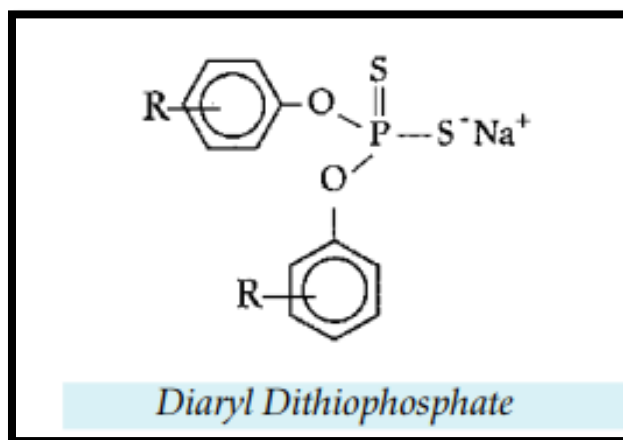


Figura I.1. Formula molecular 7310 (Day, 2002).

2. Ditiofosfinato de sodio (50-52%), nombre comercial 3418-A.

La Aerofina 3418-A es el principal colector que se utiliza para la recuperación de galena-argentífera como también es un excepcional colector para la Ag (Day, 2002). En la figura I.2 se observa la molécula de la Aerofina 3418A.

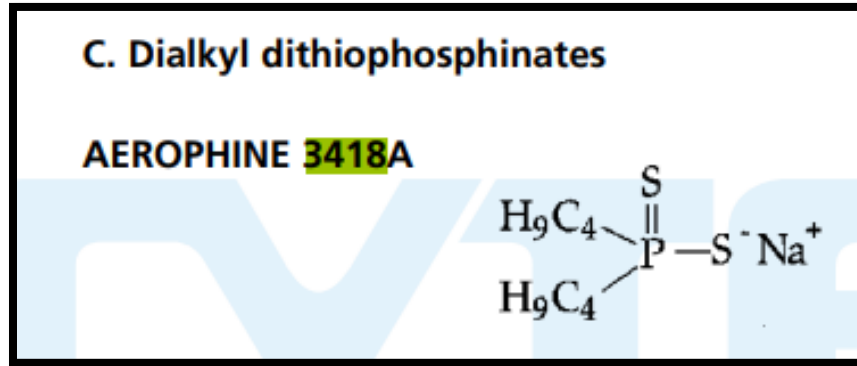


Figura I.2. Formula molecular de la Aerofina (Day, 2002).

3. Xantato isopropílico de sodio, nombre comercial XIS (90%)

Los colectores de Xantato se introdujeron en 1925 y todavía son ampliamente utilizados para minerales sulfuros. Generalmente se suministran en forma de polvo o gránulos y son solubles en agua. Se puede preparar con cualquier concentración para facilitar la dosificación y normalmente se suministran en forma líquida.

Los Xantatos están disponibles en una variedad de longitudes de cadena de carbono, el poder colector generalmente aumenta conforme aumenta la longitud de la cadena (pero la selectividad disminuye). Los Xantatos son relativamente inestables a pH bajo y, por lo tanto, no son adecuados para pH ácido (Day, 2002).



Figura. I.3. Formula molécula del Xantato isopropílico de sodio (Day, 2002).

4. Cianuro de sodio

El cianuro de sodio es un ejemplo clásico de un reactivo regulador que se usa ampliamente como depresor en la flotación de sulfuros de fierro (pirita, marcasita, esfalerita, etc.), esfalerita preactivada y en grandes concentraciones como depresor de calcopirita en la separación de Cu-Pb del concentrado. Se ha demostrado que en el caso de algunos minerales de Pb-Zn, el Pb no flota sin la presencia del cianuro. En algunos lugares se utiliza para el Pb

de acuerdo con sus variedades de minerales, sus propiedades de flotación varían significativamente (Bulatovic, 2007). Dentro de planta se utiliza para deprimir la pirita y la esfalerita.

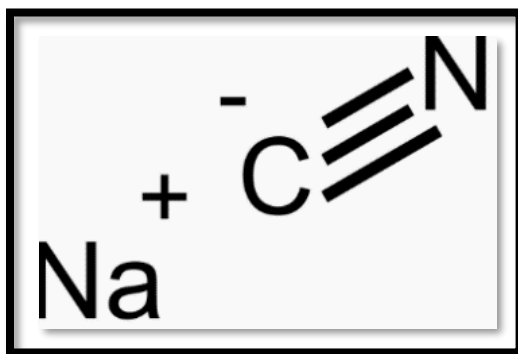


Figura. I.4. Formula estructural Cianuro de Sodio.

5. Deprezinc

El deprezinc o licor de Zn, es un subproducto en la lixiviación del Zn el cual se utiliza para deprimir el Zn en el concentrado de Pb. Su formula es: ZnSO_4 en H_2O solución (sulfato de Zn monohidratado).

6. Espumante

Su nombre comercial es teutón 240 (es un alcohol metil amílico), su fórmula molecular es $\text{C}_6\text{H}_{14}\text{O}$; con el uso del espumante se observa una cama de espuma estable, una burbuja consistente y persistente.

7. Colector J-175

El colector T-J175 es un reactivo compuesto por una mezcla de producto químicos orgánicos conocidos como TIOLES (Mercaptanos), entre ellos se puede citar al TIOL R-SH , utilizado para mejorar las recuperaciones de Ag.

Apéndice II:

1 .Procedimiento para el análisis granulométrico con mallas.

- Se pesaron y registraron los datos.
- Se deslamaron muestras en la malla 325.
- Se metió la muestra al horno, la cual debe tener una temperatura de 100 °C.
- Después de secarse la muestra se pesó y se registraron los datos.
- Se ordenaron las mallas en el orden que sigue: 70, 100, 140, 200, 325.
- Se colocó el receptáculo de finos en la parte inferior de la malla más fina.
- Se añadió la muestra en la parte superior.
- Se tapó la malla superior.
- Se colocaron las mallas en el Ro-Tap.
- Se aseguraron las mallas.
- Se encendió el Ro-Tap y se dejó funcionar por un lapso de 15 minutos.
- Se sacaron las mallas del Ro-Tap y se pesaron exactamente cada uno de los productos.
- Se calculo el % pasante deseado o tamaño promedio entre mallas.

2. Procedimiento para preparar muestras y ensayar por fuego e ICP.

- Se encendió el colector de polvos.
- Se revisó que los frascos o sobres estuvieran previamente identificados.
- Se revisó que estuviera limpio el tapete, el tubo con el que se desgruma y la espátula (todo esto antes de comenzar a desgrumar; por si no fuera el caso, se procedería a limpiarlo).
- Al comenzar a desgrumar, empezamos con las muestras de más baja ley.
- Se extendió la muestra sobre un tapete de hule.
- Se homogeneizó la muestra moviendo una punta del hule hacia la esquina contraria, siguiendo la secuencia de los dibujos de la Figura II.1 (a, b, c y d) y se realiza esta secuencia mínima de 10 veces (40 levantamiento de esquina de los tapetes).

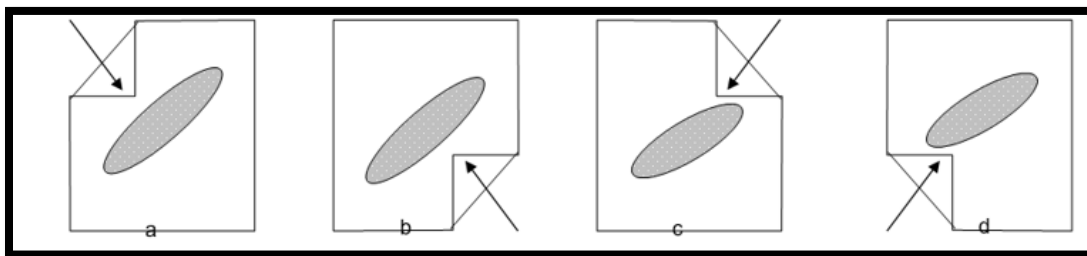


Figura II.1. Secuencia de homogenización de muestra.

- Con ayuda de la espátula se extendió la muestra hasta formar un pastel, marque una cruz para dividir la muestra en cuatro partes como muestra la Figura II.2;

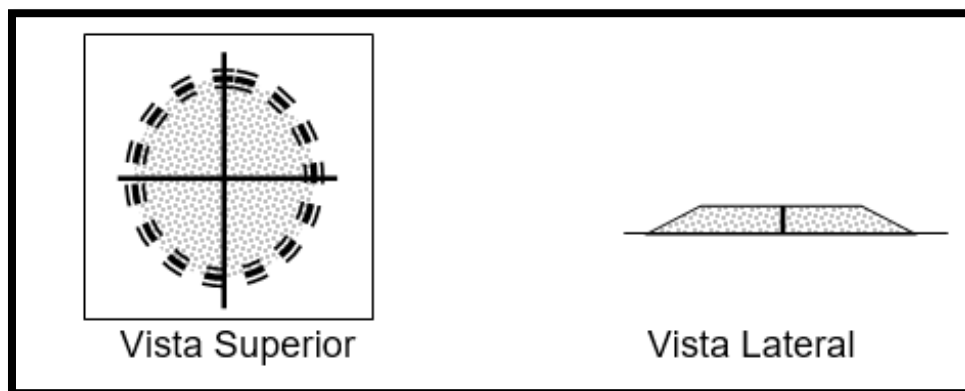


Figura II.2. Muestra cuarteada

- Se separaron cada una de las cuatro partes y tomaron las partes 1 y 3 ó 2 y 4, tal como lo muestra la figura siguiente:

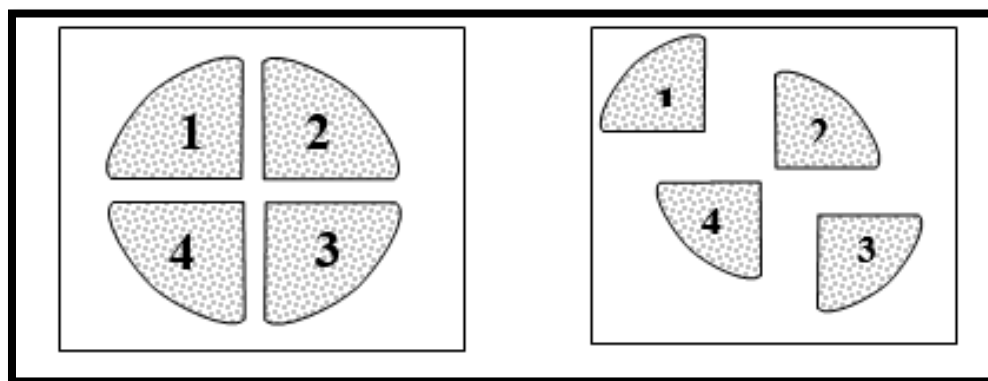


Figura II.3. Partes de la muestra.

- Se juntaron las partes 1 y 3 o 2 y 4 y se pusieron dentro de la charola; y así se repite hasta tener un peso aproximado de esta muestra de $200 \text{ g} \pm 20 \text{ g}$.

3. Procedimiento para pulverización de muestras.

Se depositó la muestra en el tazón del pulverizador, incluyendo los anillos y la rueda siguiendo los pasos a continuación:

- Se tapó el tazón y se colocó en el pulverizador.
- Se bajó la tapa.
- Se ajustó el Set Point del tiempo para pulverizar.
- Se puso en funcionamiento el equipo.
- Una vez que terminó el tiempo programado:
- Se levantó la tapa.
- Se vació la muestra del tazón al tapete ahulado y se homogenizó.
- Se retiró del tazón, tapa, anillo y bola la muestra que le quedo pegada con ayuda de una brocha.
- Se homogenizó y se vació en el sobre o frasco.
- Se limpiaron con aire a presión: el tazón, la tapa, los anillos, y la herramienta utilizada. Cabe mencionar que después de cada muestra preparada, se dió la limpieza correspondiente al equipo y herramientas utilizadas.
- Se envió el sobre al area de vía seca.

4. Procedimiento para análisis vía seca.

El proceso de vía seca se describe a continuación:

- Primero se verifican las muestras que se van a analizar.
- Luego, se preparan los crisoles colocándose en el carrito para manejo de crisoles y se coloca una bolsa sobre los crisoles de barro, se les agregan 110 gr de mixtura a cada crisol, aproximadamente.
- Antes de comenzar a pesar, se realiza una verificación de la balanza.
- Posteriormente se pesan 5 gramos para concentrados, 20 gramos para cabezas y 30 gramos para colas, luego se coloca la muestra en crisol de barro previamente identificado (la balanza transfiere el peso exacto a la hoja abierta en el LIMS).
- Luego se prepara un blanco reactivo con las mismas cantidades de reactivo.
- Se pesan las muestras de control de acuerdo con el producto que se va a analizar.

- En seguida, se adiciona azúcar o nitrato de potasio, según el criterio de la muestra.
- A continuación, se lleva el carro de crisoles con la muestra al área de muflas.
- Se le adiciona una capa de mezcla de bórax y carbonato.
- Después de pesar las muestras se debe dejar limpia y ordenada el área de la balanza donde se pesaron las muestras.
- Se meten a fundir las muestras.
- Se retiran las muestras.
- Dejar enfriar las muestras.
- Sacar y martillar el payon.
- Se pasa a la etapa de copelación.
- Se colocan los payones sobre las copelas.
- Después de 50 minutos retirar la copela de la mufla.
- Dejar enfriar.
- Sacar los botones de Au/Ag.
- Colocar el dore en copela de porcelana.
- Pesar dores (aleación Au-Ag).
- Adicionar ácido nítrico al dore para disolver la plata.
- Decantar muestra y adicionar más ácido nítrico para terminar de disolver la plata.
- Decantar la solución del nitrato de Ag.
- Se pesa el Au.
- Se realizan los cálculos para determinación de Ag.

Apéndice III:

Dentro de esta sección se muestran las pruebas realizadas en las 3 etapas experimentales y el balance metalúrgico.

1. Primera etapa de pruebas experimentales de colectores.

Tabla III.1 Primer etapa experimental

Pruebas	Reactivos evaluados (g/t)							% de Recuperación	
	7310	J-150	J-150-2	J-160	J-160E	J-170	J-170-2	Ag	Pb
Prueba 1	15	0	0	0	0	0	0	88.59	78.13
Prueba 2	8	7	0	0	0	0	0	89.13	77.82
Prueba 3	8	0	7	0	0	0	0	89.49	79.74
Prueba 4	8	0	0	7	0	0	0	90.44	78.90
Prueba 5	8	0	0	0	7	0	0	90.32	77.86
Prueba 6	8	0	0	0	0	7	0	90.43	79.93
Prueba 7	8	0	0	0	0	0	7	89.52	77.53
Prueba 8	15	0	0	0	0	0	0	87.40	78.08
Prueba 9	8	7	0	0	0	0	0	90.08	78.68
Prueba 10	8	0	7	0	0	0	0	90.15	78.31
Prueba 11	8	0	0	7	0	0	0	92.42	77.98
Prueba 12	8	0	0	0	7	0	0	88.71	78.01
Prueba 13	8	0	0	0	0	7	0	91.71	80.14
Prueba 14	8	0	0	0	0	0	7	90.11	78.74
Prueba 15	15	0	0	0	0	0	0	90.94	80.97
Prueba 16	8	7	0	0	0	0	0	94.89	78.60
Prueba 17	8	0	7	0	0	0	0	81.21	79.38
Prueba 18	8	0	0	7	0	0	0	89.37	77.52
Prueba 19	8	0	0	0	7	0	0	88.28	83.07
Prueba 20	8	0	0	0	0	7	0	91.25	83.41

Prueba 21	8	0	0	0	0	0	7	91.84	79.30
Prueba 22	15	0	0	0	0	0	0	87.68	79.32
Prueba 23	8	7	0	0	0	0	0	89.99	79.92
Prueba 24	8	0	7	0	0	0	0	86.80	79.20
Prueba 25	8	0	0	7	0	0	0	89.84	77.62
Prueba 26	8	0	0	0	7	0	0	89.29	78.98
Prueba 27	8	0	0	0	0	7	0	92.20	79.30
Prueba 28	8	0	0	0	0	0	7	89.24	82.34
Prueba 29	15	0	0	0	0	0	0	85.69	83.72
Prueba 30	8	7	0	0	0	0	0	89.11	84.62
Prueba 31	8	0	7	0	0	0	0	88.24	85.15
Prueba 32	8	0	0	7	0	0	0	88.89	84.35
Prueba 33	8	0	0	0	7	0	0	87.18	84.55
Prueba 34	8	0	0	0	0	7	0	87.98	84.97
Prueba 35	8	0	0	0	0	0	7	89.03	86.17
Prueba 36	15	0	0	0	0	0	0	88.05	84.36
Prueba 37	8	7	0	0	0	0	0	88.32	83.78
Prueba 38	8	0	7	0	0	0	0	88.63	84.04
Prueba 39	8	0	0	7	0	0	0	89.93	85.08
Prueba 40	8	0	0	0	7	0	0	89.51	84.38
Prueba 41	8	0	0	0	0	7	0	86.69	84.00
Prueba 42	8	0	0	0	0	0	7	97.21	85.63
Prueba 43	15	0	0	0	0	0	0	88.33	87.14
Prueba 44	8	7	0	0	0	0	0	88.15	87.35
Prueba 45	8	0	7	0	0	0	0	87.68	83.51
Prueba 46	8	0	0	7	0	0	0	87.73	80.59
Prueba 47	8	0	0	0	7	0	0	89.75	79.17
Prueba 48	8	0	0	0	0	7	0	86.88	74.78
Prueba 49	8	0	0	0	0	0	7	88.09	75.88

Prueba 50	15	0	0	0	0	0	0	87.07	84.07
Prueba 51	8	7	0	0	0	0	0	90.55	83.03
Prueba 52	8	0	7	0	0	0	0	86.58	83.59
Prueba 53	8	0	0	7	0	0	0	86.99	83.72
Prueba 54	8	0	0	0	7	0	0	90.37	86.11
Prueba 55	8	0	0	0	0	7	0	89.50	82.31
Prueba 56	8	0	0	0	0	0	7	95.40	83.84

2. Segunda etapa de pruebas experimentales de colectores.

Tabla III.2 Segunda etapa experimental

Pruebas	Reactivos evaluados (g/t)		% de Recuperación	
	7310	J-170-2	Ag	Pb
Prueba 1	15	0	88.6	78.1
Prueba 2	12	3	89.1	77.8
Prueba 3	9	6	89.5	79.7
Prueba 4	6	9	90.4	78.9
Prueba 5	3	12	90.3	77.9
Prueba 6	0	100	90.4	79.9
Prueba 7	15	0	87.4	78.1
Prueba 8	12	3	90.1	78.7
Prueba 9	9	6	90.2	78.3
Prueba 10	6	9	92.2	78.0
Prueba 11	3	12	88.7	78.0
Prueba 12	0	100	91.7	80.1

3. Primera etapa de pruebas experimentales de colectores.

Tabla III.3 Tercera etapa experimental

Pruebas	Reactivos evaluados (g/t)		% de Recuperación	
	7310	J-175 (J-170-2)	Ag	Pb
Prueba 1	15	0	88.59	91.21
Prueba 2	9	6	89.42	89.62
Prueba 3	6	9	90.66	88.59
Prueba 4	3	12	89.68	91.09
Prueba 5	0	15	90.23	90.92
Prueba 6	15	15	91.80	92.01
Prueba 7	15	7	89.75	92.09
Prueba 8	7	15	89.37	91.69
Prueba 9	15	0	88.19	92.12
Prueba 10	9	6	90.96	88.80
Prueba 11	6	9	90.93	90.89
Prueba 12	3	12	89.87	91.59
Prueba 13	0	15	91.90	90.76
Prueba 14	15	15	90.92	91.14
Prueba 15	15	7	85.68	90.74
Prueba 16	7	15	91.00	91.37
Prueba 17	10	10	90.90	92.26
Prueba 18	15	0	x	86.9
Prueba 19	9	6	88.84	88.1
Prueba 20	6	9	86.67	87.7
Prueba 21	3	12	87.46	87.7
Prueba 22	0	15	86.76	87.0
Prueba 23	15	15	88.49	88.9
Prueba 24	15	7	86.79	88.0
Prueba 25	7	15	86.72	87.5
Prueba 26	15	0	86.95	87.9

Prueba 27	9	6	87.70	88.4
Prueba 28	6	9	86.32	87.6
Prueba 29	3	12	88.69	88.0
Prueba 30	0	15	87.31	87.4
Prueba 31	15	15	87.81	89.5
Prueba 32	15	7	88.92	88.9
Prueba 33	7	15	90.04	88.9
Prueba 34	10	10	89.13	94.7
Prueba 35	15	0	87.23	85.67
Prueba 36	9	6	89.05	85.28
Prueba 37	6	9	87.16	85.67
Prueba 38	3	12	88.73	87.20
Prueba 39	0	15	89.00	85.84
Prueba 40	15	15	87.54	86.11
Prueba 41	15	7	85.65	87.06
Prueba 42	7	15	86.66	87.80
Prueba 43	15	0	87.01	85.40
Prueba 44	9	6	86.29	87.54
Prueba 45	6	9	87.69	87.94
Prueba 46	3	12	78.79	88.07
Prueba 47	0	15	85.95	87.13
Prueba 48	15	15	88.48	89.69
Prueba 49	15	7	86.67	86.98
Prueba 50	7	15	86.09	86.74
Prueba 51	10	10	87.11	87.35

4. Balances metalúrgicos tercer etapa experimental

Tabla III.4. Balances metalúrgicos, tercera etapa experimental

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	58.5	6.02	7.65	3988.47	21.62	0.91	13.98	11.58	0.00	0.23	12.65	0.53	8.18	6.78	67.22	88.28	91.87	67.75	25.86	21.09
Cola final	912.9	93.98	0.24	33.96	0.12	0.03	2.57	2.78	0.00	0.03	1.12	0.25	23.46	25.37	32.78	11.72	8.13	32.25	74.14	78.91
Cabeza Calculada	971	100	0.69	272.19	1.42	0.08	3.26	3.31	0.00	0.26	13.77	0.79	31.65	32.15	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	66.6	6.86	7.60	3421.76	18.83	0.80	12.91	13.27	0.00	0.23	12.54	0.53	8.60	8.84	71.89	88.53	91.45	68.96	27.27	26.62
Cola final	904.1	93.14	0.22	32.67	0.13	0.03	2.54	2.69	0.00	0.03	1.17	0.24	22.95	24.36	28.11	11.47	8.55	31.04	72.73	73.38
Cabeza Calculada	971	100	0.73	265.25	1.41	0.08	3.25	3.42	0.00	0.26	13.72	0.77	31.55	33.20	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				PPM		Contenido Metálico (g)				Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	70.9	7.45	7.36	3202.05	17.58	0.76	12.46	13.11	0.00	0.23	12.46	0.54	8.83	9.30	72.24	89.17	91.89	67.92	28.40	28.41
Cola final	880.5	92.55	0.23	31.31	0.12	0.03	2.53	2.66	0.00	0.03	1.10	0.25	22.27	23.43	27.76	10.83	8.11	32.08	71.60	71.59
Cabeza Calculada	951	100	0.76	267.65	1.43	0.08	3.27	3.44	0.00	0.25	13.56	0.79	31.11	32.72	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				PPM		Contenido Metálico (g)				Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	68.6	7.20	7.65	3213.54	17.99	0.77	12.62	13.40	0.00	0.22	12.35	0.53	8.66	9.20	73.64	89.94	91.66	69.36	27.55	26.76
Cola final	884.2	92.80	0.21	27.91	0.13	0.03	2.58	2.85	0.00	0.02	1.12	0.23	22.79	25.17	26.36	10.06	8.34	30.64	72.45	73.24
Cabeza Calculada	953	100	0.75	257.39	1.41	0.08	3.30	3.61	0.00	0.25	13.47	0.76	31.45	34.37	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				PPM		Contenido Metálico (g)				Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	73.2	7.67	6.84	2994.28	16.85	0.74	12.94	13.55	0.00	0.22	12.34	0.54	9.48	9.92	72.09	88.75	91.57	71.12	30.95	31.42
Cola final	881.7	92.33	0.22	31.52	0.13	0.02	2.40	2.46	0.00	0.03	1.14	0.22	21.14	21.65	27.91	11.25	8.43	28.88	69.05	68.58
Cabeza Calculada	955	100	0.73	258.70	1.41	0.08	3.21	3.31	0.00	0.25	13.47	0.76	30.62	31.57	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	81.1	8.47	6.67	2775.14	15.70	0.69	13.16	13.56	0.00	0.23	12.73	0.56	10.67	11.00	75.81	90.07	92.47	73.74	34.18	37.22
Cola final	876.4	91.53	0.20	28.31	0.12	0.02	2.34	2.12	0.00	0.02	1.04	0.20	20.55	18.55	24.19	9.93	7.53	26.26	65.82	62.78
Cabeza Calculada	957	100	0.75	260.97	1.44	0.08	3.26	3.09	0.00	0.25	13.77	0.76	31.22	29.54	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	72.8	7.68	7.19	3008.31	17.01	0.75	12.47	13.59	0.00	0.22	12.38	0.54	9.07	9.89	73.24	89.10	92.30	70.66	29.32	31.62
Cola final	874.9	92.32	0.22	30.61	0.12	0.03	2.50	2.44	0.00	0.03	1.03	0.23	21.87	21.39	26.76	10.90	7.70	29.34	70.68	68.38
Cabeza Calculada	948	100	0.75	259.24	1.41	0.08	3.26	3.30	0.00	0.25	13.41	0.77	30.94	31.28	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	64.7	6.77	7.59	3391.18	19.17	0.85	14.46	11.82	0.00	0.22	12.40	0.55	9.36	7.65	71.28	88.74	91.41	69.75	29.79	22.13
Cola final	891.1	93.23	0.22	31.26	0.13	0.03	2.47	3.02	0.00	0.03	1.17	0.24	22.05	26.92	28.72	11.26	8.59	30.25	70.21	77.87
Cabeza Calculada	956	100	0.72	258.72	1.42	0.08	3.29	3.62	0.00	0.25	13.57	0.79	31.41	34.57	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	62.8	6.58	8.00	3477.85	19.55	0.82	11.75	11.99	0.00	0.22	12.28	0.52	7.38	7.53	70.87	87.95	91.42	67.71	24.13	24.42
Cola final	891.8	93.42	0.23	33.57	0.13	0.03	2.60	2.61	0.00	0.03	1.15	0.25	23.20	23.30	29.13	12.05	8.58	32.29	75.87	75.58
Cabeza Calculada	955	100	0.74	260.17	1.41	0.08	3.20	3.23	0.00	0.25	13.43	0.76	30.58	30.83	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	67.6	7.06	7.59	3285.37	18.39	0.79	12.10	13.17	0.00	0.22	12.43	0.53	8.18	8.90	72.29	88.80	91.49	69.84	26.73	29.26
Cola final	890.5	92.94	0.22	31.44	0.13	0.03	2.52	2.42	0.00	0.03	1.16	0.23	22.42	21.53	27.71	11.20	8.51	30.16	73.27	70.74
Cabeza Calculada	958	100	0.74	261.03	1.42	0.08	3.19	3.18	0.00	0.25	13.59	0.76	30.60	30.43	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	71.8	7.49	7.24	3116.64	17.43	0.77	12.82	13.68	0.00	0.22	12.52	0.55	9.21	9.83	73.56	89.20	91.63	71.31	29.44	31.55
Cola final	887.5	92.51	0.21	30.55	0.13	0.03	2.49	2.40	0.00	0.03	1.14	0.22	22.07	21.32	26.44	10.80	8.37	28.69	70.56	68.45
Cabeza Calculada	959	100	0.74	261.62	1.42	0.08	3.26	3.25	0.00	0.25	13.66	0.77	31.28	31.15	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	73.1	7.60	7.28	3022.76	17.01	0.75	12.99	13.15	0.00	0.22	12.44	0.55	9.50	9.62	76.94	89.34	91.70	72.52	30.41	29.82
Cola final	888.6	92.40	0.18	29.68	0.13	0.02	2.45	2.55	0.00	0.03	1.13	0.21	21.74	22.64	23.06	10.66	8.30	27.48	69.59	70.18
Cabeza Calculada	962	100	0.72	257.29	1.41	0.08	3.25	3.35	0.00	0.25	13.57	0.76	31.24	32.26	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	77.8	8.08	6.91	2854.40	15.99	0.73	13.64	13.47	0.00	0.22	12.44	0.57	10.62	10.48	74.58	89.88	91.87	72.76	34.49	33.52
Cola final	885.0	91.92	0.21	28.25	0.12	0.02	2.28	2.35	0.00	0.03	1.10	0.21	20.16	20.79	25.42	10.12	8.13	27.24	65.51	66.48
Cabeza Calculada	963	100	0.75	256.64	1.41	0.08	3.20	3.25	0.00	0.25	13.54	0.78	30.78	31.27	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	69.6	7.30	7.49	3174.18	17.75	0.78	13.37	13.61	0.00	0.22	12.36	0.55	9.31	9.47	73.49	89.15	90.69	75.55	30.40	33.55
Cola final	883.4	92.70	0.21	30.45	0.14	0.02	2.41	2.12	0.00	0.03	1.27	0.18	21.30	18.76	26.51	10.85	9.31	24.45	69.60	66.45
Cabeza Calculada	953	100	0.74	260.09	1.43	0.08	3.21	2.96	0.00	0.25	13.62	0.72	30.61	28.24	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	78.1	8.09	6.66	2816.03	15.81	0.74	14.25	13.71	0.00	0.22	12.35	0.58	11.13	10.71	75.46	88.89	90.71	76.68	34.67	30.75
Cola final	887.4	91.91	0.19	30.98	0.14	0.02	2.36	2.72	0.00	0.03	1.26	0.18	20.98	24.12	24.54	11.11	9.29	23.32	65.33	69.25
Cabeza Calculada	966	100	0.71	256.34	1.41	0.08	3.33	3.61	0.00	0.25	13.61	0.75	32.12	34.83	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	39.8	3.88	8.72	4182.71	19.61	0.89	13.89	11.57	0.0003	0.17	7.80	0.35	5.52	4.60	60.40	84.70	86.87	61.26	22.97	14.64
Cola final	985.7	96.12	0.23	30.47	0.12	0.02	1.88	2.72	0.0002	0.03	1.18	0.22	18.51	26.80	39.60	15.30	13.13	38.74	77.03	85.36
Cabeza Calculada	1025	100	0.56	191.43	0.88	0.06	2.34	3.06	0.0006	0.20	8.97	0.58	24.03	31.40	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	50.5	4.91	7.31	3304.12	15.84	0.73	12.24	14.65	0.0004	0.17	7.99	0.37	6.17	7.39	64.97	86.08	88.05	62.79	25.72	24.29
Cola final	977.7	95.09	0.20	27.58	0.11	0.02	1.82	2.36	0.0002	0.03	1.08	0.22	17.83	23.03	35.03	13.92	11.95	37.21	74.28	75.71
Cabeza Calculada	1028	100	0.55	188.39	0.88	0.06	2.33	2.96	0.0006	0.19	9.08	0.59	24.00	30.42	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	53.2	5.14	6.96	3111.40	14.82	0.71	11.73	14.99	0.0004	0.17	7.89	0.38	6.24	7.98	64.98	86.20	87.69	66.05	25.48	25.79
Cola final	982.9	94.86	0.20	26.97	0.11	0.02	1.86	2.34	0.0002	0.03	1.11	0.19	18.26	22.96	35.02	13.80	12.31	33.95	74.52	74.21
Cabeza Calculada	1036	100	0.55	185.38	0.87	0.06	2.36	2.99	0.0006	0.19	8.99	0.57	24.50	30.93	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE DE FLOTACIÓN																				
Productos	Peso (g)	Peso (%)	PPM		Grado (%)				Contenido Metálico (g)						Recuperación (%)					
			Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe	Au	Ag	Pb	Cu	Zn	Fe
Conc. Pb	53.5	5.17	6.96	3111.40	14.82	0.71	11.73	14.99	0.0004	0.17	7.93	0.38	6.28	8.02	65.44	86.28	87.74	64.36	26.34	29.21
Cola final	980.4	94.83	0.20	26.98	0.11	0.02	1.79	1.98	0.0002	0.03	1.11	0.21	17.55	19.43	34.56	13.72	12.26	35.64	73.66	70.79
Cabeza Calculada	1034	100	0.55	186.53	0.87	0.06	2.30	2.65	0.0006	0.19	9.03	0.59	23.82	27.45	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Apéndice IV:

1. Composición mineralógica modal

Tabla IV.1 Composición mineralógica modal (Nuño, 2023).

Grupo	Mineral	Fórmula	Composición Mineralógica (% peso)				
			Cabeza Pb	Conc Pb	Conc Zn	Cola Pb	Cola Zn
Sulfuros	Galena	PbS	1.08	40.32	1.42	0.15	0.09
	Esfalerita	(Zn,Fe)S	3.74	22.67	90.74	3.16	0.37
	Calcopirita	CuFeS ₂	0.18	4.37	1.89	0.11	0.05
	Pirita	FeS ₂	4.55	7.20	1.56	3.84	4.01
	Pirrotita	Fe _{1-x} S	0.16	0.12	0.22	0.11	0.13
	Arsenopirita	FeAsS	0.47	0.41	0.21	0.42	0.43
*Especies de Oro y Plata	Ag nativa	Ag	0.00018	0.00146	0.00054	-	0.00001
	Argentita	Ag ₂ S	0.00703	0.33254	0.02752	0.00201	0.00134
	Pirargirita	Ag ₃ SbS ₃	0.01411	0.42189	0.04242	0.00256	0.00122
	Polibasita	(Ag ₃ CuS ₄)(Ag ₄ Cu ₂ Sb _{1.25} As _{0.75} S ₇)	0.00415	0.15698	0.01767	0.00045	0.00022
	Freibergita	(Ag _{0.3} Cu _{0.6} Fe _{0.7} Zn _{0.1}) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃ *	0.00516	0.15636	0.00770	0.00115	0.00099
	Aguilarita	Ag ₄ SeS	0.00061	0.01011	0.00314	0.00012	0.00014
Gangas	Cuarzo	SiO ₂	39.54	6.66	1.47	40.98	41.69
	Ortoclasa	K(AlSi ₃ O ₈)	15.86	8.62	0.70	16.71	17.71
	Albita	Na(AlSi ₃ O ₈)	7.82	1.91	0.33	8.21	8.62
	Calcita	Ca(CO ₃)	11.60	1.10	0.26	10.92	11.39
	Clorita	(Al,Mg,Fe _x) ₁₀ (Si,Al) ₈ O ₁₀	2.06	0.65	0.08	1.88	2.05
	Biotita	K(Mg,Fe) ₃ AlSi ₃ O ₁₀ (OH) ₂	1.56	0.61	0.01	1.60	1.49
	Muscovita	KAl ₂ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₂	2.12	1.01	0.10	2.44	2.35
	Wollastonita	CaSiO ₃	3.03	0.17	0.10	3.58	3.44
	Actinolita	Ca ₂ (Mg,Fe) ₅ Si ₆ O ₂₂ (OH) ₂	0.94	0.31	0.08	1.09	1.13
	Óxidos Fe	FexOy	2.49	1.27	0.43	2.25	2.34
	Grosularita	Ca ₃ Al ₂ Si ₃ O ₁₂	0.81	0.31	0.08	0.86	0.88
	Ankerita	Ca(Mg,Fe)(CO ₃) ₂	0.41	0.13	0.03	0.30	0.39
	Andradita	Ca ₃ Fe ₂ (SiO ₄) ₃	0.11	0.03	0.01	0.14	0.15
	Kaolinita	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	0.14	0.02	0.00	0.09	0.13
	Titanita	CaTiSiO ₅	0.35	0.17	0.00	0.28	0.28
	Rutilo	TiO ₂	0.28	0.36	0.00	0.31	0.31
	Fluorita	CaF ₂	0.25	0.02	0.00	0.23	0.20
	Willemita	Zn ₂ SiO ₄	0.00	0.01	0.02	0.00	0.00
	Otros	-	0.43	0.49	0.17	0.35	0.39

* Fórmula aproximada