

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERÍA
METALÚRGICA



T E S I S

**Tratamiento de los minerales polimetálicos para el incremento de la
recuperación del concentrado de plomo en la Unidad Minera El
Porvenir Milpo – Pasco – 2023**

**Para optar el título profesional de
Ingeniero Metalurgista**

Autores:

Bach. Adhair Jesús LUCAS PICOY

Bach. Miguel Angel SIMON MARTINEZ

Asesor:

Dr. Hildebrando Anival CONDOR GARCIA

Cerro de Pasco – Perú – 2024

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERÍA
METALÚRGICA



T E S I S

**Tratamiento de los minerales polimetálicos para el incremento de la
recuperación del concentrado de plomo en la Unidad Minera El
Porvenir Milpo – Pasco – 2023**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Dr. Jonás Ananías RAMOS MARTINEZ
PRESIDENTE

Dr. Ramiro SIUCE BONIFACIO
MIEMBRO

Mg. José Elí CASTILLO MONTALVAN
MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides
Carrión Facultad de Ingeniería
Unidad de Investigación

INFORME DE ORIGINALIDAD N°184-2024-UNDAC/UIFI

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión en mérito al artículo 23° del Reglamento General de Grados Académicos y Títulos Profesionales aprobado en Consejo Universitario del 21 de abril del 2022, La Tesis ha sido evaluado por el software antiplagio Turnitin Similarity, que a continuación se detalla:

Tesis:

**Tratamiento de los minerales polimetálicos para el
incremento de la recuperación del concentrado de plomo en la
Unidad Minera El Porvenir Milpo – Pasco – 2023**

Apellidos y nombres de los tesistas:

**Bach. LUCAS PICOY, Adhair Jesús
Bach. SIMON MARTINEZ, Miguel Angel**

Apellidos y nombres del Asesor:

Dr. CONDOR GARCIA, Hildebrando Anival

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería Metalúrgica

Índice de Similitud

27 %

APROBADO

Se informa el Reporte de evaluación del software similitud para los fines pertinentes:

Cerro de Pasco, 21 de octubre del 2024



Firmado digitalmente por MEJIA
CACERES Reynaldo FAU
20154605046 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 21.10.2024 11:04:04 -05:00

DEDICATORIA

A nuestros padres y hermanos por ser la razón fundamental de lo que somos, por su apoyo incondicional durante nuestra estadía universitaria. Todo este esfuerzo ha sido posible gracias a ellos.

AGRADECIMIENTO

Agradecimiento especial a Dios por el privilegio de poder tener la salud y sabiduría para poder llevar a cabo el presente trabajo de investigación.

Al Ing. Amarildo, TAMAYO TICONA – JEFE DE METALURGIA de la Empresa Minera Nexa Resources el Porvenir S.A.C, por sus consejos y apoyo en el desarrollo de este trabajo de investigación, un gran amigo y un ejemplo a seguir.

Al Ing. Walter, GUADALUPE – SUPERVISOR DE METALURGIA de la Empresa Minera Nexa Resources el Porvenir S.A.C, Por su apoyo, comprensión y consejos como un gran amigo.

Finalmente, un agradecimiento especial a todos los Catedráticos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica por sus enseñanzas, consejos, comprensión y recomendaciones para mi desarrollo profesional dentro del ámbito minero.

Los autores

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo *el tratamiento de los minerales polimetálicos se debe de determinar la influencia de los colectores AP-3418, Z-11 para incrementar la recuperación del concentrado de plomo en la Unidad Minera El Porvenir*. Para ello se ha determinado que el tipo de investigación es la aplicada con el método científico y el diseño de la investigación es la experimental, contando para ello que actualmente la empresa Nexa Resources S.A.C., se viene usando el colector AEROPHINE 3418, y Z-11 en el circuito de flotación Bulk, obteniendo concentrados de plomo y cobre por debajo del estándar en cuanto a calidad y % de recuperación del valor metálico.

En el presente trabajo de investigación, se ha realizado pruebas de flotación Bulk a escala laboratorio, haciendo uso del Colector AP-3418, Z-11 aumentando su grado de liberación, con el objetivo básico de optimizar y garantizar la calidad de concentrado y su recuperación en la Empresa.

Se realizó 9 pruebas de laboratorio con parámetros de flotación estándar y haciendo uso del Colector AP-3418, Z-11, variando su grado de liberación, las pruebas se realizaron durante el mes de junio, obteniendo resultados de recuperación de valor metálico superiores al estándar.

Como conclusión podemos decir que aplicando la prueba a condiciones normales en la flotación Bulk tenemos una recuperación de 83,55% de Pb, con 62,92% de Ag, Siendo las condiciones de operación de la flotación Bulk. De las pruebas realizadas se concluye que la recuperación de plomo en el concentrado es afectada principalmente por la granulometría: incrementando el grado de molienda se obtiene mayores recuperaciones. Se logró incrementar la recuperación del plomo de 83,55%, obtenida en la prueba a 85,53 % a nivel laboratorio; optimizando las variables

principales de mayor influencia como: grado de molienda, incrementando a 55 % - malla 200 manteniendo la dosificación de AP-3418 a 19,4 g/t. La calidad de concentrado bulk es buena con un grado de liberación de 48,71% en la flotación Bulk tenemos una recuperación de 85,53% de Pb, con 74,33% de Ag.

Palabras claves: tratamiento de polimetálicos, incremento de la recuperación del plomo.

Los autores

ABSTRACT

The objective of this research work is to determine the influence of the ap-3418, z-11 collectors to increase the recovery of lead concentrate in the el porvenir mining unit. to this end, it has been determined that the type of research is applied with the scientific method and the design of the research is cyclical experimentation, currently, the company Nexa Resources S.A.C., has been using the AEROPHINE 3418 collector, and Z-11 in the Bulk flotation circuit, obtaining lead and copper concentrates below the standard in terms of quality and % recovery of the metallic value.

In the present research work, Bulk flotation tests have been carried out on a laboratory scale, using the AP-3418, Z-11 Collector, increasing its degree of release, with the basic objective of optimizing and guaranteeing the quality of the concentrate and its recovery. in the company.

Nine laboratory tests were carried out with standard flotation parameters and using the AP-3418, Z-11 Collector, varying its degree of release, the tests were carried out during the month of June, obtaining metallic value recovery results higher than the standard.

As a conclusion we can say that applying the test to normal conditions in the Bulk float we have a recovery of 83.55% of Pb, with 62.92% of Ag, being the operating conditions of the Bulk float. From the tests carried out, it is concluded that the recovery of lead in the concentrate is mainly affected by the granulometry: increasing the degree of grinding results in greater recoveries. It was possible to increase the lead recovery of 83.55%, obtained in the test 85.53% at the laboratory level; optimizing the main variables of greatest influence such as: degree of grinding, increasing to 55 % - 200 mesh maintaining the dosage of AP-3418 at 19.4 g/t. The quality of bulk concentrate is good with a release rate of 48.71% in the bulk flotation

we have a recovery of 85.53% Pb, with 74.33% Ag.

Key words: treatment of polymetallics, increase in lead recovery.

INTRODUCCIÓN

El estudio es evaluar el efecto del reactivo AP-3418, Z-11 y su grado de liberación en la flotación de plomo, sin afectar la calidad del concentrado y la recuperación. La Empresa Minera Nexa Resources S.A.C. decidió realizar las pruebas metalúrgicas con el mineral compósito para realizar el tratamiento de los minerales polimetálicos con la finalidad de incrementar la recuperación del concentrado de plomo.

El trabajo de investigación se ha realizado en los laboratorios de la planta concentradora de El Porvenir con la finalidad de realizar investigaciones referentes a los minerales polimetálicos con la finalidad de reducir los costos de operación y mejorar la calidad y recuperación del concentrado bulk entre ellos el concentrado de plomo, al tratar el mineral con los reactivos colectores AP-3418 y Z-11, nos dio buenos resultados como se manifiesta en el resumen.

La producción de la investigación se estructura según las directrices de grados y títulos, que engloban:

La primera sección Se define el problema de investigación, seguido del problema, su definición, el objetivo, el fundamento de la investigación y las limitaciones de la investigación

El siguiente capítulo se titula capítulo II Los principios teóricos abarcan el estudio de los antecedentes, las bases teóricas de la ciencia, la definición de términos básicos, hipótesis, identificación de variables y definición operativa de variables e indicadores

El próximo capítulo comienza el III Los métodos y métodos empleados en la investigación incluyen metodología de investigación, diseño, muestreo, instrumentación, recopilación de datos, análisis estadístico, selección estadística,

validación y consideraciones éticas

El siguiente capítulo se encuentra el IV Discusión y descripción de resultados, incluyendo la descripción, presentación, análisis e interpretación de los resultados obtenidos mediante el trabajo de campo, así como la prueba y discusión de hipótesis

El manuscrito contiene un resumen, sugerencias, bibliografía y material complementario.

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la investigación.....	2
1.3. Formulación del problema	2
1.3.1. Problema general.....	2
1.3.2. Problemas específicos	2
1.4. Formulación de objetivos.....	3
1.4.1. Objetivo general	3
1.4.2. Objetivos específicos	3
1.5. Justificación del problema	3
1.6. Limitaciones de la investigación.....	4

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio	5
2.2. Bases teóricas-científicas	8
2.2.1. Planta Concentradora El Porvenir	8
2.2.2. Flotación de minerales.	17

2.2.3.	Evaluación de reactivos.....	18
2.2.4.	Descripción de la sección flotación.....	31
2.3.	Definición de términos básicos	35
2.4.	Formulación de hipótesis	36
2.4.1.	Hipótesis general	36
2.4.2.	Hipótesis específico	36
2.5.	Identificación de las variables.....	36
2.5.1.	Variables independientes (X).....	36
2.5.2.	Variables dependientes (Y).....	36
2.5.3.	Variables intervinientes.....	36
2.6.	Definición operacional de variables e indicadores	37

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1.	Tipo de Investigación.....	38
3.2.	Nivel de investigación.....	38
3.3.	Método de investigación	38
3.4.	Diseño de investigación	39
3.5.	Población y muestra.....	40
3.5.1.	Población.....	40
3.5.2.	Muestra.....	41
3.6.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	43
3.7.	Selección, validación y confiabilidad de instrumentos de estudio.....	44
3.8.	Técnicas de procesamiento y análisis de datos	45
3.9.	Tratamientos estadísticos	45
3.10.	Orientación ética filosófica y epistémica	45

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	46
4.1.1. Análisis mineralógico.....	46
4.1.2. Prueba de moliendabilidad.....	48
4.1.3. Reporte de ensayos del concentrado y recuperación del plomo en operación estándar.....	51
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados	52
4.2.1. Prueba de flotación N° 1	52
4.2.2. Prueba de flotación N° 2	55
4.2.3. Prueba de flotación N° 3	58
4.2.4. Prueba de flotación N° 4	61
4.2.5. Prueba de flotación N° 5	64
4.2.6. Prueba de flotación N° 6	67
4.2.7. Prueba de flotación N° 7	70
4.2.8. Prueba de flotación n° 8	73
4.2.9. Prueba de flotación N° 9	76
4.2.10. Planificación del diseño experimental	79
4.3. Prueba de hipótesis.....	83
4.4. Discusión de resultados.....	85

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

ANEXOS

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Definición de Variables.....	37
Tabla 2: Población y muestra	40
Tabla 3: Análisis Químico de la ley de cabeza para flotación	46
Tabla 4: Microscopía Óptica de concentrado Bulk	47
Tabla 5: Moliendabilidad del Mineral polimetálico	49
Tabla 6: Moliendabilidad del mineral polimetálico	49
Tabla 7: Moliendabilidad del mineral polimetálico	49
Tabla 8: Pruebas Flotación Rougher Circuito Bulk	51
Tabla 9: Ensayos del concentrado de plomo	52
Tabla 10: Resultados Metalúrgicos	53
Tabla 11: Resultados Metalúrgicos	54
Tabla 12: Resultados Metalúrgicos	54
Tabla 13: Resultados Metalúrgicos	54
Tabla 14: Resultados Metalúrgicos	56
Tabla 15: Resultados Metalúrgicos	57
Tabla 16: Resultados Metalúrgicos	57
Tabla 17: Resultados Metalúrgicos	57
Tabla 18: Resultados Metalúrgicos	59
Tabla 19: Resultados Metalúrgicos	60
Tabla 20: Resultados Metalúrgicos	60
Tabla 21: Resultados Metalúrgicos	60
Tabla 22: Resultados Metalúrgicos	62
Tabla 23: Resultados Metalúrgicos	63
Tabla 24: Resultados Metalúrgicos	63

Tabla 25: Resultados Metalúrgicos	63
Tabla 26: Resultados Metalúrgicos	65
Tabla 27: Resultados Metalúrgicos	66
Tabla 28: Resultados Metalúrgicos	66
Tabla 29: Resultados Metalúrgicos	66
Tabla 30: Resultados Metalúrgicos	68
Tabla 31: Resultados Metalúrgicos	69
Tabla 32: Resultados Metalúrgicos	69
Tabla 33: Resultados Metalúrgicos	69
Tabla 34: Resultados Metalúrgicos	71
Tabla 35: Resultados Metalúrgicos	72
Tabla 36: Resultados Metalúrgicos	72
Tabla 37: Resultados Metalúrgicos	72
Tabla 38: Resultados Metalúrgicos	74
Tabla 39: Resultados Metalúrgicos	75
Tabla 40; Resultados Metalúrgicos	75
Tabla 41: Resultados Metalúrgicos	75
Tabla 42: Resultados Metalúrgicos	77
Tabla 43: Resultados Metalúrgicos	78
Tabla 44: Resultados Metalúrgicos	78
Tabla 45: Resultados Metalúrgicos	78
Tabla 46: Resultados Metalúrgicos	79
Tabla 47: Diseños de las pruebas experimentales	80
Tabla 48: Efectos estimados recuperación de Pb	80
Tabla 49: Análisis de Varianza para Recuperación de Pb.....	81

Tabla 50: Coeficiente de regresión para recuperación Pb	82
Tabla 51: Optimizar Respuesta	82
Tabla 52: Dosificación del reactivo.....	84
Tabla 53: Matriz de Consistencia	111
Tabla 54: Balance Metalúrgico Pruebas estándar	106
Tabla 55: Balance Metalúrgico Pruebas Xantato	106
Tabla 56: Balance Metalúrgico Prueba A3418	107
Tabla 57: Balance Metalúrgico Pruebas estándar	107
Tabla 58: Balance Metalúrgico Pruebas Xantato	108
Tabla 59: Balance Metalúrgico Pruebas A3418.....	108
Tabla 60: Balance Metalúrgico Pruebas estándar	109
Tabla 61: Balance Metalúrgico Pruebas Xantato	109
Tabla 62: Balance Metalúrgico Pruebas A3418.....	110

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Circuito de chancado fase I Y II	9
Figura 2: Circuito de molienda Fase III	11
Figura 3: Circuito de eliminación de agua fase III	15
Figura 4: Espumantes	19
Figura 5: Diagrama de pruebas de flotación.....	40
Figura 6: Concentrado Bulk (Cu-Pb)	47
Figura 7: Moliendabilidad de Mineral de Prueba.....	50
Figura 8: Moliendabilidad de Mineral de Prueba.....	50
Figura 9: Moliendabilidad de Mineral de Prueba.....	51
Figura 10: Efectos principales	80
Figura 11: Interacción de los factores principales	81
Figura 12: Contorno de la Superficie respuesta	83
Figura 13: Superficie respuesta	83
Figura 14: Gráfica de distribución.....	84
Figura 15: Concentrado de plomo	93
Figura 16: Concentrado de plomo	93
Figura 17: Concentrado de zinc.....	94
Figura 18: Concentrado de zinc.....	94
Figura 19: Concentrado de Cobre.....	95
Figura 20: Concentrado de cobre	95
Figura 21: Composito de relave	96
Figura 22: Composito de relave	96
Figura 23: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación.....	97
Figura 24: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación.....	98

Figura 25: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación.....	99
Figura 26: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación.....	100
Figura 27: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación.....	101
Figura 28: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación.....	102
Figura 29: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación.....	103
Figura 30: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación.....	104
Figura 31: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación.....	105
Figura 32: Muestreo de mineral	112
Figura 34: Pesado de mineral	112
Figura 35: Cuarteo de mineral	112
Figura 33: Molienda del mineral	112
Figura 36: Muestra de concentrado	113
Figura 37: Productos de Flotación.....	113
Figura 38: Flotación de minerales	113
Figura 39: Productos de flotación.....	113
Figura 40: Dosificación del reactivo	113
Figura 41: Mineral molido.....	113

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

La empresa conocida como nexa resources sac Actualmente explota minerales polimetálicos y es uno de los mayores productores de zinc, plomo y cobre del mundo opera en el corazón del país y se beneficia de los minerales de zinc, plomo y cobre que se extraen de la planta La unidad minera el porvenir, en la zona de cerro de pasco, es rica en minerales polimetálicos, entre ellos cobre, plomo, zinc y plata.

La planta concentradora el porvenir procesa minerales polimetálicos de manera compleja y utiliza agregados agrícolas para obtener pb, cu y zn El distrito de la provincia de san francisco de yarusyacán y la región de pasco son las fuentes de estos minerales, los cuales se forman combinando minerales metalíferos con altos niveles de pirita FeS_2 , esfalerita ZnS , calcopirita $PbCuS_2$ y galena PbS Los minerales polimetálicos complejos, que exhiben distintas características de sulfuro, presentan un obstáculo importante para el proceso de flotación Las dificultades de la planta concentradora con el concentrado

polimetálico incluyen variación de leyes, recuperación de concentrado de plomo, recuperación de concentrado de cobre y concentrado de zinc, y el incumplimiento de las pautas de calidad del concentrado Asimismo, las recuperaciones por debajo de los estándares establecidos requirieron nuestra investigación de las variables para mejorar la ley del concentrado y la recuperación, por lo que estamos planeando estudiar el reactivo de flotación y el grado de liberación.

1.2. Delimitación de la investigación.

El trabajo de investigación se plantea realizar en los meses de abril, mayo, junio, julio, agosto y setiembre del año 2023.

El trabajo de investigación se realizará en el circuito de flotación de plomo tomando muestras del compósito de los minerales polimetálicos, como también se desarrollará pruebas en el laboratorio experimental de química y metalúrgico y los cálculos se harán en la oficina de la planta.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿En el tratamiento de los minerales polimetálicos, cómo influye el colector AP-3418, xantato en el incremento de la recuperación del concentrado de plomo en la Unidad Minera El Porvenir?

1.3.2. Problemas específicos

1. ¿Cómo influye la granulometría del mineral en el proceso de flotación en el incremento de la recuperación del concentrado del Plomo?
2. ¿Cuál será la malla de liberación de las partículas de mineral para la recuperación del concentrado de plomo?

3. ¿Cuál es la dosificación de Z-11 y AP-3418 en las condiciones actuales de flotación de Plomo para el mejoramiento de la calidad y la recuperación del concentrado de Pb con?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

En el tratamiento de los minerales polimetálicos, Determinar la influencia de los colectores AP-3418, Z-11 para el incremento de la recuperación del concentrado de plomo en la Unidad Minera El Porvenir.

1.4.2. Objetivos específicos

1. En el tratamiento de los minerales polimetálicos, determinar la influencia de la granulometría del mineral en el proceso de flotación en el incremento de la recuperación del concentrado del Plomo.
2. Determinar la malla de liberación de las partículas de mineral para la recuperación del concentrado de plomo.
3. Determinar la dosificación de Z-11 y AP-3418 en las condiciones actuales de flotación de Plomo para el mejoramiento de la calidad y la recuperación del concentrado de Pb con.

1.5. Justificación del problema

El presente trabajo de investigación buscará un método de tratamiento para mejorar la recuperación de concentrado de plomo utilizando el método convencional de flotación. Esto permitirá obtener productos con leyes comerciales y recuperaciones aceptables para que la actividad sea rentable. Esta investigación será la base para el desarrollo de un estudio a nivel planta para generar y mejorar la calidad del concentrado.

El proceso de tratamiento de minerales polimetálicos en la unidad de minería El cuidado estricto del medio ambiente es lo que hace posible el porvenir.

El objetivo de la investigación es reducir los costos de producción y aumentar los recursos gananciales de la empresa.

La recuperación y calidad del concentrado de plomo en la flotación de polimetálica, nos brinda mayor información para un óptimo tratamiento metalúrgico. Con una adecuada caracterización del mineral desde el comienzo de explotación del yacimiento. Es decir, conocer que minerales se tiene y el valor económico que representa, los tipos de ganga que van acompañado y su repercusión de comportamiento frente a un tratamiento metalúrgico. En el trabajo de investigación, podremos optimizar el proceso o mejorar en el uso de los reactivos, aumentar la recuperación de minerales valiosos, minimiza el riesgo de las nuevas operaciones y el incremento en las utilidades económicas al tratar el mineral polimetálico.

1.6. Limitaciones de la investigación.

Debido al apoyo de la gerencia de la planta concentradora y el jefe de laboratorio, la investigación metalúrgica se ha desarrollado sin restricciones. En cuanto a las pruebas experimentales, tampoco había restricciones porque teníamos los insumos y materiales a nuestra disposición y el apoyo del jefe de laboratorio. Además, en la planta concentradora, los jefes de guardia de planta nos ayudaron con el control de la dosificación y la toma de muestras, lo que facilitó el trabajo.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

Los bachilleres ALVINO JUSTO E. T. y VALLE CCANTO F. L. (2019) cuyo título es INCREMENTO DE LA RECUPERACIÓN DE COBRE A PARTIR DE MINERALES POLIMETÁLICOS EN LA UNIDAD MINERA CERRO LINDO – NEXA RESOURCES”. En su resumen manifiesta que:

La producción de la Unidad Minera de Cerro Lindo P-Bu-Zn-Cu-Ag incluye concentrados de estroncio, que se combinan con ciertos materiales plásticos y agregados a través del proceso de flotación. El concentrado de cobre tiene una baja producción de cobre y regularmente contiene altas cantidades de minerales de plomo, zinc y hierro. El análisis se realiza mediante un minucioso estudio químico y mineralógico de los productos, además de considerar la típica concentración de cobre en concentrados de cobre, utilizando un enfoque modular que se basa en la concentración de minerales de cobre en su totalidad. El objetivo principal es incrementar la selectividad y la recuperación del cobre

concentrado a través de la investigación y experimentación adicionales que se ajustan a los requisitos del análisis modular. En los "distintos productos químicos y minerales de estudio" y en el estudio de la concentración de flotación de minerales de cobre, basado en los resultados.

AZAÑERO ORTIZ A. (et al., 2013) cuya investigación está titulado como **FLOTACIÓN DE MINERALES POLIMETÁLICOS SULFURADOS DE Pb, Cu y Zn** en su resumen manifiestan que Los minerales sulfurados polimetálicos son extremadamente comunes en la naturaleza, especialmente en nuestro país, por lo tanto, es de suma importancia estudiar su comportamiento en relación a la flotación diferencial. Algunos minerales son fáciles de flotar, mientras que otros son más complejos debido a diversos factores. Los minerales más difíciles incluyen aquellos que tienen una activación natural de la esfalerita y sulfuros de hierro debido a sales solubles presentes en el mineral a causa de la presencia de iones metálicos de varios metales, principalmente cobre. El mineral de cobre, plomo y zinc que se ha investigado no tiene problemas durante la flotación selectiva. La calidad y eficacia de separación de los concentrados pueden ser mejoradas con una mayor duración de flotación y más fases de limpieza. Los conceptos teóricos de la flotación selectiva son definidos, se llevó a cabo el análisis mineralógico y químico de la muestra, los ensayos de flotación a granel y separación muestran resultados positivos, como por ejemplo el alto contenido de oro en el concentrado de cobre plomo, lo cual representa un valor económico de \$380 dólares por tonelada métrica.

ESPINOZA CASTILLO B. (2021) En su tesis intitulada **EFFECTO DEL CIANURO DE SODIO EN EL TRATAMIENTO DE MINERALES**

POLIMETÁLICOS PARA LA CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN DE MENAS DE PLOMO y ZINC, El resumen de su investigación revela que aborda el impacto del cianuro de sodio en el procesamiento de minerales polimetálicos para la separación por flotación de minerales de plomo y zinc. Se trata de un estudio experimental llevado a cabo en el laboratorio de la compañía Lincuna SAC en 2020. Las muestras extraídas de las minas se trituraron y se mezclaron de manera uniforme, posteriormente se dividieron en cuartos y se extrajeron muestras para llevar a cabo pruebas de molienda y flotación. Los resultados más sobresalientes se logran con una concentración de 11 g/t de NaCN, lo que resulta en una ley de concentrado de plomo de 51.66 oz/t de plata y 38.66% de plomo, con una recuperación del 65.94% y 79.97%, respectivamente. En el concentrado de zinc se obtienen 30.53% de zinc y una recuperación del 84.42%. A medida que aumenta la dosis de NaCN, la ley de plomo disminuye y la de plata aumenta, mientras que la de zinc aumenta. El NaCN no tiene influencia estadísticamente significativa en la ley de plomo y plata, pero sí tiene influencia en la de zinc. A medida que aumenta la dosificación de NaCN, la recuperación del plomo y zinc aumenta, mientras que la recuperación de la plata disminuye. Sin embargo, estadísticamente afecta la recuperación de la plata y no tiene efecto en la recuperación de plomo zinc. A medida que la liberación del mineral aumenta, la asociación de los minerales se libera debido al decrecimiento de t-student, y el coeficiente de correlación tiende a disminuir al alejarse de 1 y acercarse a cero.

2.2. Bases teóricas-científicas

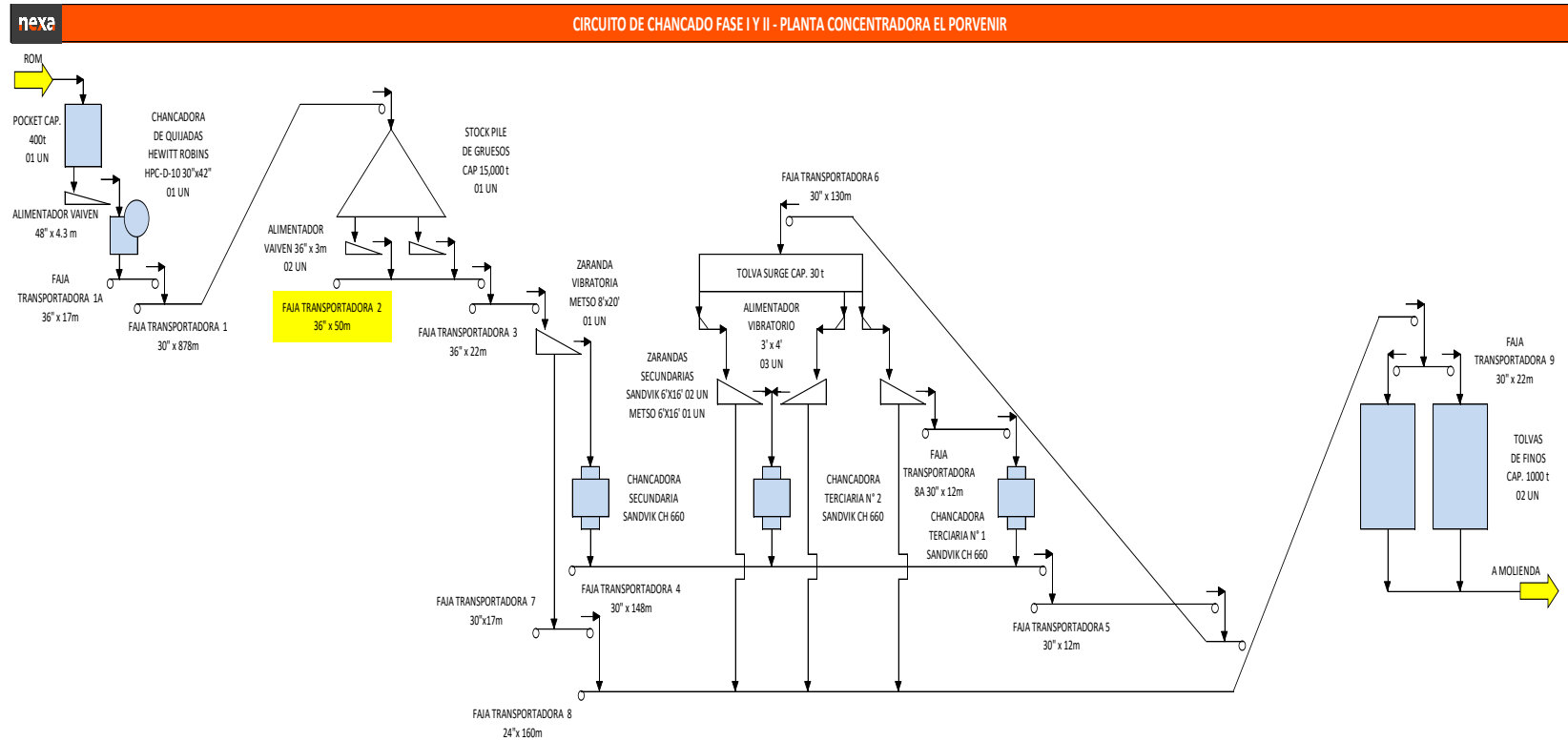
2.2.1. Planta Concentradora El Porvenir

En el año 1953 se construyó de separación gravimétrica, siendo esta la primera de su clase en el Perú, la misma que tiene una capacidad de 5400 tm/mes con los minerales de ley promedio en cuanto al promedio de 160 gr/TM Ag. 4,3% Pb y 6.5 % de Zn la cual se ha ido encrementando de manera sucesiva hasta el año 1978. A partir de ello se ha instalado la planta concentradora para el tratamiento de los minerales polimetálicos de baja ley mediante la flotación cuya descripción de sus operaciones son (Allpoc y Parraga, 2088 Pag 14)

Sección chancado. El mineral recibido de mina aproximadamente con un tamaño de 15 pulgadas; es sometido etapas consecutivas de conminución a fin de reducirlo a un tamaño menor a 7/16 pulgadas lo que constituye la alimentación a los molinos. (Allpoc y Parraga, 2008 Pag 18)

Figura 1: Circuito de chancado fase I Y II

2.1. DIAGRAMA DE FLUJO DE LA SECCIÓN CHANCADO DE LA PLANTA CONCENTRADORA



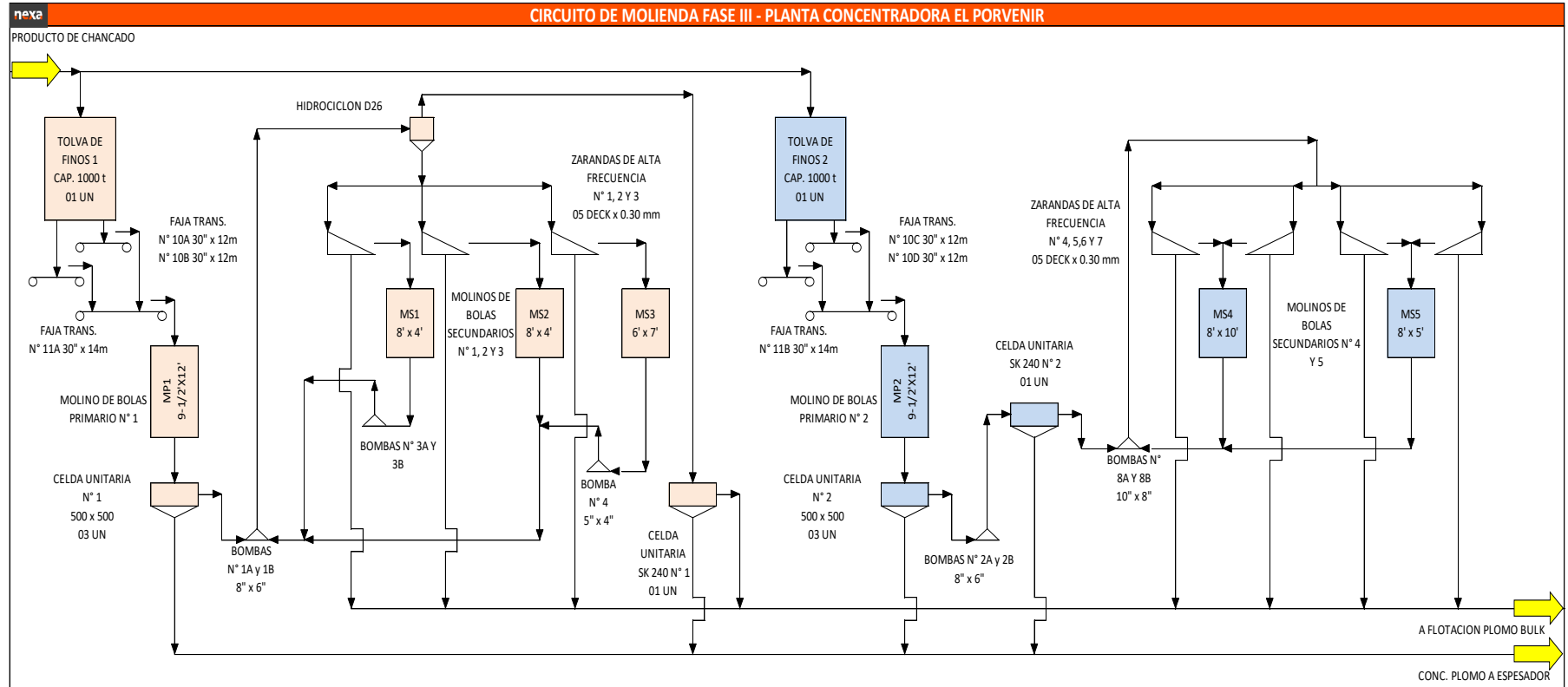
Chancado primario. Se realiza en una Chancadora de Quijadas de 30” x 42”, tipo Blake simplificada en circuito abierto, la cual se halla en una cámara subterránea. El tamaño máximo del producto de esta etapa es en promedio de 4.0 pulgadas. (Allpoc y Parraga, 2008. Pag 18)

Chancado secundario. Se realiza en una Chancadora Cónica Symons Standard, en circuito abierto, la cual trabaja en serie con un clasificador vibratorio de mallas de doble piso destinado a aumentar la eficiencia de chancado. El mineral antes de ingresar a este equipo pasa por un magneto luego por un detector de metales. (Allpoc y Parraga, 2008. Pag 18)

Chancado terciario. Es la última etapa de esta sección, realizado mediante una Chancadora Cónica Symons de Cabeza Corta, la cual trabaja también con dos clasificadores vibratorios de mallas, en una configuración de circuito cerrado, es el responsable de entregar un producto final que será tratado en los molinos. También se dispone de equipos auxiliares como colector de polvos, extractor de aire. Nebulizadores, magneto, balanzas y fajas transportadoras. La capacidad total de la sección Chancado es de aproximadamente 250 toneladas/hora. Sin embargo, por condiciones operativas de mantenimiento su capacidad se ve disminuida en aproximadamente 25%. El producto final de Chancado, cuyo tamaño máximo es 7/16 de pulgada es almacenado en dos tolvas de 1,500 toneladas cada una. (Allpoc y Parraga, 2008. Pag 20)

Figura 2: Circuito de molienda Fase III

2.2.1. DIAGRAMA DE FLUJO DE LA SECCIÓN MOLIENDA



Sección Molienda. El material es continuamente introducido en dos sistemas paralelos de trituración y separación. La operación de la molienda se realiza en molinos de bolas, luego se procede a la remolienda en un circuito cerrado utilizando hidrociclones de 6" para la separación de partículas cuyo tamaño debe ser mayor al 53% -200m; además, se dispone de tres zarandas de alta frecuencia que son alimentadas por los molinos. En cada descarga del molino primario, se encuentran celdas individuales instaladas para la flotación y recuperación del mineral de plomo-plata (SK-240). Estas celdas tienen un buen rendimiento al recuperar los valores lo más rápido y grueso posible, lo que nos permite obtener un concentrado de plomo con un 72% de Pb y una recuperación parcial del 55% de este elemento en esta fase. En esta parte se cuenta con múltiples sistemas automatizados de control; los cuales ayudan de manera efectiva para mantener una operación muy estable y en especial un producto de calidad constante y una granulometría controlada adecuadamente. Instrumentos disponibles incluyen: un Equipo de control granulométrico, densímetros nucleares, válvulas automáticas de agua, balanzas electrónicas, sensores de nivel y microprocesadores utilizados para supervisar todo el proceso de molienda. En este apartado se registra el consumo principal de energía de la planta, indicando un consumo de 11,0 Kw-hr por cada tonelada molida y el reemplazo de bolas de 1,5 a 3,0 pulgadas de diámetro se traduce en un desgaste de las bolas de 0,52 Kg/TM. (Allpoc y Parraga, 2008. Pag 28)

Sección flotación. Para generar los concentrados señalados a partir del mineral de mina, se emplea la técnica de flotación diferencial. La pulpa resultante del proceso de trituración es sometida a sustancias químicas específicas y posteriormente introducida en las células de flotación. Después de

que los sulfuros de plata - plomo (Galena) y cobre (calcopirita) hayan sido recuperados, se pasa a recuperar el Zn. Es imprescindible dosificar un activador de zinc, previamente deprimido, que es el sulfato de cobre. Este reactivo, junto con el colector xantato, proporcionan una buena flotabilidad a la esfalerita (sulfuro de zinc), favoreciendo su flotación como especie mineral. La última flotación se realiza en un entorno alcalino; por lo tanto, es importante añadir cal al sistema para alcanzar el pH adecuado. Se encuentran disponibles equipos auxiliares de procesamiento en esta área, así como en las demás secciones. Bombas están disponibles para el traslado de pulpas, Controladores de nivel para las celdas de flotación, Tanques de acondicionamiento, un lugar de preparación y dosificación de reactivos, equipos de muestreo, controladores de pH, dosificadores de reactivos, entre otros. (Allpoc y Parraga, 2008. Pag 38)

Sección filtrado. Se dispone de cuatro filtros de discos, los cuales se encargan de eliminar el agua del concentrado mediante bombas de vacío utilizando como medio filtrante una lona resistente y con un moderado grado de porosidad, a fin de que no se registren pérdidas de las partículas finas. Los concentrados se bombean desde los tanques de almacenamiento a su respectivo filtro, los concentrados filtrados son almacenados en rumas de donde son cargados directamente a los camiones utilizando un tractor. Después de la operación de filtrado, el concentrado de plomo sale con una humedad de 10,5%, el concentrado de cobre con 12% y el de Zn con 10,5%. (Allpoc y Parraga, 2008. Pag 40)

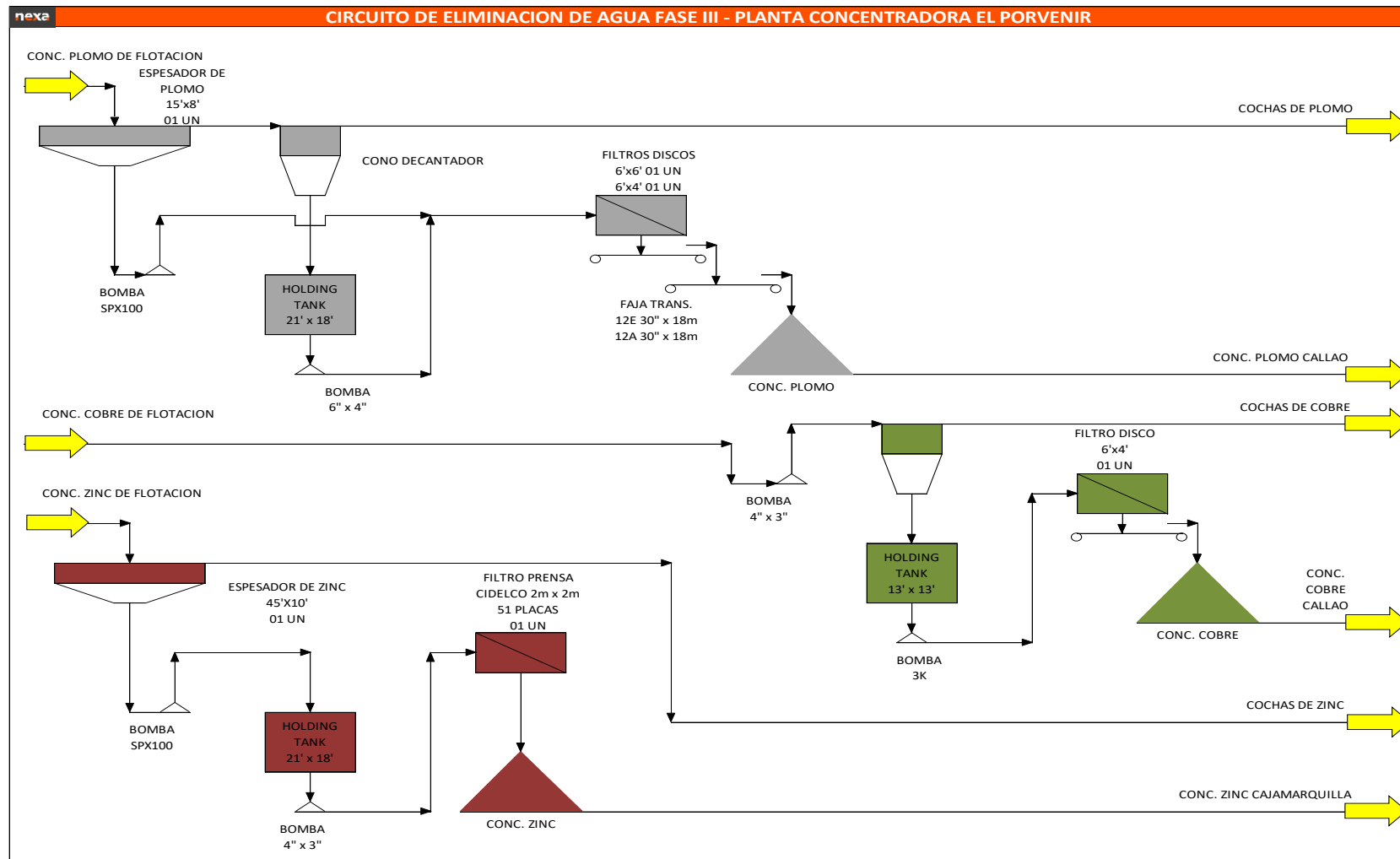
Durante el año actual de 2014, la capacidad de la Planta es mayor a 5000 TM/día de mineral procesado. La planta suele operar durante 89 días cada trimestre, lo que equivale a 361 días al año. La brecha se debe a las paradas

programadas para el mantenimiento de los equipos de molienda y flotación, lo que significa que se trabaja al 99% de su capacidad total. Para Pb, Zn y Cu, las tasas de recuperación promedio fueron del 84.06%, 91.16% y 34.6% respectivamente. El resto de la cantidad se encuentra en los relaves.

Area de Laboratorio

Sección metalúrgica. Brinda apoyo directo a la operación; evaluando la calidad metalúrgica de la mena que está próxima a ingresar a planta adicionalmente, se encarga de efectura con cierta periodicidad balances metalúrgicos de los diferentes circuitos para evaluar un performance, es responsable de la preparación de los reactivos que se usan en la operación, es responsable de control de muestreo de las operaciones diarias, guardias, despacho de lotes y de la preparación de las muestras correspondiente, de igual manera prepara las muestras remitidas por las otras áreas de la unidad, internas o externas (Barreto, J. – 2008 Pag. 11)

Figura 3: Circuito de eliminación de agua fase III



Pruebas de laboratorio. Esta etapa de la investigación es considerada de gran importancia, porque su función es seleccionar el reactivo en la flotación de plomo que debe usar en la prueba a nivel de laboratorio, previamente es aconsejable hacer pruebas cerradas, para estar seguros de la bondad del reactivo elegido. (Barreto, J. - 2008. Pag. 13)

Para comenzar las pruebas, es recomendable establecer una prueba de referencia o modelo que pueda utilizarse como punto de comparación ante las pruebas realizadas con los reactivos que se desean evaluar. Esta prueba de referencia es denominada prueba estándar. Definida a nivel de laboratorio, es la que representa las condiciones de operación de una planta concentradora que está operando en condiciones normales. Esta evaluación realizada en un entorno similar al de la planta concentradora nos permitirá comparar el rendimiento metalúrgico de cualquier reactivo u otra variable en análisis. (Barreto, J. - 2008. Pag. 16)

En instalaciones donde no se ha definido el Estándar, se planificará este examen utilizando la información de funcionamiento de la instalación, tomando en consideración ciertos elementos como la circulación de productos intermedios que quizás aumenten excesivamente el uso de reactivos en ensayos por lotes. Cualquier reactivo que supere el estándar debe ser considerado hasta que se confirme su uso en la industria. (Azañero Ortiz, A. & Morales Valencia, M, 1999).

2.2.2. Flotación de minerales.

La flotación es un proceso selectivo que se emplea para llevar a cabo separaciones específicas de minerales complejos, basándose en las diferentes propiedades superficiales de cada uno de ellos.

Es el método de procesamiento de minerales más eficaz y con mayores aplicaciones de todos los existentes, aunque en muchos aspectos, es el más complejo de ellos. (Azañero Ortiz, A. & Morales Valencia, M, 1999).

De las tres alternativas iniciales: flotación con aceite, por película o con espuma, ésta última es la que se ha impuesto y ha alcanzado un notable desarrollo. (Azañero Ortiz, A. & Morales Valencia, M, 1999).

Esta técnica se fundamenta en la adhesión selectiva de los minerales en el seno de una pulpa acuosa a unas burbujas de aire que se introducen en ella. Los minerales adheridos a las burbujas se separan en forma de espuma mineralizada constituyendo el concentrado, mientras que los demás se quedan en la pulpa y constituyen el estéril. (Azañero Ortiz, A. & Morales Valencia, M, 1999).

En este método de separación los reactivos son el componente y la variable más importante, ya que el número de especies de flotabilidad natural es tan reducido: talco, azufre, grafito, molibdenita y pocos más, y su importancia comercial tan reducida que se puede afirmar que la flotación industrial moderna no se podría efectuar si reactivos. La flotabilidad natural depende de la polaridad. (Azañero Ortiz, A. & Morales Valencia, M, 1999).

Un elemento tan importante del proceso influye con gran sensibilidad, ya que no solo tiene repercusión el tipo de reactivo, sino también su combinación, dosis, forma y orden de adición. (Azañero Ortiz, A. & Morales Valencia, M, 1999).

Se ha comprobado que los efectos favorables o desfavorables debidos a otras variables: grado de molienda, aireación, densidad de pulpa, etc. Nunca superan en importancia a los efectos positivos o negativos de una fórmula de flotación apropiada, por tanto, no debe extrañarnos que al estudio de la fórmula de flotación apropiada se haya dedicado el mayor tiempo y esfuerzo investigador. (Azañero Ortiz, A. & Morales Valencia, M, 1999).

El problema es complejo ya que la acción de los reactivos está basada en equilibrios iónicos, y este equilibrio es difícil de controlar, ya que aparte de los reactivos que introducimos en la pulpa, hay una considerable cantidad de ion es en ella, procedentes de las impurezas que aporta el mineral, así como el agua de tratamiento. (Azañero Ortiz, A. & Morales Valencia, M, 1999).

2.2.3. Evaluación de reactivos

El trabajo de investigación consiste en identificar los reactivos a ser evaluados, reactivo patrón cuyas características son conocidas, el mineral que nos servirá para nuestro experimento, determinando sus propiedades mineralógicas y químicas, las pruebas experimentales desarrolladas, condiciones de trabajo y resultados obtenidos, enseguida se presenta los gráficos que nos ayudarán a una mejor comprensión del tema y finalmente los cálculos de eficiencia de separación e índice de selectividad que nos permitirá afirmar correctamente cual o cuales reactivos de flotación son de menor, igual o mejor calidad que el reactivo usado como referencia. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 45).

Tipos de reactivos. La clasificación moderna divide a los reactivos en función del papel que desarrollan en el proceso:

- **Colectores:** Proporcionan características hidrofóbicas a los minerales.

- **Modificadores:** Regulan las condiciones de funcionamiento de los colectores.
- **Espumantes:** Permiten la formación de una espuma estable.



Figura 4: Espumantes

<https://listado.mercadolibre.com.ec/colectores-y-espumantes-para-plantas-de-beneficio-oro>

Colectores

Es un grupo grande de reactivos orgánicos de composiciones diversas.

Su misión es la hidrofobización selectiva de las superficies minerales, creando condiciones favorables a su adherencia a las burbujas de aire, disminuyendo la humectación, aumentando el ángulo de contacto con las burbujas. Separación por flotación-reactivos. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 46).

Por su capacidad de disociación en la pulpa, los colectores se dividen en dos grupos:

Ionizables - ionógenos: Se disocian en iones

No ionizables - no ionógenos: Actúan de forma molecular.

Además, dependiendo de si la parte activa es anión o catión, los colectores ionógenos se subdividen en:

- Colectores Aniónicos

- Colectores Catiónicos

Los aniónicos en función de su estructura química se divide en:

- **Tipo oxidrilo:** ácidos grasos, jabones, alquilsulfatos.
- **Tipo sulfhidrilo:** xantatos, ditiofosfatos, otros.

Los cationes están representados por las aminas y los derivados amínicos.

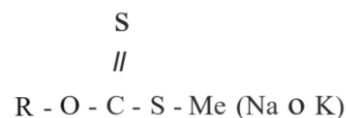
a.1. Aniónicos

Son los que más se usan en la flotación de minerales por su notable selectividad y su fuerte adherencia a la superficie mineral.

Tipo sulfhídrido

Xantatos

Los xantatos son sales sódicas o potásicas del ácido xántico o xantogénico.



SMe Donde SMe = Na⁺, K⁺, o H⁺ y R = Es el grupo o radical hidrocarburo (hasta 6 átomos) que puede ser variado para controlar su potencia y selectividad. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 48).

Este grupo de reactivos tiene una gran difusión debido a su bajo costo sus fuertes propiedades colectoras y su alta selectividad. Son apropiados para la colección de sulfuros. (Castillo Migone, J. – 2006 Pag. 48)

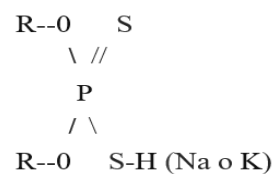
Se debe empear en circuitos neutros o alcalinos ya que en medio ácido sufren hidrolisis.

Se ha comprobado que las propiedades hidrofobizantes de los xantatos aumentan con la longitud de la cadena hidrocarbonada y con la

ramificación. En la práctica se emplean en dosis que van desde los 5 a los 100 g/l

Ditiofosfatos

Son ésteres secundarios del ácido ditiofosfórico y se obtienen al hacer reaccionar pentasulfuro de fósforo con alcoholes. Estos compuestos fueron desarrollados inicialmente por American Cyanamid que les dio el nombre comercial de Aerofloats que es como habitualmente se les conoce.



Siendo R un radical hidrocarburo aromático o alifático y H, Na, K es el átomo de hidrógeno o metal alcalino. Los ditiofosfatos se obtienen por vía de la interacción del pentasulfuro de fósforo con fenoles y alcoholes

Los ditiofosfatos son colectores de menor poder que los xantatos por lo que se deben emplear dosis mayores que en el caso de los xantatos.

Son más solubles en agua que los xantatos por lo que los depresores les afectan en mayor grado que a aquellos, lo que explica su difusión en la flotación global. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 51).

Son menos susceptibles a la hidrólisis que los xantatos, lo que permite su actuación en medio ligeramente ácido.

Tioles

Los tioles son los análogos sulfurados de los alcoholes, en los que el átomo de oxígeno se ha sustituido por un átomo de azufre.

Tioles Los tioles son semejantes a alcoholes, pero en lugar de oxígeno contienen azufre. Cuando el grupo –SH es la función principal, la molécula

se nombra con la terminación -tiol; cuando actúa como sustituyente, se utiliza el prefijo mercapto-Dos cadenas hidrocarbonadas pueden estar unidas por un puente de azufre, formando una función tioéter (o sulfuro). A veces, este puente puede estar formado por dos azufres (R-S-S-R), formando lo que se llama un puente disulfuro.

R-SH

R= radical alifático o aromático El grupo SH se conoce como: mercaptano o sulfhidrilo. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 52).

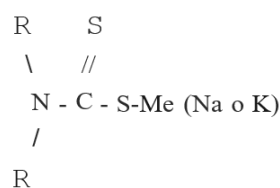
Son útiles para la flotación de sulfuros de cobre y de Zinc, así como para especies oxidadas.

Su utilización está restringida por su desagradable olor.

Ditiocarbamatos

Son los diésteres o las sales de los monoésteres del ácido ditiocarbónico que corresponden a la fórmula (CS.OR.SR') en la que R es un radical orgánico y R' un metal (sodio, potasio, etc.) o un radical orgánico.

Su fórmula general es:

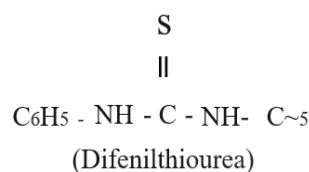


Compiten con los xantatos en cuanto a sus propiedades colectoras, pero su precio más elevado les hace perder competitividad con aquellos.

Difenil tiourea o tiocarbamilida

Tiene muy poca acción sobre la pirita, razón por la cual se emplea para flotar galena con una mezcla de pirita (si se usara xantato, sin un depresor de la pirita, flotarían conjuntamente la galena y la pirita), teniendo el mérito de

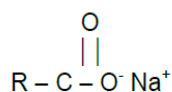
no flotar los sulfuros de hierro. El colector es una sal que toma en el agua la forma tautonoma entre: la forma acida, sulfhídrica, es activada en la flotación es consumida por los minerales, lo que desplaza el equilibrio hacia la derecha. Como la sal no es muy soluble, se agrega en solución de ortotoluidina, siendo adicionada en el circuito de molienda para su mejor dispersión. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 56).



Su propiedad más destacable es la de ser un excelente colector para la galena y no hidrofobizar la superficie de la pirita.

Tipo oxidrilo carboxilicos

Los carboxilatos (ácidos grasos y sales $\text{RCOO}^- \text{Na}^+$) tienen la fórmula general $\text{R} - \text{COOH}$ y pueden ser usados en forma de sales de metales alcalinos, $\text{R} - \text{COOM}$ los que se conocen con el nombre de jabones. Su fórmula estructural es:



El radical de la cadena alquílica R puede ser un hidrocarburo saturado o no saturado, de longitud de cadena variable. En la práctica los buenos colectores tienen una cadena del hidrocarburo que varía entre 8 y 12 átomos de carbono como mínimo y entre 18 y 20 como máximo.

En este grupo se encuentran los ácidos grasos y sus sales, los jabones.

Históricamente han jugado un papel importante en flotación debido a sus fuertes propiedades colectaras, pero su poca selectividad impide una eficaz

separación, lo que ha ocasionado un gradual y casi absoluto reemplazo por los colectores sulfhídricos, quedando su utilización reducida para el caso de minerales oxidados y no metálicos.

Los colectores carboxílicos se pueden obtener por oxidación de parafinas o a partir de productos naturales tales como grasa de animales y aceites vegetales. Los tipos de ácidos son saturados y no saturados, con y sin doble enlace en la cadena de hidrocarburos. Los no saturados son los mejores colectores que a diferencia de los saturados. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 58).

Para que sus propiedades colectoras sean satisfactorias, el número de carbonos no tiene que ser ni muy alto ni muy bajo. Los resultados óptimos se obtienen con cadena entre 8 y 12 carbonos. Los colectores con menor número de carbonos en la pulpa, forman fácilmente, con los iones alcalinos, jabones muy solubles, lo que es causa de un alto consumo de colector. Los ácidos grasos con mayor número de carbonos por otra parte son muy insolubles, lo que causa dificultad en su aplicación.

Sulfatos y sulfonatos

Son reactivos obtenidos de la sulfonación de ácidos grasos con ácido sulfúrico, pueden ser líquidos y se emplean en cantidades de 250 a 1500 g/t, se preparan soluciones de 5 al 30%. Su fórmula estructural es:



Se alimentan en el acondicionamiento o en el circuito de flotación. El efecto colector mejora con el largo de cadena, C14 – C17 da excelentes resultados. Se caracterizan por su propiedad humectante y sirven como colectores para

minerales no-sulfurados, especialmente óxidos de Fe. También se pueden flotar silicatos como la garnierita, cromita, kainita en turbias ácidas; mientras que baritina en turbias alcalinas. Es también posible flotar menas carbonatadas de Cu. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 59).

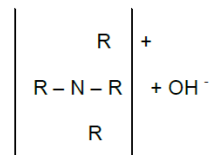
Este grupo de reactivos se obtiene por sulfonación o sulfatación de alcoholes. Se emplean para la flotación selectiva de óxidos y sales.

Conviene destacar que estos reactivos tienen propiedades espumantes, lo que supone una ventaja por una parte y un inconveniente por otra.

a.2. Catiónicos

Caracterizado por el único grupo de las aminas, derivadas del amonio, NH_4OH , en que los átomos de H son reemplazados por radicales hidrocarburos alquílicos y acrílicos. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 62).

Su fórmula estructural es:



De acuerdo al número de H reemplazados por radicales hidrocarburos forman las aminas primarias, secundarias, terciarias o cuaternarias, siendo las aminas primarias las más empleadas en la flotación de colectores.

Este grupo de reactivos está constituido por aminas y derivados amínicos. Estos colectores se caracterizan por su fácil adsorción y desorción, como consecuencia de una actuación debida a un mecanismo de atracción electrostático. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 62).

En general son menos selectivos que los aniónicos, aunque en ciertas flotaciones específicas como la flotación de cuarzo, silicatos y algunos minerales oxidados son mucho más efectivos que los aniónicos.

Presentan además la ventaja de no ser muy sensibles a la presencia de iones extraños en la pulpa, por lo que son válidos en tratamientos con agua excesivamente dura. Por otra parte, tampoco son muy sensibles a las variaciones de pH. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 67).

a.3. No ionizables

En la flotación de minerales hidrofóbicos como el carbón, grafito, azufre o molibdenita tienen importancia los colectores no ionizables como el keroseno, hidrocarburos o aceites hidrocarbonados que no posean grupos polares. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 64).

Estos reactivos son fuertemente hidrofóbicos y debido a la ausencia de grupos polares no tienen medios propios para adsorberse sobre las superficies minerales por lo que deben ser adicionados en combinación con otros compuestos orgánicos de carácter heteropolar. Utilizan por tanto un mecanismo que podríamos definir como de coadsorción. Debido a su insolubilidad en agua, la distribución de estos colectores ofrece dificultades, por lo que precisan medios mecánicos para su mejor distribución. (Castillo Migone, J. – 2006. Pag. 65).

Por último, conviene resaltar que debido a su efecto negativo sobre la espuma hay que tener especial cuidado con la presencia incontrolada de los mismos ya que pueden ocasionar trastornos graves en la espumación.

A. Modificadores

La función específica de los reactivos modificadores es preparar las superficies minerales para la adsorción o desorción de un determinado

reactivo sobre ellas y crear en la pulpa las condiciones propicias para realizar una buena flotación. (Gaudin, A. – 1975. Pag. 33).

Tradicionalmente los modificadores se clasifican en:

- Modificadores del medio o de pH, que controlan la concentración iónica de las pulpas y sus reacciones a través de la acidez o basicidad.
- Activantes, que fomentan las propiedades hidrofóbicas de los minerales y aumentan su flotabilidad.
- Depresores, que hidrofilizan las superficies minerales e impiden su flotación. (Gaudin, A. – 1975. Pag. 34).

Modificadores del medio o de pH

El pH de una pulpa tiene gran importancia en la flotación, ya que los iones H^+ y OH^- compiten con otros iones en alcanzar las superficies de los minerales y, además, su concentración influye en la disociación de las sales y en los intercambios iónicos. (Gaudin, A. – 1975. Pag. 35).

Es importante además tener en cuenta los efectos de hidrólisis que pueden sufrir algunos reactivos en función de la acidez del medio, por ejemplo, los xantatos pierden afectividad en circuitos ácidos.

Las aminas dan los mejores resultados en circuitos medianamente alcalinos y en circuitos de alta alcalinidad su poder colector disminuye notablemente. (Gaudin, A. – 1975. Pag. 35).

En el caso de los ácidos grasos, su actividad se favorece en pulpas alcalinas ya que de este modo se favorece la formación de jabones en la superficie mineral.

De forma general debemos reconocer que el circuito alcalino es más empleado que el ácido, entre otros motivos porque los reactivos suelen ser más estables y las sales de los iones pesados precipitan eliminándose de la pulpa. (Gaudin, A. – 1975. Pag. 39).

Para producir el pH necesario en los circuitos industriales se recurre a ácidos y bases de bajo coste, por lo que habitualmente se utilizan: Cal, Hidróxido de sodio, carbonato de sodio y Ácido sulfúrico

Activantes

Los reactivos de este tipo sirven para aumentar la adsorción de los colectores o para fortalecer el enlace entre el colector y la superficie mineral. Hay distintas maneras de actuar sobre una superficie:

Renovando o limpiando la superficie del mineral afectada por un proceso secundario como es la oxidación o la adhesión de lamas.

Formando en la superficie una capa particularmente favorable para la adsorción del colector. (Gaudin, A. – 1975. Pag. 41).

Reemplazando en la red cristalina algunos iones metálicos por otros que forman uniones más firmes con los colectores. (Gaudin, A. – 1975. Pag. 36).

Ejemplos:

1. Limpieza de las superficies de sulfuros de Fe, Cu y Zn con ácido sulfúrico.
2. Sulfidización de las superficies de los óxidos.
3. Activación de la superficie de la esfalerita por ion Cu.

Depresores

La función específica de los depresores es la de disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de colectores que puedan hidrofilarla. (Gaudin, A. – 1975. Pag. 39).

Hay varias formas de conseguirlo:

1. Introduciendo en la pulpa un ion que compita con el colector por alcanzar la superficie del mineral.
2. Neutralización química y eliminación del colector
3. Añadiendo sustancias que generan grupos hidrofílicos que una vez que alcanzan la superficie mineral orientan la parte polar hacia el agua.

Ejemplos:

1. Depresión de los sulfuros de metales pesados con CN-o SH-
Depresión de galena con Dicromato.
2. Actuación de cationes alcalinos y alcalinotérreos que forman precipitados con los ácidos grasas y los xantatos.
3. Sustancias orgánicas de tipo almidón, quebracho, tanino se hidrolizan y se generan múltiples grupos hidrofílicos dirigidos hacia el exterior de las partículas. Sería como un efecto colector a la inversa.

A. Espumantes

La producción de una espuma estable requiere la introducción de agentes orgánicos conocidos como espumantes, que suelen ser

sustancias tensoactivas heteropolares que pueden adsorberse en la interfase agua-aire. (Gaudin, A. – 1975. Pag. 42).

En los líquidos puros y en el agua, en particular, al hacer pasar aire a través de ellos no se produce espumación.

Al agregar pequeñas cantidades de algunos compuestos orgánicos, como por ejemplo alcoholes, la inyección de aire irá acompañada por la formación de burbujas de aire en forma de esferas que, al ascender a la superficie del líquido, antes de entregar su contenido de aire a la atmósfera, tratarán de detenerse en forma de espuma.

El tamaño de las burbujas y su estabilidad dependerán del tipo de espumante empleado, ya que con un aumento de espumante disminuirá el diámetro de las burbujas para producir con la misma cantidad de aire la mayor superficie de contacto y la estabilidad de la espuma aumentará debido al mayor grosor de la película. (Gaudin, A. – 1975. Pag. 45).

Esto sucede hasta un punto, a partir del cual, los efectos se estabilizan, y si se sigue aumentando la dosis de espumante comienzan a aparecer efectos negativos.

Los espumantes que se usan en flotación son reactivos orgánicos de carácter heteropolar, por lo tanto, de estructura similar a los colectores, pero mientras estos últimos tienen afinidad por la interfase líquido-sólido, los espumantes la tienen por la líquido-gas. (Gaudin, A. – 1975. Pag. 45).

Los agentes más apropiados para realizar la espumación son:

- Alcoholes alquílicos y acrílicos

- Ácidos carboxílicos
- Aldehídos, Cetonas
- Aminas y Nitrilos

Clásicamente los más utilizados han sido el aceite de pino, el ácido cresílico y el aceite de eucalipto.

Actualmente se comercializan gran cantidad de productos de base glicol conocido con el nombre de Aerofroth y Dowfroth.

Conviene destacar que los Dwfroth no tienen propiedades colectoras, por lo que las funciones colectoras y espumantes se pueden regular de manera independiente. Reactivos de flotación.

http://ocw.bib.upct.es/pluginfile.php/5564/mod_resource/content/1/FLOTACION_REACTIVOS.pdf

2.2.4. Descripción de la sección flotación

Esta técnica de flotación es la de procesamiento de minerales de mayor relevancia, y de proceso más dinámico, cada vez que usa y aplica más en el tratamiento de tonelajes cada vez más grandes y cubrirá nuevas áreas. (Gaudin, A. – 1975. Pag. 48).

La técnica de flotación por espumas. La flotación por espumas es el método más utilizado y de mayor concentración en la concentración de minerales, implicando un proceso químico en una suspensión de mineral para lograr las condiciones favorables para la adhesión de ciertas partículas con mayor dinámica. Su objetivo es separar las especies minerales, segregándolas en forma muy fina de la suspensión, y aprovechando así las propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico) a través del agua. Estas valiosas especies, ya sean fértiles o estériles, son beneficiosas y contienen menos minerales

después de pulir fracciones del material. De igual modo, durante este procedimiento se llevará a cabo la adhesión de las burbujas, eliminando todos los elementos que deben ser desechados. Estas propiedades a veces se eliminan de forma natural y en otros casos se pueden resaltar mediante la adición de reactivos de flotación. (Bravo, 2004, Pag 45)

Flotación de Pb. El mineral a través de la flotación de Pb, es molido y producido en los molinos con la densidad requerida (aprox. 1250g/l), la misma que es recibida en las celdas unitarias de Pb, obteniendo de esta manera un proceso de flotación a través de la administración de aire en dichas celdas unitarias y posteriormente se envían a los tanques de concentrado de Pb para filtrarlos de manera respectiva. (Bravo, 2004, Pag 44)

Desbaste(rougher) de Pb. En relación al primero de ellos el overflow, este es clasificado y zarandeado a muy altas frecuencias, para posteriormente acondicionarlo a través de los ciclones que el UnderSize determina para la etapa posterior Rougher, esta se debe conformar por celdas OK- 30 luego a la OK-50, en las que a través del ingreso de aire y el uso del reactivo se logra una adecuada flotación del Pb, posteriormente a esta etapa estos pasan respectivamente por una celda unitaria 3 o al celda DR-300, la cual esta acondicionada por el relave de esta celda se envía la flotación Rougher. En estos procesos y los que son llevados a cabo a través de las diferentes etapas, el primero de ellos el overflow, es asistido a través de ciclones de viento y el segundo de ellos el Rougher, se hace a través de la conformación de las celdas, OK- 30, y luego este se expandirá a las OK-50, estos se regulan a través del aire, y con el uso adecuado del reactivo para luego de esto realizar la flotación del material Pb, con la etapa

por las que pasan las celdas unitarias de manera consecutiva. (Bravo, 2004, Pag 46)

Rougher bulk. Sobre la recepción en cuanto a las celdas DR-30, este relave se receptiona a través del acondicionador Bulk la cual adicionándole los reactivos y agitándolos de manera simultánea en el caso del cobre y el plomo están acondicionadas y entran a las celdas Rougher para su primera flotación del concentrado Bulk, asimismo se desarrollará la espuma a través del relave al cual le sigue el proceso de Scavenger/Bulk. (Bravo, 2004, Pag 47)

Scavenger bulk. En el caso del proceso de la etapa Rougher/Bulk, este es desarrollado en la etapa Scavenger, a través del ingreso del aire, con el uso de los reactivos, efectuándose la separación y el empaquetado del concentrado del Pb hacia una nueva fase de molienda en donde se clasificará dicho concentrado para posteriormente limpiarlos enviando el Zn luego al Scavenger/Bulk. (Bravo, 2004, Pag 48)

Cleaner bulk. Para el proceso de separación de los relaves del cobre y plomo, este se desarrolla en la etapa Scavenger en la cual se pasa por un proceso de limpieza antes de obtenerse el concentrado Bulk, luego este concentrado es recibido por la celda columna Bulk, la cual pasa de manera directa por la celda unitaria Bulk y el relave pasa en segunda parte por la limpieza de este concentrado y el acondicionamiento de este material. (Bravo, 2004, Pag 48)

Flotación de Cu. Esta recepción se realiza al concentrado en el procedimiento de Bulk que se desarrollan en los tanques 1, 2 y 3 de acondicionamiento de Cobre, este acondicionamiento se hace con el uso de reactivos para generar las condiciones necesarias que nos permitan separar el plomo en las etapas de Rougher. (Bravo, 2004, Pag 51)

Rougher de Cu. Este proceso consta de 6 celdas, en donde se produce un material que va hacia la etapa de limpieza, esta celda trabaja en teoría en el proceso de Scavenger de Cobre en cuyo relave se obtiene el concentrado de Plomo. (Bravo, 2004, Pag 52)

Cleaner de Cu. Se desarrolla en los procesos 1 y 2, en donde se genera lo que es el concentrado de cobre final, en primer lugar, en la celda de limpieza 1, esta cuenta con un concentrado final que es enviado a la etapa de filtrado y el relave obtenido se une a las espumas del Scavenger/Cleaner. Estas espumas ayudan concentrar aún más las de esta primera limpieza. En el caso de la segunda, se produce la limpieza final del mineral. (Bravo, 2004, Pag 53)

Flotación de Zn. Para el caso de este material, comienza con la recepción del relave del Scavenger/Bulk en los tanques de acondicionamiento de Zn, con el que se desarrolla el uso de reactivos y a través de agitadores pudiéndose obtener las condiciones que nos permitan la activación en la etapa Rougher. El material del Zn. (Bravo, 2004, Pag 53)

Rougher de Zn. El relave se carga a través del material de pulpa que pasa por las celdas del Rougher (DR-300 I y II) y el concentrado que se obtiene de estas son enviados a la celda columna de Zn, para posteriormente adicionarse el relave que pasa al Scavenger de Zinc. (Bravo, 2004, Pag 43)

Scavenger de Zn. En este proceso el relave entra del Rougher y es recibido por en la etapa Scavenger de Zn, el concentrado que se obtiene es enviado a las celdas N° 3 del Rougher y enviado hacia la etapa de Relleno Hidráulico o a la cancha de relaves. (Bravo, 2004, Pag 53)

Cleaner de Zn. En cuanto al relave de esta se encuentra en la celda de la columna de Zn, esta es recibida en primera manera para la limpieza, a través de

(Dos grupos en serie de cuatro celdas cada uno), es así que se sigue con este proceso y luego se envían a las celdas de la segunda limpieza, a través de los tanques de acondicionamiento. (Bravo, 2004, Pag 54)

2.3. Definición de términos básicos

Yacimiento. Es la acumulación geográfica de un material que puede ser de utilidad para el hombre, dicho material puede ser sólido (minerales, roca o fósil) o fluido (petróleo o gas natural).

Minerales. Es una sustancia natural, de composición química definida, normalmente sólido e inorgánico, y que tiene una cierta estructura cristalina. Es diferente de una roca, que puede ser un agregado de minerales o no minerales y que no tiene una composición química específica.

Pruebas metalúrgicas. Conjunto de pruebas que se realiza al mineral para determinar las características: físicas, químicas, mineralógicas, microscópicas, dureza, tiempo de molienda y su influencia en la recuperación de la mena.

Minerales polimetálicos. Son depósitos de minerales que contienen una variedad de metales en cantidades económicamente viables para su extracción.

Reactivos colectores. Son sustancias químicas que se utilizan para facilitar la adherencia de los minerales de interés a las burbujas de aire, lo que permite su separación de otros minerales presentes en la pulpa de mineral.

Concentrado de plomo. Es un producto obtenido a través del proceso de flotación de minerales sulfurados que contienen plomo.

Flotación Bulk. Es un proceso de concentración de minerales en el cual se busca flotar varios minerales valiosos juntos en un solo concentrado.

Incremento. Se refiere al aumento en la eficiencia del proceso de recuperación del plomo presente en el concentrado mineral.

Colector: Es una sustancia química usada para facilitar la adhesión de los minerales de interés a las burbujas de aire en el proceso de flotación.

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Si determinamos la influencia de los colectores AP-3418, Z-11 entonces podemos mejorar la recuperación del concentrado de plomo en la flotación bulk en la Empresa Minera.

2.4.2. Hipótesis específico

1. Si se determina la influencia de la granulometría del mineral en el proceso de flotación entonces se incrementará la recuperación del concentrado del Plomo.
2. Si se determina la malla de liberación de las partículas de mineral entonces podemos mejorar la recuperación del concentrado de plomo.
3. Si se determina la dosificación de Z-11 y AP-3418 en las condiciones actuales de flotación de Plomo entonces podemos mejorar la calidad y la recuperación del concentrado de Pb con.

2.5. Identificación de las variables

2.5.1. Variables independientes (X)

Tratamiento de minerales polimetálicos

2.5.2. Variables dependientes (Y)

Incremento de la recuperación del concentrado de plomo

2.5.3. Variables intervinientes

Tamaño de partículas del mineral.

Dosificación de reactivos AP-3418, Z-11

Recuperación de concentrado de plomo

Ley de concentrado

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Tabla 1: Definición de Variables

Variables	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensión	Indicadores
Incremento de la recuperación del concentrado de plomo.	Obtención del concentrado de plomo por medio de los colectores AP-3418 y Z-11	Recuperación del plomo por medio de los colectores	Toneladas por día	Porcentaje
Tratamiento de minerales polimetálicos.	Determinar el tamaño óptimo de las partículas de mineral y la dosificación de los reactivos AP-3418 y Z-11	Proceso de reducción del tamaño del mineral y dosificación del colector AP-3428 Y Z-11	Toneladas por día	Toneladas

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación

El tipo de investigación que se aplicó al estudio es **aplicado**, debido a que se dio soluciones reales en el campo industrial como en el circuito de flotación bulk de la planta concentradora. Además, se realizó la manipulación de variables independientes que se aplicó al estudio de la influencia del colector AP-3418, xantato, grado de liberación en la recuperación de la flotación Bulk.

Aplicada, por qué la investigación plantea soluciones reales en operación, con la finalidad de obtener la mejora de la calidad del concentrado bulk. (Erazo, 2016. Pag 13)

3.2. Nivel de investigación

Descriptivo

3.3. Método de investigación

El método permite descubrir la verdad en medio de la complejidad de la naturaleza, la sociedad y las conexiones intersubjetivas e intersubjetivas de los seres humanos. Además, para llevar a cabo una investigación, se deben utilizar

herramientas y procesos para probar la hipótesis, que se plantea en los informes y hallazgos (Erazo, 2016)

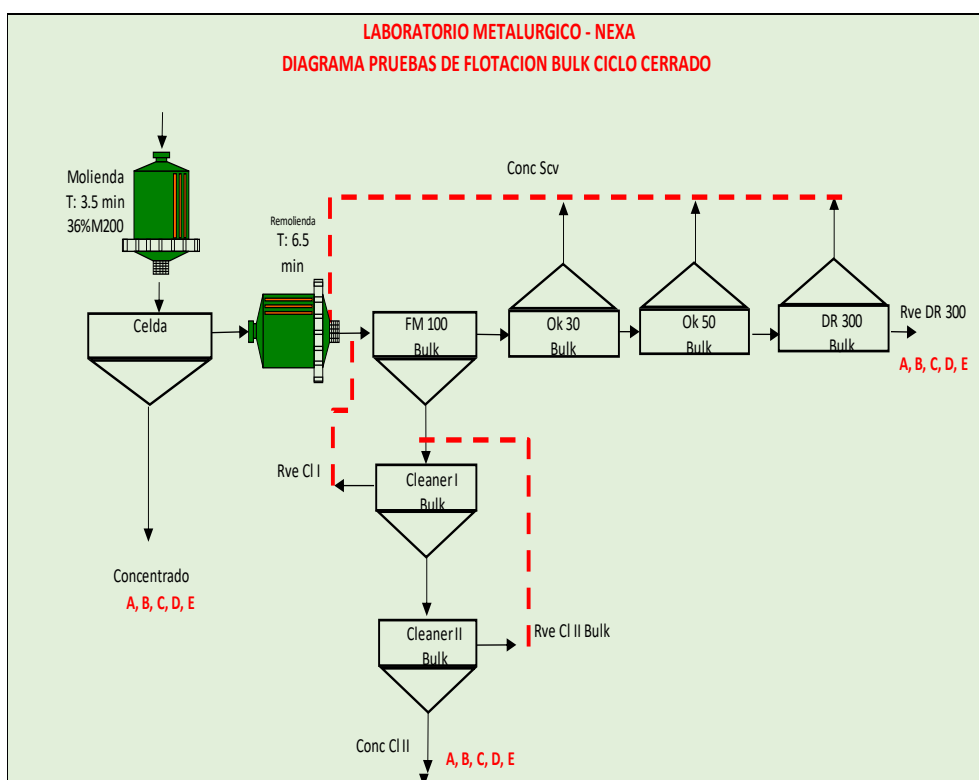
Se utilizó el **método científico**, que se basó en sus componentes: la selección de un problema de estudio con una connotación técnica, y la formulación de sus respectivas hipótesis para la investigación, destacado su correspondiente sistema de variables que sirvieron de base para el diseño de los cuestionarios se realizaron entrevistas con expertos y se obtuvo la información para procesar los datos de la hipótesis que se había formulado, para sacar conclusiones y hacer recomendaciones sobre el problema en investigación. (Erazo, 2016. Pag 13)

3.4. Diseño de investigación

El diseño de investigación es **experimental cíclico**, debido a que las pruebas siguen un proceso sistémico y no se desecha el relave hasta el final de la prueba, las pruebas se realizan en el laboratorio metalúrgico de la Empresa Minera. (Erazo, 2016. Pag 13)

Las pruebas experimentales se planifico de la siguiente manera:

Figura 5: Diagrama de pruebas de flotación



3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

Como población de estudio se consideró al mineral que esta cubicado en la explotación minera que es como sigue:

Tabla 2: Población y muestra

RESERVAS	Millones de toneladas	Zn %	Pb %	Cu %	Ag (oz/t)
Probadas	9,8	3,07	0,97	0,17	1,78
Probables	12,8	3,26	0,90	0,20	1,61
Total reservas	22,6	3,18	0,93	0,19	1,68
Recursos	Millones de toneladas	Zn %	Pb %	Cu %	Ag (oz/t)
Medidos	3,8	3,87	1,36	0,26	2,54
Indicados	4,2	3,70	1,02	0,32	1,93
Subtotal recursos	8,0	3,78	1,18	0,29	2,22
Recursos inferidos	14,7	4,24	0,95	0,33	1,98

Tabla N° 1: UM El Porvenir Inventario de recursos e indicadores

Fuente: Reporte técnico independiente NI 43-101 Elaborado por SRK Consulting al 30/06/2022 vida de mina 10 años

3.5.2. Muestra

La muestra de estudio se obtuvo de la faja transportadora que se muestreo cada 15 min con un muestreador tipo cuchara y posteriormente se descargó en un recipiente de 20 lt. La cantidad de muestra que se obtuvo se determinó mediante la ecuación de Gy.

$$M = \frac{CD^3}{S^2}$$

Donde:

M = Peso mínimo de muestra requerida (g)

C = Constante de muestreo para la materia que es muestreado (g/cm^3)

D = Dimensión de los trozos más gruesos del material muestreado (cm)

S = Medida del error estadístico que puede ser tolerado en el ensayo de muestra, o error cometido por muestreo

La constante de muestreo C es específica del material muestreo, tomando en cuenta el contenido de material y su grado de liberación.

$$C = FGLM$$

Donde:

F = Factor de forma, el cual es tomado como 0.5, excepto para minerales de oro, donde se toma 0,2

G = Factor de distribución de partículas, usualmente tomado como 0,25. A menos que sea estrechamente distribuido, en tal cosa se usa un factor de 0,5

L = Factor de liberación, el cual tiene valores entre 0 para material completamente homogéneo y 1 para material completamente heterogéneo.

M= Factor de composición mineralógica el cual puede ser calculado con la expresión.

$$M = \frac{1 - A}{A} [(1 - A)R + AT]$$

Gy trazo una tabla basada en D, dimensión de las piezas más grande en el mineral muestreado, la cual puede ser tomado como la abertura del tamiz por el cual pasa el 90-95% del material, y L, es tamaño en cm al cual para propósitos prácticos. El mineral es esencialmente liberado. Los valores de L corresponden a los valores de D/L y puede ser estimado en la tabla.

Para calcular M: R y T son las densidades medias de los minerales de valor y la ganga respectivamente y A es el promedio fraccional de mineral contenido del material muestreado.

Datos:

D = 1000 micras

L = 150 μ (0,015 cm)

r = 7,5

t = 2,65

Ley de Pb = 1,55%

f = 0.5

g = 0,25

$$2S = \frac{0,1}{1,55} = 0,065$$
$$S = 0,0325$$

$$l = \sqrt{\frac{L}{D}} = \sqrt{\frac{150}{1000}} = 0,387$$

$$\begin{array}{l} 100\% \text{ PbS} \text{-----} 86,6\% \text{ Pb} \\ \% a \text{-----} 1,55\% \text{ Pb} \end{array}$$

$$a = 1,79 \% \text{ PbS} = 0,0179 \text{ de PbS}$$

Entonces:

$$M = \frac{1 - 0,0179}{0,0179} [(1 - 0,0179)7,5 + 0,0179(2,65)]$$

$$M = 406,99 \frac{gr}{cm^3}$$

$$d = 1000 u = 0,1 \text{ cm}$$

$$C = F.G.L.M$$

$$C = 0,5 \times 0,25 \times 0,387 \times 406,99 = 19,69$$

$$M = \frac{19,69 \times 0,1^3}{0,0325^2} = 18,64 \text{ kg}$$

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.6.1. Técnica de recolección de datos

La observación. Mediante esta técnica se realizará observación del comportamiento metalúrgico de la flotación de minerales frente a la dosificación de reactivos.

La entrevista. Se realizó a los ingenieros que laboran en la planta concentradora Milpo y en el laboratorio metalúrgico, referente al a la calidad de concentrado evaluando.

Fuentes primarias. Se obtuvo de los reportes de las leyes del concentrado, relave del laboratorio químico.

3.6.2. Instrumentos de recolección de datos

Separador de jones. Mediante este equipo se redujo el tamaño de muestra y a la vez se homogenizó.

Balanza. Este equipo nos permitió determinar el peso de la muestra para el equipo de molienda.

Celda de flotación. Con este equipo se obtuvo el concentrado y relave en una bandeja que posteriormente se sometió a un secado.

Espectrofotómetro de absorción atómica. Este equipo nos dio los ensayos tanto de la ley de cabeza concentrado y relave de las pruebas metalúrgicas.

3.7. Selección, validación y confiabilidad de instrumentos de estudio

Recolectada las muestras se somete a una serie de pruebas tanto metalúrgicas, el mismo que se desarrolló siguiendo los procedimientos estándar por el laboratorio que a continuación se indica:

- **Caracterización química:** Se determina las leyes de los elementos presentes de la mena de casa uno de la muestra, a través de las técnicas de ensayo por el método de absorción atómica, además se pudieron analizar los elementos que pudieran interferir en el proceso de extracción.
- **Caracterización mineralógica:** las especies presentes en la muestra fueron analizados por microscopia por la técnica de análisis de material particulado en briquetas, el resultado de la caracterización se determinó con el reconocimiento de las especies presentes y la composición mineralógica.
- **Caracterización metalúrgica:** el principal objetivo es conocer la respuesta del mineral dentro del proceso de beneficio y extracción, y de este modo

predecir su comportamiento metalúrgico, dentro de ello se realizaron varias pruebas para determinar: moliendabilidad, pruebas de flotación.

Todos los datos obtenidos fueron analizados y fueron puestos en mejorar del proceso de planta.

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Se procedió a la siguiente secuencia para el análisis de datos:

- **Revisión de Material Recolectado.** - Estuvo dado por la revisión de todos los resultados de la guía de observación y de Los instrumentos de las pruebas realizadas.
- **Codificación de los Datos.** - La codificación de datos es un método de orden que sirvió para elaborar los cuadros del estudio y obtener los resultados esperados.
- **Interpretación de datos.** - Una vez ordenados los datos se pasó a interpretarlos de acuerdo con la realidad del estudio, marco teórico y los antecedentes del estudio.

3.9. Tratamientos estadísticos

Para el tratamiento estadístico de datos se utilizó el paquete estadístico Statgraphics Plus, donde se analizó los efectos de los factores, análisis de varianza, el coeficiente del modelo matemático y los niveles máximos de recuperación del zinc.

3.10. Orientación ética filosófica y epistémica

Los datos del estudio se recogieron de acuerdo con los valores éticos del investigador que dan fe a las pruebas realizadas. Además, las referencias del marco teórico, se editaron respetando la autoría de los investigadores.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

A continuación, presentamos los diferentes resultados de los ensayos, parámetros y pruebas metalúrgicas realizados al mineral (composito mensual junio-2023).

La prueba se inició con el análisis químico de la muestra que se obtuvo de la faja transportadora, alimento a los molinos primarios.

Tabla 3: Análisis Químico de la ley de cabeza para flotación

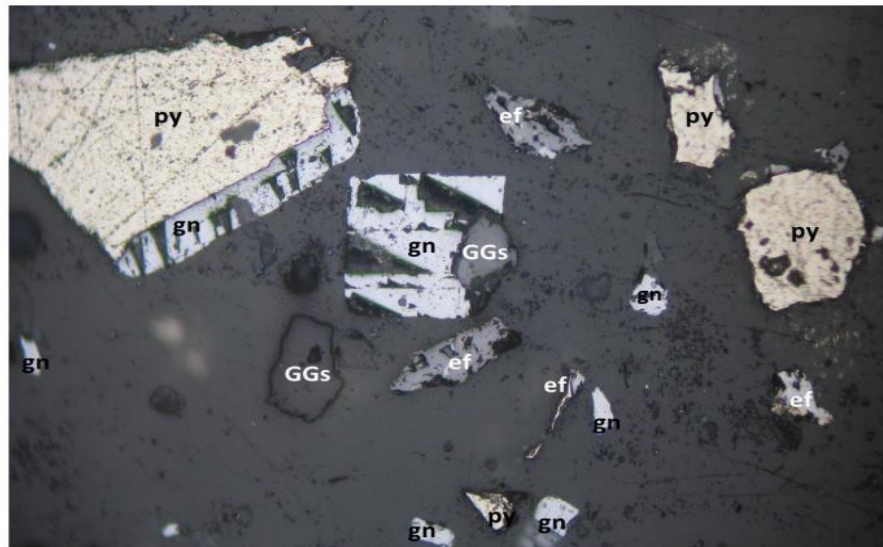
ENSAYES				
% Cu	% Pb	% Zn	Ag Onz/TM	% Fe
0,17	1,55	3,14	2,81	8,66

Fuente: Laboratorio metalúrgico-el porvenir

4.1.1. Análisis mineralógico

Se realizaron los estudios y análisis por microscopía óptica cuantitativa, para identificar como se encuentran las especies mineralógicas en nuestro proceso

Figura 6: Concentrado Bulk (Cu-Pb)



Fuente: Laboratorio metalúrgico- El Porvenir

Tabla 4: Microscopia Óptica de concentrado Bulk

Especie	%volumen	cp	py	gn	ef	SFAg	ef2	GGS	bn	al
Partículas Mixtas		0.63	2.00	5.78	6.81	0.20	0.45	1.21	0.00	0.00
gn/ef	8.95			3.29 18.03	5.66 44.71					
gn/py	2.74		1.59 40.43	1.15 24.27						
gn/cp	0.91	0.39 22.03		0.53 38.03						
gn/GGS	1.74			0.69 22.05				1.05 42.84		
ef/py	0.55		0.20 19.54		0.35 47.88					
cp/ef	0.64	0.21 17.21			0.43 52.93					
gn/ef2	0.55			0.10 5.71			0.45 67.38			
ef/SFAg	0.37				0.24 41.50	0.13 16.50				
ef/GGS	0.09				0.03 6.00			0.06 56.00		
py/SFAg	0.27		0.20 62.33			0.07 12.33				
gn/ef/py	0.09		0.01 1.50	0.01 0.50	0.07 64.00					
gn/cp/ef/GGS	0.18	0.03 3.13		0.02 1.13	0.03 0.13			0.10 43.13		
% Volumétrico	100.0	4.19	12.77	56.01	18.87	1.02	1.18	5.22	0.18	0.09
Peso específico		4.2	5.0	7.5	4	4.8	4.2	2.7	5.1	4
% Peso		2.92	10.60	69.75	12.53	0.82	0.82	2.34	0.15	0.06
Grado de Liberación		87.89	90.69	91.87	80.18	83.30	87.53	86.98	100.00	100.00

Fuente: laboratorio metalúrgico-unidad Atacocha

4.1.2. Prueba de moliendabilidad

Se tomaron 10 kilogramos de muestra de mineral del compósito del mes de junio, que se preparó a malla -10 y se sometieron a diferentes tiempos de molienda desde 0 hasta 16 minutos. Cada muestra se tuvo separado en una bolsa para conservar sus propiedades del mineral

Equipos utilizados:

- Un molino de bolas de laboratorio tipo Denver de 30 cm de diámetro por 30 cm de longitud para la molienda a diferentes tiempos de cada fracción estrecha.
- Un conjunto de tamices de la serie Tyler así: -10

Condiciones de molienda:

- Cantidad de Mineral: 2000 gramos.
- Agua: 1000 cc
- Malla de la serie Tyler: 200
- Bandeja para el lavado
- Porcentaje de llenado del Molino, $J = 40\%$.
- Potencia del motor: 1,5 H. P
- Porcentaje de Velocidad Crítica: 70%.
- Porcentaje de Poros en el Lecho de Bolas: 40%
- Tamaño de Bolas: 1", 1 ¼", 1 ½"

Tabla 5: Moliendabilidad del Mineral polimetálico

Mineral 2 kg - 1000 ml Agua			
PRUEBAS DE MOLIENDABILIDAD MINERAL EL PORVENIR Blending 2023			
Diametro Molino	7 7/16	pulg	
Largo Molino	7 1/2	pulg	
PRUEBAS DE MOLIENDABILIDAD			
Tiempo	D ₈₀	% Acum(-) 200#	% Acum(-) 200# Corr
0	979	28.23	29.35
4	317	39.57	37.43
8	204	43.91	45.51
12	142	54.84	53.58
16	111	60.98	61.66

Fuente: Elaborado por los tesistas

Tabla 6: Moliendabilidad del mineral polimetálico

REGRESION LINEAL -200#			
B	2.02	A	29.35
Tiempo min	% Acum(-) 200#	% Acum(-) 200# Ideal	FO
10.23	50.00	50.00	0.000
Tiempo	Rr		
0	0		
4	3.08		
8	4.81		
12	6.88		
16	8.84		

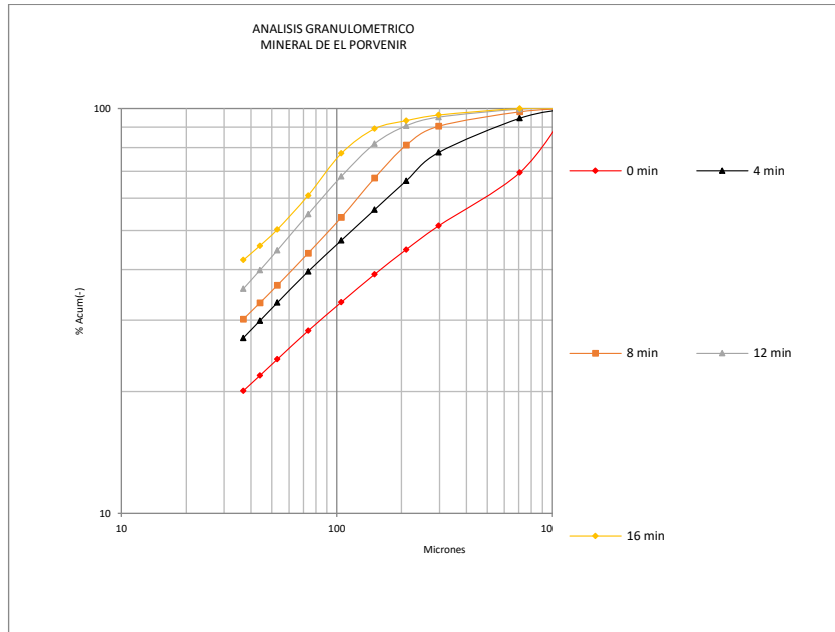
Fuente: Elaborado por los tesistas

Tabla 7: Moliendabilidad del mineral polimetálico

Malla	Abertura	0 min	4 min	8 min	12 min	16 min
10	2000	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
12	1402	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
14	1179	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
16	1190	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
25	707	69.41	94.59	98.13	99.62	100.00
50	297	51.31	77.87	90.40	95.21	96.36
70	210	44.83	66.28	81.18	90.64	93.31
100	150	38.94	56.25	67.32	81.88	89.11
140	105	33.24	47.24	53.87	67.99	77.46
200	74	28.23	39.57	43.91	54.84	60.98
270	53	24.02	33.14	36.59	44.64	50.25
325	44	21.90	29.91	33.11	39.85	45.82
400	37	20.07	27.12	30.18	35.86	42.22

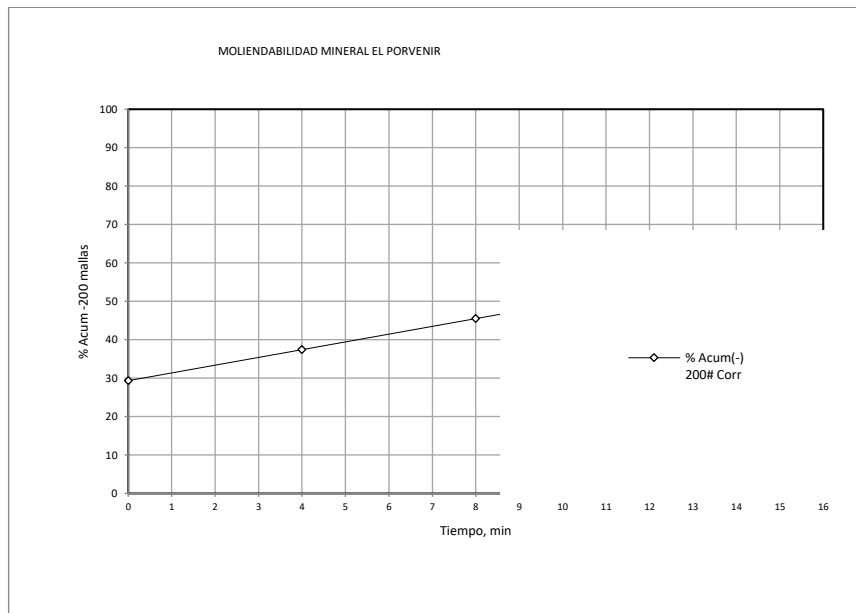
Fuente: Elaborado por los tesistas

Figura 7: Moliendabilidad de Mineral de Prueba



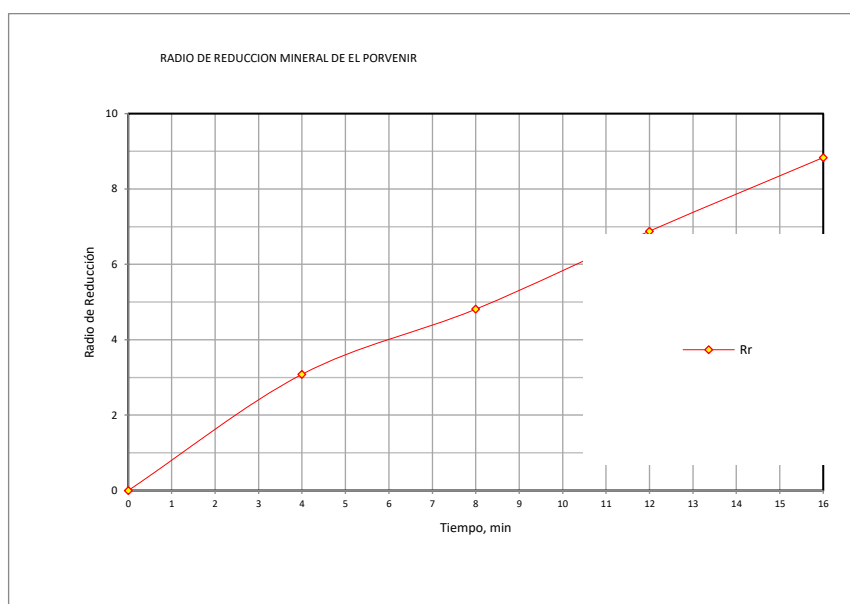
Fuente: Elaborado por el tesista

Figura 8: Moliendabilidad de Mineral de Prueba



Fuente: Elaborado por el tesista

Figura 9: Moliendabilidad de Mineral de Prueba



Fuente: Elaborado por el tesista

A continuación, presentamos el diseño de las pruebas cíclicas, teniendo en cuenta los factores con sus respectivos niveles. Tabla 4.6

Tabla 8: Pruebas Flotación Rougher Circuito Bulk

PRUEBA	P80, um	TIEMPO DE MOLIE. min	NaCN	Z-11	AP-3418	MIBC
Test 1	50	10.23	70	14.5	14.4	35.1
Test 1	50	10.23	70	19.5	14.4	37.8
Test 1	50	10.23	70	14.5	19.4	24.3
Test 1	50	10.23	50	19.5	19.4	35.1
Test 1	50	10.23	50	14.5	14.4	37.8
Test 1	50	10.23	50	19.5	14.4	35.1
Test 1	55	13	50	14.6	19.4	35.1
Test 1	55	13	50	19.5	19.4	37.8
Test 1	52.5	13	50	17.0	16.9	37.8

Fuente: Elaborado por los tesistas

4.1.3. Reporte de ensayos del concentrado y recuperación del plomo en operación estándar

A continuación, presentamos los ensayos de los concentrados de plomo con sus respectivas recuperaciones obtenidos del 04 al 07 de junio del 2023. Ver tabla 4.7

Tabla 9: Ensayos del concentrado de plomo

Fecha		Ensayos							Recuperación %								
		Ag Oz/ton	Pb%	Zn%	Cu%	Fe%	BP%	Mn%	Au Oz/ton	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	Bi	Mn	Au
1/10/2023	CONC. PB	63.016	48.428	7.319	2.311	7.157	0.312	0.339	5.61	63.8	80.1	5.1	24.4	1.5	51.5	2.10	33.61
2/10/2023	CONC. PB	63.316	50.647	8.296	1.344	5.891	0.336	0.144	3.85	65.5	81.1	6.7	18.8	1.7	53.8	1.14	29.85
3/10/2023	CONC. PB	64.235	47.297	7.18	2.54	8.11	0.315	0.466	6.1	63.7	79.7	4.7	23.1	1.4	59.8	2.72	34.64
4/10/2023	CONC. PB	61.524	49.813	7.49	2.03	5.99	0.308	0.183	5	64	80.6	5.8	26.6	1.8	43.9	1.22	32.2
5/10/2023	CONC. PB	61.08	49.100	9.25	1.395	6.65	0.294	0.152	3.6	66.8	81.4	7.9	23	1.9	49.1	1.48	29.59
6/10/2023	CONC. PB	64.89	45.312	7.08	1.678	9.019	0.347	0.382	5.6	61.5	82.4	6.3	24.8	2.6	45.4	2.09	32.68

Fuente: Laboratorio metalúrgico

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

Pruebas de flotación a nivel de laboratorio

Se realizaron nueve pruebas de flotación variando la dosificación del AP-3418 y Z-11.

4.2.1. Prueba de flotación N° 1

Condiciones de operación:

Molienda

Peso de Mineral	:	2000 g
Granulometría	:	94% -200 mallas
ZnSO ₄	:	170 g/TM
NaCN	:	70 g/TM
AP-3418	:	14,4 g/TM
Z-11	:	14,5 g/TM
Tiempo de molienda	:	10,23 min

Flotación

Acondicionamiento	:	2 min
pH flotación	:	8,60
MIBC	:	35,1 g/TM
Tiempo de flotación	:	10,5 min

Tabla 10: Resultados Metalúrgicos

Balance circuito prueba de flotación bulk

Producto	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Concentrado plomo C/Unit A	7.50	0.08	79.53	55.76	4.69	0.81	5.17	596	4	0	0	0	2.05	2.64	0.11	0.34	0.05
Concentrado plomo C/Unit B	5.60	0.06	78.29	53.72	4.22	0.86	4.25	438	3	0	0	0	1.51	1.90	0.08	0.27	0.03
Concentrado plomo C/Unit C	6.60	0.07	78.60	54.70	4.17	1.01	4.64	519	4	0	0	0	1.78	2.28	0.09	0.37	0.04
Concentrado plomo C/Unit D	7.20	0.07	75.77	57.22	2.69	0.76	2.56	546	4	0	0	0	1.87	2.60	0.06	0.30	0.02
Concentrado plomo C/Unit E	4.90	0.05	73.67	55.33	3.93	1.07	4.03	361	3	0	0	0	1.24	1.71	0.06	0.29	0.02
Conc Cleaner II bulk A	18.80	0.19	77.30	67.22	5.10	0.88	5.13	1453	13	1	0	1	4.99	7.97	0.31	0.92	0.11
Conc Cleaner II bulk B	46.30	0.47	72.40	56.10	6.94	1.57	7.42	3352	26	3	1	3	11.51	16.38	1.04	4.03	0.40
Conc Cleaner II bulk C	36.30	0.37	76.54	55.69	6.61	1.74	7.93	2779	20	2	1	3	9.54	12.75	0.77	3.49	0.34
Conc Cleaner II bulk D	39.00	0.39	78.05	56.10	6.27	1.34	6.71	3044	22	2	1	3	10.46	13.80	0.79	2.89	0.31
Conc Cleaner II bulk E	49.70	0.50	75.98	51.07	7.14	1.78	8.24	3776	25	4	1	4	12.97	16.01	1.14	4.90	0.48
Relave Cleaner II Bulk	11.10	0.11	36.95	23.46	9.45	1.36	13.70	410	3	1	0	2	1.41	1.64	0.34	0.83	0.18
Relave Cleaner I Bulk	29.70	0.30	24.51	14.78	5.76	1.44	7.59	728	4	2	0	2	2.50	2.77	0.55	2.36	0.27
Concentrado scavenger Bulk	26.20	0.26	29.90	14.34	7.72	2.01	9.52	783	4	2	1	2	2.69	2.37	0.65	2.92	0.29
Relave scavenger Bulk A	1919.00	19.40	1.13	0.27	3.06	0.19	8.87	2172	5	59	4	170	7.46	3.25	18.94	19.93	20.01
Relave scavenger Bulk B	1906.60	19.27	0.93	0.20	2.97	0.14	8.95	1765	4	57	3	171	6.06	2.43	18.27	14.31	20.06
Relave scavenger Bulk C	1926.90	19.48	1.04	0.27	3.08	0.12	8.32	2007	5	59	2	160	6.89	3.32	19.14	13.06	18.85
Relave scavenger Bulk D	1924.70	19.45	1.20	0.29	3.00	0.13	8.00	2302	6	58	3	154	7.91	3.51	18.63	14.15	18.10
Relave scavenger Bulk E	1927.00	19.48	1.08	0.22	3.06	0.14	9.02	2082	4	59	3	174	7.15	2.69	19.02	14.64	20.44
Cabeza (calc)	9893.10	100.00	2.94	1.60	3.13	0.18	8.60	29113	159	310	18	851	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Cabeza (Ensayada)			2.81	1.55	3.14	0.17	8.66
-------------------	--	--	------	------	------	------	------

Tabla 11: Resultados Metalúrgicos

Productos combinados	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Comb Bulk CI Productos (6 to 10)	143.70	1.19	76.71	54.22	6.30	1.54	7.15	11024	78	9	2	10	63.30	83.77	4.89	22.64	2.06
Bulk Scav Relave (13 to 17)	5778.60	97.65	1.11	0.26	3.05	0.13	8.45	6391	15	176	8	488	36.70	16.23	95.11	77.36	97.94
Cabeza (calc)	5922.30	100.00	2.94	1.57	3.13	0.16	8.42	17414	93	185	10	498	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 12: Resultados Metalúrgicos

ESTABILIDAD GLOBAL DEL CIRCUITO	99.3%
CARGA CIRCULANTE DEL CIRCUITO BULK	3.4%

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 13: Resultados Metalúrgicos

Productos	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	17861	98	199	11	550	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	152	2.39	76.71	54.22	6.30	1.54	7.15	11631	82	10	2	11	62.92	83.55	4.82	22.36	2.03
Concentrado Bulk	6198	97.61	1.11	0.26	3.05	0.13	8.45	6855	16	189	8	524	37.08	16.45	95.18	77.64	97.97
Cabeza (calc)	6350	100.00	2.91	1.55	3.12	0.16	8.42	18486	98	198	10	534	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

OBSERVACION: - En esta prueba N° 1 se empleó la marcha estándar para realizar comparaciones con las pruebas siguientes. - Se notó una recuperación aceptable en el caso del Pb-Ag. Y un consumo de 14,4 g/t, de A-3418, Z-11 a 14,5 g/t. La ley de concentrado de Pb-Ag se puede mejorar realizando pruebas con el AP-3418 puesto que este reactivo (colector) es más selectivo.

4.2.2. Prueba de flotación N° 2

Condiciones de operación:

Molienda

Peso de Mineral	:	2000 g
Granulometría	:	94% -200 mallas
ZnSO ₄	:	170 g/TM
NaCN	:	70 g/TM
AP-3418	:	14,4 g/TM
Z-11	:	19,5 g/TM
Tiempo de molienda	:	10,23 min

Flotación

Acondicionamiento	:	2 min
pH flotación	:	8,60
MIBC	:	37,8 g/TM
Tiempo de flotación	:	10,5 min

Tabla 14: Resultados Metalúrgicos

Producto	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Concentrado plomo C/Unit A	5.70	0.06	68.87	43.44	4.72	1.03	4.99	393	2	0	0	0	1.41	1.65	0.09	0.34	0.03
Concentrado plomo C/Unit B	6.20	0.06	71.81	45.92	4.43	1.12	4.78	445	3	0	0	0	1.59	1.90	0.09	0.39	0.03
Concentrado plomo C/Unit C	6.50	0.07	70.34	43.12	4.21	0.98	4.50	457	3	0	0	0	1.64	1.87	0.09	0.36	0.03
Concentrado plomo C/Unit D	9.30	0.09	65.38	38.96	5.58	1.04	5.69	608	4	1	0	1	2.18	2.42	0.17	0.55	0.06
Concentrado plomo C/Unit E	7.20	0.07	63.26	40.91	5.41	1.26	5.88	455	3	0	0	0	1.63	1.97	0.13	0.51	0.05
Conc Cleaner II bulk A	22.20	0.22	72.93	61.77	4.85	0.81	5.57	1619	14	1	0	1	5.80	9.15	0.35	1.02	0.15
Conc Cleaner II bulk B	36.20	0.36	75.53	61.35	5.30	1.21	5.83	2734	22	2	0	2	9.79	14.82	0.63	2.50	0.25
Conc Cleaner II bulk C	35.70	0.36	72.83	55.69	5.80	1.30	6.78	2600	20	2	0	2	9.31	13.26	0.68	2.64	0.29
Conc Cleaner II bulk D	40.00	0.40	70.95	56.10	6.45	1.30	6.86	2838	22	3	1	3	10.16	14.97	0.84	2.96	0.32
Conc Cleaner II bulk E	38.30	0.38	71.03	55.06	6.08	1.71	6.97	2720	21	2	1	3	9.74	14.07	0.76	3.72	0.31
Relave Cleaner II Bulk	4.60	0.05	45.52	32.13	6.80	1.62	8.72	209	1	0	0	0	0.75	0.99	0.10	0.42	0.05
Relave Cleaner I Bulk	34.40	0.34	20.37	14.38	6.09	0.81	10.77	701	5	2	0	4	2.51	3.30	0.68	1.59	0.44
Concentrado scavenger Bulk	39.60	0.40	31.21	19.86	8.04	1.76	10.70	1236	8	3	1	4	4.42	5.25	1.04	3.95	0.50
Relave scavenger Bulk A	1915.80	19.19	1.50	0.23	3.01	0.16	8.60	2883	4	58	3	165	10.32	2.91	18.83	17.15	19.41
Relave scavenger Bulk B	1942.60	19.45	0.90	0.22	2.95	0.15	8.12	1749	4	57	3	158	6.26	2.80	18.72	16.33	18.58
Relave scavenger Bulk C	1965.90	19.69	1.13	0.23	3.10	0.14	8.91	2225	4	61	3	175	7.96	2.99	19.91	15.90	20.64
Relave scavenger Bulk D	1946.00	19.49	1.12	0.24	2.93	0.14	8.49	2177	5	57	3	165	7.79	3.07	18.62	15.47	19.47
Relave scavenger Bulk E	1929.00	19.32	0.98	0.20	2.90	0.13	8.53	1885	4	56	2	165	6.75	2.61	18.27	14.20	19.39
Cabeza (calc)	9985.20	100.00	2.80	1.50	3.07	0.18	8.50	27934	150	306	18	849	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Cabeza (Ensayada)			2.81	1.55	3.14	0.17	8.66
-------------------	--	--	------	------	------	------	------

Tabla 15: Resultados Metalúrgicos

Productos combinados	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Comb Bulk CI Productos (6 to 10)	137.00	1.19	70.65	53.12	5.96	1.38	6.63	9679	73	8	2	9	60.62	84.83	4.48	19.08	1.77
Bulk Scav Relave (13 to 17)	5840.90	97.65	1.08	0.22	2.98	0.14	8.64	6287	13	174	8	505	39.38	15.17	95.52	80.92	98.23
Cabeza (calc)	5977.90	100.00	2.67	1.44	3.05	0.17	8.60	15966	86	182	10	514	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 16: Resultados Metalúrgicos

ESTABILIDAD GLOBAL DEL CIRCUITO	99.2%
CARGA CIRCULANTE DEL CIRCUITO BULK	3.9%

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 17: Resultados Metalúrgicos

Productos	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	17861	98	199	11	550	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	159.27	2.51	70.65	53.12	5.96	1.38	6.63	11252	85	9	2	11	62.81	85.99	4.90	20.55	1.93
Concentrado Bulk	6190.73	97.49	1.08	0.22	2.98	0.14	8.64	6664	14	184	9	535	37.19	14.01	95.10	79.45	98.07
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.82	1.55	3.05	0.17	8.59	17916	98	194	11	546	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

OBSERVACIÓN: En esta prueba N° 2 se empleó la marcha con xantato y AP-3418 para realizar comparaciones con las pruebas siguientes. Se notó una recuperación óptima en el caso del Pb-Ag, con un consumo de 19,5 g/t de Z-11 y AP-3418 de 14,4 g/t.

4.2.3. Prueba de flotación N° 3

Condiciones de operación:

Molienda

Peso de Mineral	:	2000 g
Granulometría	:	94% -200 mallas
ZnSO ₄	:	100 g/TM
NaCN	:	70 g/TM
AP-3418	:	19,4 g/TM
Z-11	:	14,5 g/TM
Tiempo de molienda	:	10,23 min

Flotación

Acondicionamiento	:	2 min
pH flotación	:	8,60
MIBC	:	24,3 g/TM
Tiempo de flotación	:	10,5 min

Tabla 18: Resultados Metalúrgicos

Producto	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Concentrado plomo C/Unit A	14.40	0.15	71.45	62.61	3.39	0.67	4.70	1029	9	0	0	1	4.25	6.70	0.17	0.54	0.07
Concentrado plomo C/Unit B	6.40	0.06	82.29	63.86	3.24	0.61	3.53	527	4	0	0	0	2.17	3.04	0.07	0.22	0.02
Concentrado plomo C/Unit C	8.40	0.08	78.02	59.25	3.67	0.84	4.40	655	5	0	0	0	2.71	3.70	0.11	0.39	0.04
Concentrado plomo C/Unit D	6.90	0.07	82.88	61.56	3.46	0.71	3.74	572	4	0	0	0	2.36	3.16	0.09	0.28	0.03
Concentrado plomo C/Unit E	6.00	0.06	79.15	61.35	3.63	0.68	4.06	475	4	0	0	0	1.96	2.74	0.08	0.23	0.03
Conc Cleaner II bulk A	15.50	0.16	78.03	51.91	6.78	1.17	8.08	1210	8	1	0	1	4.99	5.98	0.38	1.01	0.14
Conc Cleaner II bulk B	36.00	0.36	77.24	47.93	7.03	2.03	10.10	2781	17	3	1	4	11.48	12.83	0.91	4.10	0.40
Conc Cleaner II bulk C	41.60	0.42	70.59	45.20	7.07	2.94	9.48	2936	19	3	1	4	12.12	13.98	1.05	6.86	0.43
Conc Cleaner II bulk D	31.40	0.32	68.88	43.73	7.88	2.53	11.14	2163	14	2	1	3	8.93	10.21	0.89	4.46	0.38
Conc Cleaner II bulk E	40.40	0.41	69.71	42.05	8.31	2.58	10.08	2816	17	3	1	4	11.63	12.63	1.20	5.85	0.44
Relave Cleaner II Bulk	17.10	0.17	35.43	23.95	6.59	1.77	10.16	606	4	1	0	2	2.50	3.05	0.40	1.70	0.19
Relave Cleaner I Bulk	28.90	0.29	15.06	9.21	4.92	0.74	10.59	435	3	1	0	3	1.80	1.98	0.51	1.19	0.33
Concentrado scavenger Bulk	36.90	0.37	16.60	7.46	6.97	1.72	10.28	613	3	3	1	4	2.53	2.05	0.92	3.56	0.41
Relave scavenger Bulk A	1897.10	19.12	0.80	0.22	2.87	0.17	9.81	1513	4	54	3	186	6.24	3.10	19.49	18.44	20.29
Relave scavenger Bulk B	1941.20	19.56	0.77	0.25	2.67	0.12	10.09	1498	5	52	2	196	6.18	3.54	18.55	13.03	21.36
Relave scavenger Bulk C	1899.10	19.14	0.82	0.26	2.74	0.13	8.59	1563	5	52	2	163	6.45	3.62	18.63	13.60	17.79
Relave scavenger Bulk D	1938.00	19.53	0.77	0.28	2.62	0.11	8.62	1495	5	51	2	167	6.17	4.08	18.18	12.35	18.22
Relave scavenger Bulk E	1959.30	19.74	0.68	0.25	2.62	0.11	9.09	1335	5	51	2	178	5.51	3.62	18.38	12.18	19.42
Cabeza (calc)	9924.60	100.00	2.44	1.36	2.81	0.18	9.24	24221	134	279	18	917	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Cabeza (Ensayada)			2.81	1.55	3.14	0.17	8.66
-------------------	--	--	------	------	------	------	------

Tabla 19: Resultados Metalúrgicos

Productos combinados	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Comb Bulk CI Productos (6 to 1	134.70	1.19	71.40	46.35	7.08	2.39	9.19	9618	62	10	3	12	68.64	80.40	5.83	32.15	2.38
Bulk Scav Relave (13 to 17)	5796.40	97.65	0.76	0.26	2.66	0.12	8.77	4394	15	154	7	508	31.36	19.60	94.17	67.85	97.62
Cabeza (calc)	5931.10	100.00	2.36	1.31	2.76	0.17	8.78	14012	78	164	10	521	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 20: Resultados Metalúrgicos

ESTABILIDAD GLOBAL DEL CIRCUITO	99.2%
CARGA CIRCULANTE DEL CIRCUITO BULK	4.2%

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 21: Resultados Metalúrgicos

Productos	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	17861	98	199	11	550	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	177.35	2.79	71.40	46.35	7.08	2.39	9.19	12663	82	13	4	16	73.02	83.53	7.11	36.94	2.92
Concentrado Bulk	6172.65	97.21	0.76	0.26	2.66	0.12	8.77	4679	16	164	7	541	26.98	16.47	92.89	63.06	97.08
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.73	1.55	2.78	0.18	8.78	17342	98	177	11	558	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

OBSERVACIÓN: En esta prueba N° 3 se empleó la marcha con AP-3418 y Z-11 para realizar comparaciones con las pruebas siguientes.

Se notó una recuperación óptima en el caso del Pb-Ag, con un consumo de 19,4 g/t de AP-3418 y Z-11 14,5 g/t.

4.2.4. Prueba de flotación N° 4

Condiciones de operación:

Molienda

Peso de Mineral	:	2000 g
Granulometría	:	94% -200 mallas
ZnSO ₄	:	170 g/TM
NaCN	:	50 g/TM
AP-3418	:	19,4 g/TM
Z-11	:	19,5 g/TM
Tiempo de molienda	:	10,23 min

Flotación

Acondicionamiento	:	2 min
pH flotación	:	8,60
MIBC	:	35,1 g/TM
Tiempo de flotación	:	10,5 min

Tabla 22: Resultados Metalúrgicos

Producto	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Concentrado plomo C/Unit A	9.10	0.09	79.53	55.76	4.69	0.81	5.17	724	5	0	0	0	2.42	3.10	0.14	0.40	0.06
Concentrado plomo C/Unit B	9.70	0.10	78.29	53.72	4.22	0.86	4.25	759	5	0	0	0	2.54	3.18	0.13	0.46	0.05
Concentrado plomo C/Unit C	11.40	0.12	78.60	54.70	4.17	1.01	4.64	896	6	0	0	1	3.00	3.81	0.15	0.63	0.06
Concentrado plomo C/Unit D	9.90	0.10	75.77	57.22	2.69	0.76	2.56	750	6	0	0	0	2.51	3.46	0.09	0.41	0.03
Concentrado plomo C/Unit E	11.60	0.12	73.67	55.33	3.93	1.07	4.03	855	6	0	0	0	2.86	3.92	0.15	0.68	0.06
Conc Cleaner II bulk A	22.40	0.23	77.30	67.22	5.10	0.88	5.13	1732	15	1	0	1	5.79	9.19	0.37	1.08	0.14
Conc Cleaner II bulk B	34.90	0.35	72.40	56.10	6.94	1.57	7.42	2527	20	2	1	3	8.45	11.95	0.78	3.01	0.30
Conc Cleaner II bulk C	37.30	0.38	76.54	55.69	6.61	1.74	7.93	2855	21	2	1	3	9.54	12.68	0.80	3.56	0.35
Conc Cleaner II bulk D	39.80	0.40	78.05	56.10	6.27	1.34	6.71	3106	22	2	1	3	10.38	13.63	0.80	2.92	0.31
Conc Cleaner II bulk E	39.90	0.40	75.98	51.07	7.14	1.78	8.24	3031	20	3	1	3	10.13	12.44	0.92	3.90	0.39
Relave Cleaner II Bulk	8.20	0.08	36.95	23.46	9.45	1.36	13.70	303	2	1	0	1	1.01	1.17	0.25	0.61	0.13
Relave Cleaner I Bulk	39.10	0.40	24.51	14.78	5.76	1.44	7.59	958	6	2	1	3	3.20	3.53	0.73	3.08	0.35
Concentrado scavenger Bulk	37.30	0.38	29.90	14.34	7.72	2.01	9.52	1115	5	3	1	4	3.73	3.27	0.93	4.11	0.42
Relave scavenger Bulk A	1879.70	19.00	1.13	0.27	3.06	0.19	8.87	2127	5	58	4	167	7.11	3.08	18.55	19.34	19.62
Relave scavenger Bulk B	1924.00	19.44	0.93	0.20	2.97	0.14	8.95	1781	4	57	3	172	5.96	2.38	18.43	14.31	20.27
Relave scavenger Bulk C	1927.20	19.48	1.04	0.27	3.08	0.12	8.32	2007	5	59	2	160	6.71	3.21	19.14	12.94	18.87
Relave scavenger Bulk D	1916.60	19.37	1.20	0.29	3.00	0.13	8.00	2292	6	57	3	153	7.66	3.38	18.54	13.96	18.04
Relave scavenger Bulk E	1936.80	19.57	1.08	0.22	3.06	0.14	9.02	2092	4	59	3	175	6.99	2.62	19.11	14.58	20.56
Cabeza (calc)	9894.90	100.00	3.02	1.66	3.13	0.18	8.59	29912	164	310	18	850	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Cabeza (Ensayada)			2.93	1.46	2.75	0.17	10.13
-------------------	--	--	------	------	------	------	-------

Tabla 23: Resultados Metalúrgicos

Productos combinados	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Comb Bulk CI Productos (6 to 1)	149.90	1.19	76.68	54.57	6.01	1.47	6.78	11494	82	9	2	10	64.26	84.42	4.87	22.59	2.04
Bulk Scav Relave (13 to 17)	5780.60	97.65	1.11	0.26	3.05	0.13	8.45	6392	15	176	8	488	35.74	15.58	95.13	77.41	97.96
Cabeza (calc)	5930.50	100.00	3.02	1.63	3.12	0.16	8.41	17886	97	185	10	499	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 24: Resultados Metalúrgicos

ESTABILIDAD GLOBAL DEL CIRCUITO	99.1%
CARGA CIRCULANTE DEL CIRCUITO BULK	4.3%

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 25: Resultados Metalúrgicos

Productos	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350	100.00	2.93	1.46	2.75	0.17	10.13	18618	93	175	11	643	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	140	2.21	76.68	54.57	6.01	1.47	6.78	10749	76	8	2	10	61.02	82.51	4.26	20.26	1.78
Concentrado Bulk	6210	97.79	1.11	0.26	3.05	0.13	8.45	6867	16	189	8	525	38.98	17.49	95.74	79.74	98.22
Cabeza (calc)	6350	100.00	2.77	1.46	3.11	0.16	8.41	17615	93	198	10	534	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

OBSERVACIÓN En esta prueba N° 4 se empleó la marcha estándar para realizar comparaciones con las pruebas siguientes. Se notó una recuperación óptima en el caso del Pb-Ag, con un consumo de 19,4 g/t de AP-3418 y un aumento de 19,5 g/t de Z-11.

4.2.5. Prueba de flotación N° 5

Condiciones de operación:

Molienda

Peso de Mineral	:	2000 g
Granulometría	:	94% -200 mallas
ZnSO ₄	:	170 g/TM
NaCN	:	50 g/TM
AP-3418	:	14,4 g/TM
Z-11	:	14,5 g/TM
Tiempo de molienda	:	10,23 min

Flotación

Acondicionamiento	:	2 min
pH flotación	:	8,60
MIBC	:	37,8 g/TM
Tiempo de flotación	:	10,5 min

Tabla 26: Resultados Metalúrgicos

Producto	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Concentrado plomo C/Unit A	12.20	0.12	85.88	58.83	4.31	0.87	4.90	1048	7	1	0	1	3.79	4.98	0.19	0.68	0.06
Concentrado plomo C/Unit B	10.20	0.10	84.12	56.73	4.07	1.01	4.51	858	6	0	0	0	3.10	4.02	0.15	0.66	0.05
Concentrado plomo C/Unit C	8.90	0.09	84.14	61.14	3.61	1.27	4.02	749	5	0	0	0	2.71	3.78	0.11	0.72	0.04
Concentrado plomo C/Unit D	10.30	0.10	81.06	55.90	3.45	1.28	4.37	835	6	0	0	0	3.02	4.00	0.13	0.84	0.05
Concentrado plomo C/Unit E	13.20	0.13	81.75	61.35	3.16	0.99	4.00	1079	8	0	0	1	3.90	5.62	0.15	0.83	0.05
Conc Cleaner II bulk A	23.30	0.24	85.43	55.27	6.41	1.03	7.69	1990	13	1	0	2	7.20	8.94	0.53	1.54	0.18
Conc Cleaner II bulk B	38.10	0.38	75.04	44.57	7.88	2.05	10.49	2859	17	3	1	4	10.34	11.79	1.07	4.99	0.41
Conc Cleaner II bulk C	36.90	0.37	74.54	45.20	8.07	2.59	10.60	2750	17	3	1	4	9.94	11.58	1.06	6.11	0.40
Conc Cleaner II bulk D	37.90	0.38	74.70	45.83	7.49	2.10	10.08	2831	17	3	1	4	10.24	12.06	1.01	5.08	0.39
Conc Cleaner II bulk E	36.80	0.37	73.46	49.18	7.74	2.38	9.63	2703	18	3	1	4	9.77	12.57	1.01	5.60	0.37
Relave Cleaner II Bulk	4.40	0.04	31.78	19.22	5.82	1.04	10.86	140	1	0	0	0	0.51	0.59	0.09	0.29	0.05
Relave Cleaner I Bulk	18.30	0.18	10.87	5.39	3.44	0.39	7.09	199	1	1	0	1	0.72	0.68	0.22	0.46	0.13
Concentrado scavenger Bulk	68.70	0.69	19.10	8.06	9.12	1.51	11.57	1312	6	6	1	8	4.74	3.85	2.23	6.62	0.82
Relave scavenger Bulk A	1891.60	19.10	0.85	0.24	2.78	0.13	9.82	1606	4	53	3	186	5.80	3.12	18.69	16.10	19.17
Relave scavenger Bulk B	1917.00	19.36	0.75	0.22	2.75	0.10	9.43	1430	4	53	2	181	5.17	2.88	18.74	11.85	18.66
Relave scavenger Bulk C	1915.80	19.34	0.96	0.24	2.71	0.11	9.79	1848	5	52	2	188	6.68	3.22	18.46	13.66	19.36
Relave scavenger Bulk D	1928.00	19.47	0.86	0.24	2.66	0.10	9.76	1661	5	51	2	188	6.01	3.16	18.23	12.46	19.42
Relave scavenger Bulk E	1932.30	19.51	0.91	0.24	2.61	0.09	10.22	1764	5	50	2	197	6.38	3.16	17.93	11.51	20.38
Cabeza (calc)	9903.90	100.00	2.79	1.45	2.84	0.16	9.78	27662	144	281	16	969	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Cabeza (Ensayada)			2.81	1.55	3.14	0.17	8.66
-------------------	--	--	------	------	------	------	------

Tabla 27: Resultados Metalúrgicos

Productos combinados	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Comb Bulk CI Productos (6 to 10)	144.00	1.19	76.03	49.61	6.78	2.09	8.76	10948	71	10	3	13	67.49	83.87	5.97	33.77	2.15
Bulk Scav Relave (13 to 17)	5776.10	97.65	0.91	0.24	2.66	0.10	9.92	5273	14	154	6	573	32.51	16.13	94.03	66.23	97.85
Cabeza (calc)	5920.10	100.00	2.74	1.44	2.76	0.15	9.90	16221	85	163	9	586	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 28: Resultados Metalúrgicos

ESTABILIDAD GLOBAL DEL CIRCUITO	99.1%
CARGA CIRCULANTE DEL CIRCUITO BULK	4.6%

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 29: Resultados Metalúrgicos

Productos	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	17861	98	199	11	550	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	168.70	2.66	76.03	49.61	6.78	2.09	8.76	12826	84	11	4	15	69.44	85.06	6.50	35.82	2.35
Concentrado Bulk	6181.30	97.34	0.91	0.24	2.66	0.10	9.92	5643	15	164	6	613	30.56	14.94	93.50	64.18	97.65
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.91	1.55	2.77	0.15	9.89	18469	98	176	10	628	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

OBSERVACIÓN En esta prueba N° 5 se empleó la marcha con Z-11 y AP-3428 para realizar comparaciones con las pruebas siguientes.

Se notó una recuperación óptima en el caso del Pb-Ag, con un consumo de 14,5 g/t de Z-11 y AP-3418 de 14,4.

4.2.6. Prueba de flotación N° 6

Condiciones de operación:

Molienda

Peso de Mineral	:	2000 g
Granulometría	:	94% -200 mallas
ZnSO ₄	:	170 g/TM
NaCN	:	50 g/TM
AP-3418	:	14,4 g/TM
Z-11	:	19,5 g/TM
Tiempo de molienda	:	10,23 min

Flotación

Acondicionamiento	:	2 min
pH flotación	:	8,60
MIBC	:	35,1 g/TM
Tiempo de flotación	:	10,5 min

Tabla 30: Resultados Metalúrgicos

Producto	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Concentrado plomo C/Unit A	15.30	0.15	60.52	57.15	3.18	1.17	3.71	926	9	0	0	1	4.47	6.03	0.19	1.31	0.07
Concentrado plomo C/Unit B	9.00	0.09	78.48	60.09	2.86	0.97	3.42	706	5	0	0	0	3.41	3.73	0.10	0.64	0.04
Concentrado plomo C/Unit C	10.80	0.11	79.44	59.67	2.39	0.78	2.78	858	6	0	0	0	4.14	4.44	0.10	0.61	0.04
Concentrado plomo C/Unit D	7.70	0.08	71.09	56.73	2.43	0.95	3.16	547	4	0	0	0	2.64	3.01	0.07	0.54	0.03
Concentrado plomo C/Unit E	13.00	0.13	29.15	57.78	2.29	0.65	2.85	379	8	0	0	0	1.83	5.18	0.11	0.62	0.04
Conc Cleaner II bulk A	19.40	0.20	47.71	54.85	5.56	0.97	7.37	926	11	1	0	1	4.47	7.33	0.41	1.38	0.17
Conc Cleaner II bulk B	38.40	0.39	38.88	44.57	7.46	1.52	9.36	1493	17	3	1	4	7.21	11.80	1.10	4.25	0.43
Conc Cleaner II bulk C	58.60	0.59	60.35	39.54	6.54	2.00	8.98	3537	23	4	1	5	17.08	15.97	1.47	8.57	0.63
Conc Cleaner II bulk D	38.60	0.39	59.35	41.63	7.40	1.54	9.73	2291	16	3	1	4	11.06	11.08	1.09	4.34	0.45
Conc Cleaner II bulk E	46.80	0.47	31.61	40.59	6.78	1.55	10.24	1479	19	3	1	5	7.15	13.09	1.22	5.31	0.58
Relave Cleaner II Bulk	7.80	0.08	19.65	10.00	4.03	0.67	6.47	153	1	0	0	1	0.74	0.54	0.12	0.38	0.06
Relave Cleaner I Bulk	37.70	0.38	12.11	5.64	3.83	0.49	7.98	457	2	1	0	3	2.21	1.47	0.55	1.34	0.36
Concentrado scavenger Bulk	60.80	0.61	13.14	6.42	5.43	1.11	8.45	799	4	3	1	5	3.86	2.69	1.26	4.93	0.62
Relave scavenger Bulk A	1867.90	18.85	0.81	0.24	2.61	0.11	8.48	1513	4	49	2	158	7.31	3.08	18.67	14.96	19.03
Relave scavenger Bulk B	1900.90	19.18	0.63	0.20	2.40	0.08	8.54	1198	4	46	2	162	5.79	2.66	17.47	11.78	19.50
Relave scavenger Bulk C	1883.40	19.01	0.59	0.18	2.52	0.09	8.65	1114	3	47	2	163	5.38	2.30	18.18	11.78	19.57
Relave scavenger Bulk D	1946.20	19.64	0.55	0.21	2.46	0.09	8.38	1076	4	48	2	163	5.20	2.79	18.34	12.69	19.59
Relave scavenger Bulk E	1947.10	19.65	0.64	0.21	2.62	0.10	8.04	1252	4	51	2	157	6.05	2.82	19.54	14.57	18.80
Cabeza (calc)	9909.40	100.00	2.09	1.46	2.63	0.14	8.40	20704	145	261	14	833	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Cabeza (Ensayada)			2.81	1.55	3.14	0.17	8.66
-------------------	--	--	------	------	------	------	------

Tabla 31: Resultados Metalúrgicos

Productos combinados	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Comb Bulk Cl Productos (6 to 1)	175.50	1.19	51.80	43.62	6.04	1.56	8.39	9091	77	11	3	15	72.53	86.97	6.76	33.85	2.96
Bulk Scav Relave (13 to 17)	5776.70	97.65	0.60	0.20	2.53	0.09	8.35	3442	11	146	5	483	27.47	13.03	93.24	66.15	97.04
Cabeza (calc)	5952.20	100.00	2.11	1.48	2.64	0.14	8.35	12533	88	157	8	497	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 32: Resultados Metalúrgicos

ESTABILIDAD GLOBAL DEL CIRCUITO	98.9%
CARGA CIRCULANTE DEL CIRCUITO BULK	5.4%

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 33: Resultados Metalúrgicos

Productos	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	17861	98	199	11	550	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	197.58	3.11	51.80	43.62	6.04	1.56	8.39	10235	86	12	3	17	73.63	87.59	7.11	35.11	3.12
Concentrado Bulk	6152.42	96.89	0.60	0.20	2.53	0.09	8.35	3666	12	156	6	514	26.37	12.41	92.89	64.89	96.88
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.19	1.55	2.64	0.14	8.35	13901	98	168	9	531	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

OBSERVACIÓN En esta prueba N° 6 se empleó la marcha con AP-3418 y Z-11 para realizar comparaciones con las pruebas siguientes.

Se notó una recuperación óptima en el caso del Pb-Ag, con un consumo de 14,4 g/t de AP-3418 y Z-11 de 19,5 g/t.

4.2.7. Prueba de flotación N° 7

Condiciones de operación:

Molienda

Peso de Mineral	:	2000 g
Granulometría	:	94% -200 mallas
ZnSO ₄	:	170 g/TM
NaCN	:	50 g/TM
AP-3418	:	19,4 g/TM
Z-11	:	14,5 g/TM
Tiempo de molienda	:	10,23 min

Flotación

Acondicionamiento	:	2 min
pH flotación	:	8,60
MIBC	:	35,1 g/TM
Tiempo de flotación	:	10,5 min

Tabla 34: Resultados Metalúrgico

Producto	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Concentrado plomo C/Unit A	13.80	0.14	79.26	56.31	4.48	0.84	5.30	1094	8	1	0	1	4.11	5.39	0.22	0.81	0.08
Concentrado plomo C/Unit B	15.70	0.16	76.32	53.80	4.06	0.88	4.76	1198	8	1	0	1	4.51	5.86	0.23	0.97	0.08
Concentrado plomo C/Unit C	12.60	0.13	72.76	53.38	3.95	1.29	4.74	917	7	0	0	1	3.45	4.66	0.18	1.14	0.06
Concentrado plomo C/Unit D	16.90	0.17	70.95	53.59	4.04	1.29	4.76	1199	9	1	0	1	4.51	6.28	0.25	1.53	0.09
Concentrado plomo C/Unit E	12.50	0.13	73.47	55.69	3.44	1.19	4.23	918	7	0	0	1	3.45	4.83	0.15	1.05	0.06
Conc Cleaner II bulk A	30.30	0.31	74.64	45.41	7.53	1.12	9.35	2262	14	2	0	3	8.51	9.54	0.82	2.39	0.30
Conc Cleaner II bulk B	31.60	0.32	79.60	43.73	7.26	1.84	9.71	2515	14	2	1	3	9.46	9.58	0.82	4.07	0.33
Conc Cleaner II bulk C	53.20	0.54	66.52	38.28	7.85	2.30	10.94	3539	20	4	1	6	13.31	14.12	1.50	8.57	0.62
Conc Cleaner II bulk D	42.40	0.43	71.87	41.63	7.18	2.52	10.23	3047	18	3	1	4	11.46	12.24	1.09	7.49	0.46
Conc Cleaner II bulk E	43.70	0.44	67.98	36.18	7.63	2.66	10.53	2971	16	3	1	5	11.17	10.97	1.20	8.15	0.49
Relave Cleaner II Bulk	10.80	0.11	22.72	11.36	4.88	0.92	8.28	245	1	1	0	1	0.92	0.85	0.19	0.69	0.10
Relave Cleaner I Bulk	38.40	0.39	9.67	4.46	3.75	0.38	7.53	371	2	1	0	3	1.40	1.19	0.52	1.03	0.31
Concentrado scavenger Bulk	58.80	0.59	9.50	4.14	5.53	0.99	8.56	559	2	3	1	5	2.10	1.69	1.17	4.06	0.54
Relave scavenger Bulk A	1884.50	18.98	0.60	0.17	2.71	0.10	9.69	1139	3	51	2	183	4.28	2.25	18.36	12.62	19.45
Relave scavenger Bulk B	1918.00	19.32	0.71	0.20	2.62	0.10	9.22	1357	4	50	2	177	5.10	2.63	18.07	13.17	18.83
Relave scavenger Bulk C	1910.10	19.24	0.51	0.18	2.68	0.09	10.30	983	3	51	2	197	3.70	2.35	18.40	11.46	20.95
Relave scavenger Bulk D	1942.70	19.57	0.67	0.23	2.74	0.08	8.86	1299	4	53	2	172	4.89	3.03	19.14	10.56	18.33
Relave scavenger Bulk E	1892.70	19.06	0.51	0.19	2.60	0.08	9.39	974	4	49	1	178	3.66	2.53	17.69	10.24	18.93
Cabeza (calc)	9928.70	100.00	2.68	1.45	2.80	0.14	9.46	26587	144	278	14	939	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Cabeza (Ensayada)			2.93	1.46	2.75	0.17	10.13
-------------------	--	--	------	------	------	------	-------

Tabla 35: Resultados Metalúrgicos

Productos combinados	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Comb Bulk Cl Productos (6 to 10)	181.30	1.19	69.45	42.23	6.71	2.20	9.21	12591	77	12	4	17	79.46	87.03	7.34	46.40	2.96
Bulk Scav Relave (13 to 17)	5745.50	97.65	0.57	0.20	2.67	0.08	9.51	3255	11	154	5	547	20.54	12.97	92.66	53.60	97.04
Cabeza (calc)	5926.80	100.00	2.67	1.48	2.80	0.14	9.50	15847	88	166	9	563	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 36: Resultados Metalúrgicos

ESTABILIDAD GLOBAL DEL CIRCUITO	98.9%
CARGA CIRCULANTE DEL CIRCUITO BULK	5.4%

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 37: Resultados Metalúrgicos

Productos	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350	100.00	2.93	1.46	2.75	0.17	10.13	18618	93	175	11	643	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	191	3.00	69.45	42.23	6.71	2.20	9.21	13233	80	13	4	18	79.13	86.80	7.20	45.91	2.91
Concentrado Bulk	6159	97.00	0.57	0.20	2.67	0.08	9.51	3490	12	165	5	586	20.87	13.20	92.80	54.09	97.09
Cabeza (calc)	6350	100.00	2.63	1.46	2.80	0.14	9.50	16723	93	177	9	604	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

OBSERVACIÓN En esta prueba N° 7 se empleó la marcha estándar para realizar comparaciones con las pruebas siguientes. Se notó una recuperación óptima en el caso del Pb-Ag, con un consumo de 19,4 g/t de AP-3418 y 14,5 g/t de Z-11 a un grado de liberación de 55% M-200.

4.2.8. Prueba de flotación n° 8

Condiciones de operación:

Molienda

Peso de Mineral	:	2000 g
Granulometría	:	94% -200 mallas
ZnSO ₄	:	170 g/TM
NaCN	:	50 g/TM
AP-3418	:	19,4 g/TM
Z-11	:	19,5 g/TM
Tiempo de molienda	:	10,23 min

Flotación

Acondicionamiento	:	2 min
pH flotación	:	8,60
MIBC	:	37,8 g/TM
Tiempo de flotación	:	10,5 min

Tabla 38: Resultados Metalúrgicos

Producto	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Concentrado plomo C/Unit A	14.00	0.14	81.26	56.94	3.25	0.86	3.96	1138	8	0	0	1	4.67	5.80	0.17	0.84	0.06
Concentrado plomo C/Unit B	17.80	0.18	78.21	52.33	3.13	0.99	3.83	1392	9	1	0	1	5.71	6.78	0.20	1.22	0.07
Concentrado plomo C/Unit C	21.70	0.22	73.95	52.12	3.31	0.81	4.05	1605	11	1	0	1	6.58	8.23	0.26	1.22	0.10
Concentrado plomo C/Unit D	19.60	0.20	74.64	53.38	3.49	0.97	4.20	1463	10	1	0	1	6.00	7.62	0.25	1.31	0.09
Concentrado plomo C/Unit E	19.80	0.20	70.36	53.59	3.77	0.82	4.67	1393	11	1	0	1	5.71	7.73	0.27	1.13	0.10
Conc Cleaner II bulk A	14.40	0.15	90.60	61.35	4.80	1.02	5.75	1305	9	1	0	1	5.35	6.43	0.25	1.02	0.09
Conc Cleaner II bulk B	35.70	0.36	69.64	41.21	7.60	1.10	9.89	2486	15	3	0	4	10.19	10.71	0.99	2.71	0.39
Conc Cleaner II bulk C	33.00	0.33	72.36	40.80	7.54	1.82	10.05	2388	13	2	1	3	9.79	9.80	0.90	4.16	0.36
Conc Cleaner II bulk D	37.70	0.38	63.25	38.07	8.21	1.60	11.04	2384	14	3	1	4	9.78	10.45	1.12	4.18	0.46
Conc Cleaner II bulk E	35.00	0.35	61.47	36.39	8.38	2.02	11.69	2151	13	3	1	4	8.82	9.27	1.07	4.89	0.45
Relave Cleaner II Bulk	9.40	0.09	29.08	13.03	4.56	1.11	8.78	273	1	0	0	1	1.12	0.89	0.16	0.72	0.09
Relave Cleaner I Bulk	25.40	0.26	10.56	4.78	3.24	0.43	6.94	268	1	1	0	2	1.10	0.88	0.30	0.76	0.19
Concentrado scavenger Bulk	57.70	0.58	12.53	5.42	5.64	1.26	9.35	723	3	3	1	5	2.96	2.28	1.18	5.03	0.59
Relave scavenger Bulk A	1897.20	19.13	0.62	0.17	2.69	0.12	9.91	1171	3	51	2	188	4.80	2.38	18.54	16.08	20.57
Relave scavenger Bulk B	1908.30	19.24	0.50	0.17	2.67	0.12	9.61	957	3	51	2	183	3.92	2.40	18.51	15.85	20.06
Relave scavenger Bulk C	1925.50	19.42	0.58	0.21	2.87	0.10	9.28	1114	4	55	2	179	4.57	2.89	20.08	13.76	19.55
Relave scavenger Bulk D	1920.40	19.37	0.58	0.20	2.54	0.10	8.28	1111	4	49	2	159	4.56	2.77	17.72	13.03	17.39
Relave scavenger Bulk E	1923.40	19.40	0.55	0.19	2.58	0.09	9.22	1064	4	50	2	177	4.36	2.67	18.03	12.09	19.40
Cabeza (calc)	9916.00	100.00	2.46	1.39	2.78	0.15	9.22	24387	137	275	14	914	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los testistas

Cabeza (Ensayada)			2.81	1.55	3.14	0.17	8.66
-------------------	--	--	------	------	------	------	------

Tabla 39: Resultados Metalúrgicos

Productos combinados	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Comb Bulk CI Productos (6 to 1	166.80	1.19	68.25	43.73	6.39	1.46	8.51	11384	73	11	2	14	77.58	86.43	6.49	30.29	2.68
Bulk Scav Relave (13 to 17)	5769.30	97.65	0.57	0.20	2.66	0.10	8.93	3289	11	154	6	515	22.42	13.57	93.51	69.71	97.32
Cabeza (calc)	5936.10	100.00	2.47	1.42	2.77	0.14	8.92	14674	84	164	8	529	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 40; Resultados Metalúrgicos

ESTABILIDAD GLOBAL DEL CIRCUITO	99.1%
CARGA CIRCULANTE DEL CIRCUITO BULK	4.7%

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Tabla 41: Resultados Metalúrgicos

Productos	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	17861	98	199	11	550	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	197.12	3.10	68.25	43.73	6.39	1.46	8.51	13454	86	13	3	17	79.32	87.59	7.14	32.50	2.96
Concentrado Bulk	6152.88	96.90	0.57	0.20	2.66	0.10	8.93	3508	12	164	6	549	20.68	12.41	92.86	67.50	97.04
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.67	1.55	2.78	0.14	8.91	16962	98	176	9	566	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los tesisistas

OBSERVACIÓN En esta prueba N° 8 se empleó la marcha con Z-11 y AP-3418 para realizar comparaciones con las pruebas siguientes. Se notó una recuperación óptima en el caso del Pb-Ag, con un consumo de 19,5 g/t de Z-11 y AP-3418 de 19,4 a un grado de liberación de 55% M-200.

4.2.9. Prueba de flotación N° 9

Condiciones de operación:

Molienda

Peso de Mineral	:	2000 g
Granulometría	:	94% -200 mallas
ZnSO ₄	:	170 g/TM
NaCN	:	50 g/TM
AP-3418	:	16,9 g/TM
Z-11	:	17,0 g/TM
Tiempo de molienda	:	10,23 min

Flotación

Acondicionamiento	:	2 min
pH flotación	:	8,60
MIBC	:	37,8 g/TM
Tiempo de flotación	:	10,5 min

Tabla 42: Resultados Metalúrgicos

Producto	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Concentrado plomo C/Unit A	13.20	0.13	86.12	59.04	4.04	1.13	3.39	1137	8	1	0	0	4.68	5.49	0.19	0.99	0.05
Concentrado plomo C/Unit B	16.50	0.17	82.09	58.20	3.82	0.65	3.76	1354	10	1	0	1	5.58	6.76	0.22	0.72	0.07
Concentrado plomo C/Unit C	13.80	0.14	85.81	61.45	2.97	1.03	3.16	1184	8	0	0	0	4.88	5.97	0.15	0.95	0.05
Concentrado plomo C/Unit D	17.10	0.17	79.76	58.83	3.50	0.84	3.42	1364	10	1	0	1	5.62	7.08	0.21	0.95	0.07
Concentrado plomo C/Unit E	18.60	0.19	77.70	60.09	3.59	0.96	3.90	1445	11	1	0	1	5.95	7.87	0.24	1.19	0.08
Conc Cleaner II bulk A	15.40	0.15	90.08	58.86	4.64	0.72	5.03	1387	9	1	0	1	5.71	6.38	0.25	0.74	0.09
Conc Cleaner II bulk B	30.50	0.31	65.73	44.99	8.48	1.63	10.22	2005	14	3	0	3	8.26	9.66	0.92	3.31	0.36
Conc Cleaner II bulk C	23.40	0.24	78.30	53.59	6.16	1.31	7.32	1832	13	1	0	2	7.55	8.83	0.51	2.04	0.20
Conc Cleaner II bulk D	41.10	0.41	61.81	41.21	9.15	0.82	11.01	2540	17	4	0	5	10.46	11.92	1.34	2.24	0.52
Conc Cleaner II bulk E	38.20	0.38	62.37	39.12	8.19	1.25	10.94	2383	15	3	0	4	9.81	10.52	1.11	3.17	0.48
Relave Cleaner II Bulk	7.80	0.08	24.79	13.10	4.57	0.64	8.41	193	1	0	0	1	0.80	0.72	0.13	0.33	0.08
Relave Cleaner I Bulk	27.80	0.28	10.38	5.13	3.72	0.35	7.89	289	1	1	0	2	1.19	1.00	0.37	0.64	0.25
Concentrado scavenger Bulk	57.20	0.58	13.08	6.29	5.66	0.90	9.50	748	4	3	1	5	3.08	2.53	1.15	3.41	0.62
Relave scavenger Bulk A	1891.40	19.01	0.67	0.20	2.81	0.12	9.13	1265	4	53	2	173	5.21	2.67	18.89	15.57	19.85
Relave scavenger Bulk B	1938.30	19.48	0.62	0.23	2.73	0.11	8.65	1196	5	53	2	168	4.93	3.19	18.81	14.51	19.27
Relave scavenger Bulk C	1952.50	19.63	0.81	0.26	2.81	0.13	8.63	1582	5	55	3	169	6.52	3.62	19.50	17.53	19.37
Relave scavenger Bulk D	1912.50	19.23	0.63	0.23	2.59	0.14	8.46	1205	4	50	3	162	4.96	3.04	17.61	17.73	18.60
Relave scavenger Bulk E	1932.50	19.43	0.60	0.20	2.68	0.11	9.00	1168	4	52	2	174	4.81	2.74	18.41	13.96	19.99
Cabeza (calc)	9947.80	100.00	2.44	1.43	2.83	0.15	8.75	24278	142	281	15	870	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los testistas

Cabeza (Ensayada)			2.81	1.55	3.14	0.17	8.66
-------------------	--	--	------	------	------	------	------

Tabla 43: Resultados Metalúrgicos

Productos combinados	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Comb Bulk Cl Productos (6 to 10)	152.20	1.19	70.62	48.71	6.57	1.04	7.99	10748	74	10	2	12	73.10	84.73	6.02	17.65	2.36
Bulk Scav Relave (13 to 17)	5797.50	97.65	0.68	0.23	2.69	0.13	8.70	3955	13	156	7	504	26.90	15.27	93.98	82.35	97.64
Cabeza (calc)	5949.70	100.00	2.47	1.47	2.79	0.15	8.68	14703	88	166	9	516	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los testistas

Tabla 44: Resultados Metalúrgicos

ESTABILIDAD GLOBAL DEL CIRCUITO	99.1%
CARGA CIRCULANTE DEL CIRCUITO BULK	4.7%

Fuente: Elaborado por los testistas

Tabla 45: Resultados Metalúrgicos

Productos	Peso		Ensayes, %					Metal Units					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	17861	98	199	11	550	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	172.78	2.72	70.62	48.71	6.57	1.04	7.99	12202	84	11	2	14	74.33	85.53	6.39	18.59	2.51
Concentrado Bulk	6177.22	97.28	0.68	0.23	2.69	0.13	8.70	4214	14	166	8	537	25.67	14.47	93.61	81.41	97.49
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.59	1.55	2.80	0.15	8.68	16416	98	178	10	551	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaborado por los testistas

OBSERVACIÓN En esta prueba N° 9 se empleó la marcha con Z-11 y AP-3418 para realizar comparaciones con las pruebas siguientes. Se notó una recuperación óptima en el caso del Pb-Ag, con un consumo de 16,9 g/t de AP-3418 y Z-11 de 17 g/t a un grado de liberación de 52,5% M-200.

4.2.10. Planificación del diseño experimental

Con el fin de analizar la influencia de los factores que intervienen en la recuperación de la flotación bulk como: el Z-11, AP-3418, grado de liberación, y el efecto que tienen estos en la calidad de concentrado bulk, se aplicó el diseño factorial 2^3 y una prueba central, ya que dicho proceso es lineal, por lo que se justifica la aplicación de dicho arreglo experimental.

Determinando el número de pruebas experimentales aplicamos la siguiente:

$$N = 2^k$$

$$N=2^3 = 8 \text{ pruebas experimentales}$$

A continuación, presentamos el resumen de los ensayos de los concentrados de plomo con sus respectivas recuperaciones obtenidos 08 al 16 de junio del 2023, ver tabla 4.44

Tabla 46: Resultados Metalúrgicos

FECHA		Ensayes, %					% Distribution				
		Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
8/06/2023	CONC. Pb	76.71	54.22	6.30	1.54	7.15	62.92	83.55	4.82	22.36	2.03
9/06/2023	CONC. Pb	70.65	53.12	5.96	1.38	6.63	62.81	85.99	4.90	20.55	1.93
10/06/2023	CONC. Pb	71.40	46.35	7.08	2.39	9.19	73.02	83.53	7.11	36.94	2.92
11/06/2023	CONC. Pb	76.68	54.57	6.01	1.47	6.78	61.02	82.51	4.26	20.26	1.78
12/06/2023	CONC. Pb	76.03	49.61	6.78	2.09	8.76	69.44	85.06	6.50	35.82	2.35
13/06/2023	CONC. Pb	51.80	43.62	6.04	1.56	8.39	73.63	87.59	7.11	35.11	3.12
14/06/2023	CONC. Pb	69.45	42.23	6.71	2.20	9.21	79.13	86.80	7.20	45.91	2.91
15/06/2023	CONC. Pb	68.25	43.73	6.39	1.46	8.51	79.32	87.59	7.14	32.50	2.96
16/06/2023	CONC. Pb	70.62	48.71	6.57	1.04	7.99	74.33	85.53	6.39	18.59	2.51

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Desarrollando las pruebas experimentales respectivas tenemos el vector respuesta el cual se adjunta:

Tabla 47: Diseños de las pruebas experimentales

PRUEBA	A	B	C	Y
1	14.50	14.40	50.00	83.55
2	19.50	14.40	50.00	85.99
3	14.50	19.40	50.00	83.53
4	19.50	19.40	50.00	82.51
5	14.50	14.40	55.00	85.06
6	19.50	14.40	55.00	87.59
7	14.50	19.40	55.00	86.80
8	19.50	19.40	55.00	87.59
9	17.00	16.90	52.50	85.53

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Aplicando el paquete estadístico STATGRAPHICS versión 4.1 tenemos la estimación de los efectos como se puede observar en la tabla 4.46.

Estimación de los efectos

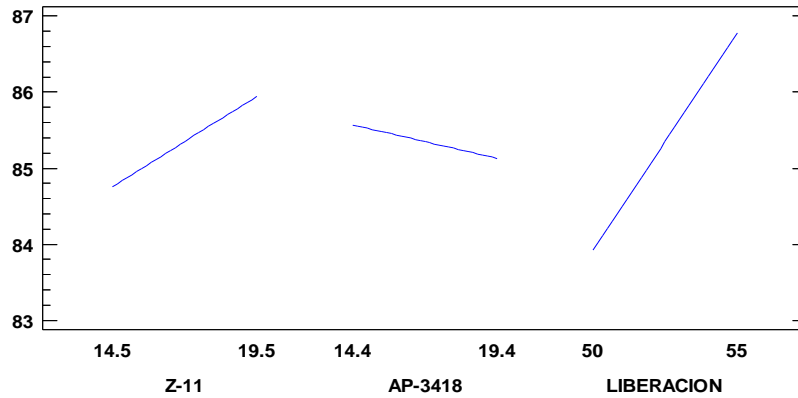
Tabla 48: Efectos estimados recuperación de Pb

Efecto	Estimado	Error Estd.	V.I.F.
promedio	85.35	0.150231	
A:Z-11	1.185	0.318689	1.0
B:AP-3418	-0.44	0.318689	1.0
C:LIBERACION	2.865	0.318689	1.0
AB	-1.3	0.318689	1.0
AC	0.475	0.318689	1.0
BC	1.31	0.318689	1.0

Fuente: Elaborado por los tesisistas

En la tabla se asume el error a la interacción de los factores Z-11, AP-3418 y liberación. De igual manera observamos que 2 de los factores principales son positivos y uno negativo, la interacción es negativo, por lo que se deduce que hay interacción entre ambos factores. En la gráfica 4.1 también podemos observar los efectos principales, y deducimos el que tiene mayor significancia es la liberación por la pendiente más pronunciada seguido de la dosificación del Z-11 y AP-3418.

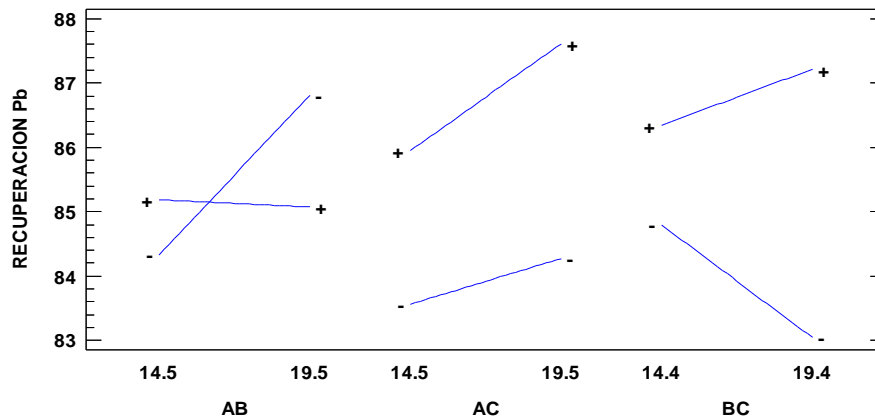
Figura 10: Efectos principales



Fuente: Elaborado por los tesisistas

En la gráfica de interacciones se observa que no hay interacción entre los factores principales por lo que no tiene influencia en las pruebas experimentales.

Figura 11: Interacción de los factores principales



Fuente: Elaborado por los tesisistas

Para corroborar los análisis desarrollados aplicamos el análisis de varianza del proceso en la tabla 4.47.

Tabla 49: Análisis de Varianza para Recuperación de Pb

Fuente	Suma de Cuadrados	Gl	Cuadrado Medio	Razón-F	Valor-P
A: Z-11	2.80845	1	2.80845	13.83	0.0653
B: AP-3418	0.3872	1	0.3872	1.91	0.3014
C: LIBERACION	16.4165	1	16.4165	80.82	0.0121
AB	3.38	1	3.38	16.64	0.0552
AC	0.45125	1	0.45125	2.22	0.2746
BC	3.4322	1	3.4322	16.90	0.0544
Error total	0.40625	2	0.203125		
Total (corr.)	27.2818	8			

Fuente: Elaborado por los tesisistas

De la tabla de análisis de varianza se corrobora el que tiene mayor significancia es la liberación seguido del Z-11 y AP-3418, para un coeficiente de correlación de 100%.

En el mismo cuadro notamos el valor de media de cuadrados del error (0,45125), la cual viene a ser la varianza del error, que es menor a uno por la que la variabilidad de los datos es adecuada para el trabajo realizado.

De igual manera tenemos la tabla 4.48 el análisis de regresión de la que obtenemos el modelo matemático del análisis.

Tabla 50: Coeficiente de regresión para recuperación Pb

<i>Coeficiente</i>	<i>Estimado</i>
constante	149.745
A:Z-11	-0.0004
B:AP-3418	-3.822
C:LIBERACION	-1.84412
AB	-0.104
AC	0.038
BC	0.1048

Fuente: Elaborado por los tesisistas

$$\text{RECUPERACION Pb} = 149.745 - 0.0004 * \text{Z-11} - 3.822 * \text{AP-3418} - 1.84412 * \text{LIBERACION} - 0.104 * \text{Z-11} * \text{AP-3418} + 0.038 * \text{Z-11} * \text{LIBERACION} + 0.1048 * \text{AP-3418} * \text{LIBERACION}$$

La recuperación máxima se obtiene trabajando con los niveles máximos como se observa en la tabla 4.48

Meta: maximizar RECUPERACION Pb

Valor óptimo = 87.8275

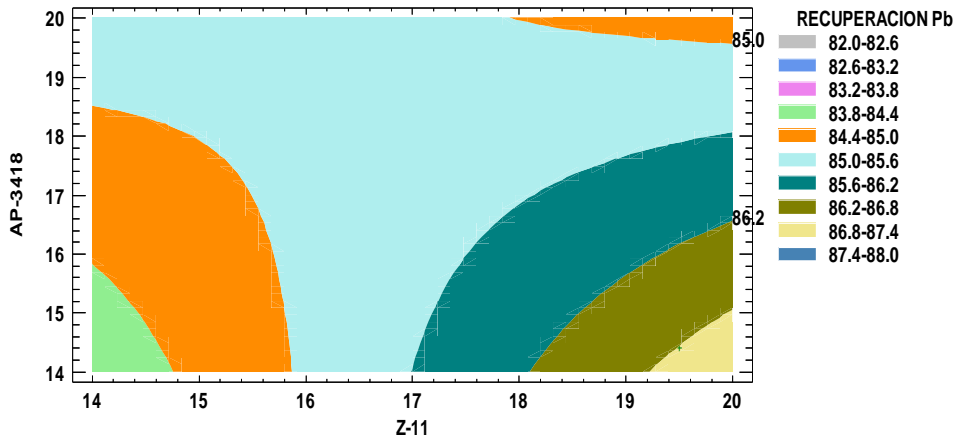
Tabla 51: Optimizar Respuesta

<i>Factor</i>	<i>Bajo</i>	<i>Alto</i>	<i>Óptimo</i>
Z-11	14.5	19.5	19.5
AP-3418	14.4	19.4	14.4
LIBERACION	50.0	55.0	55.0

Fuente: Elaborado por los tesisistas

Esta tabla muestra la combinación de los niveles de los factores, la cual maximiza Recuperación de Pb sobre la región indicada. La superficie respuesta nos indica las pendientes son negativas poco pronunciadas por lo que lo visualizamos en el gráfico de isolíneas 4.3

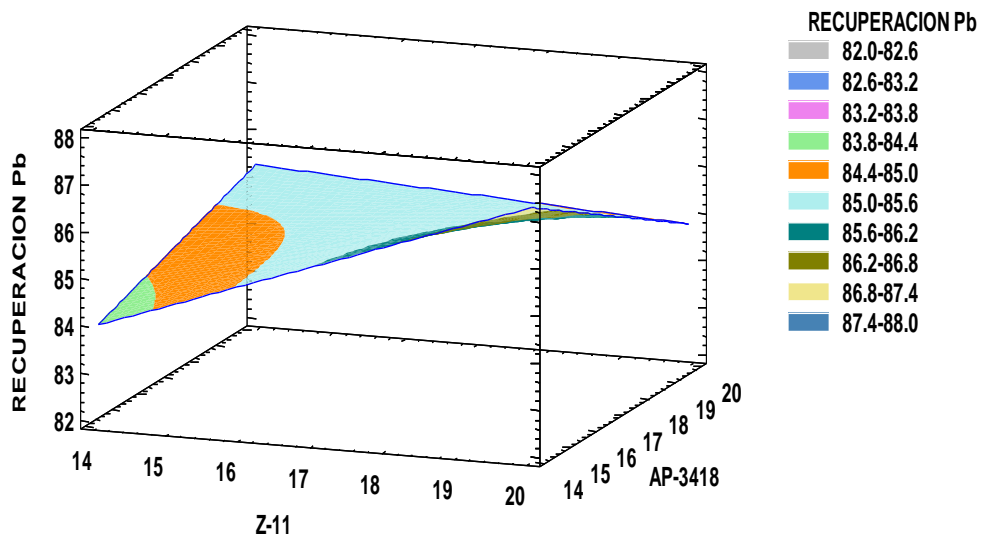
Figura 12: Contorno de la Superficie respuesta



Fuente: Elaborado por los tesisistas

La superficie respuesta a nivel espacial nos muestra la forma en que están ubicados los puntos experimentales, así mismo la dirección en la cual se orienta el proceso, ver gráfico 4.4

Figura 13: Superficie respuesta



Fuente: Elaborado por los tesisistas

4.3. Prueba de hipótesis

Ho: La dosificación del reactivo y liberación de partícula al circuito de flotación no tiene efecto significativo estudio del incremento en la recuperación y calidad de concentrado de Pb

H1: La dosificación del reactivo y liberación de partícula al circuito de flotación tiene efecto significativo estudio del incremento en la recuperación y calidad de concentrado de Pb

Del análisis de varianza

Tabla 52: Dosificación del reactivo

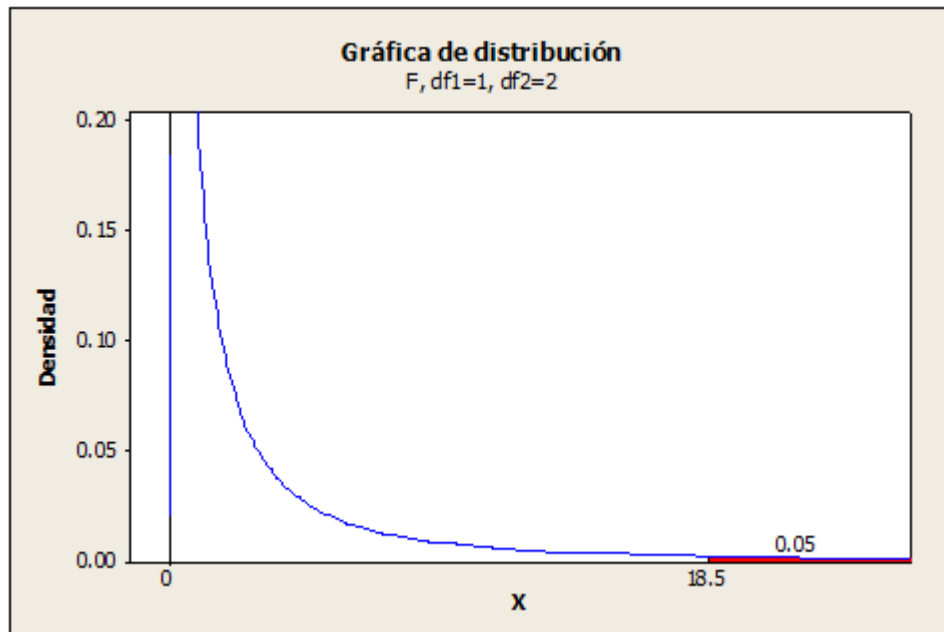
Fuente	Suma de Cuadrados	Gl	Cuadrado Medio	Razón-F	Valor-P
A: Z-11	2.80845	1	2.80845	13.83	0.0653
B: AP-3418	0.3872	1	0.3872	1.91	0.3014
C: LIBERACION	16.4165	1	16.4165	80.82	0.0121
AB	3.38	1	3.38	16.64	0.0552
AC	0.45125	1	0.45125	2.22	0.2746
BC	3.4322	1	3.4322	16.90	0.0544
Error total	0.40625	2	0.203125		
Total (corr.)	27.2818	8			

Comparando el valor $P=0.0121$ calculado con el nivel de significación $\alpha = 0,05$ critico

$$P=0.0121 < \alpha = 0,05$$

Se rechaza la hipótesis nula debido a que el Valor- $P < \alpha$ es menor que el nivel de significación.

Figura 14: Gráfica de distribución



Conclusión: Se rechaza la hipótesis nula y se concluye que la liberación tiene mayor efecto en la recuperación del Pb. Esto lo podemos afirmar categóricamente al 95% de significancia.

4.4. Discusión de resultados

En la tabla 4.1 se observa el contenido de Pb en la ley de cabeza que es 1,55%, el contenido de Cu y Zn es de 0,17% y 3,14% respectivamente, la plata también es de 2,81 onz/TM, sin embargo, el fierro es bajo de 8,66%.

En la tabla 4.2 se observa que la galena es el principal mineral de plomo presente en el concentrado. El grado de liberación de plomo se encuentra en 91.87% considerado como buena liberación. La calcopirita y esfalerita, se encuentran mayormente en forma libre; con pequeña proporción en mixtos, por lo que el GL se encuentra en 87.89% y 80.18% respectivamente considerados de GL aceptable (flotable). Como aportantes en plata, se observan partículas de sulfosales de plata SF_{Ag}.

Como se observa en la tabla 4.3, en la prueba de moliendabilidad de análisis de malla valorada a 50 % -200 mallas que se verifica que hay una buena liberación del Cu y Pb, para un tiempo de molienda de 10 min con 23 segundos.

En la tabla 4.6 los factores que se eligió para las pruebas de flotación son el espumante MICB, NaCN, ZnSO₄ y el colector AP-3418, xantato, teniendo en cuenta los niveles menores y mayores de dosificación de estos reactivos y buscar la mejor recuperación.

En la tabla 4.7 se observa el resultado de reportes de concentrado de zinc de 6 días, cuya calidad de concentrado de Pb oscila entre 45,31% - 50,65% y sus recuperaciones oscilan entre 82,40% – 81,10%; se trabajó en condiciones estándares en la planta concentradora con dosificaciones de xantato y AP-3418.

En la tabla 4.11 Se observamos el balance metalúrgico de operaciones que se realiza utilizando AP- 3418, xantato donde el concentrado de Pb es 54,22% que tiene plata 76,71 Oz/T, en cuanto a recuperaciones de Pb es 85,55%, plata 62,92%. En esta prueba la recuperación del Pb y la Ag es aceptable ya que ésta en el rango de operaciones normales, mientras que la recuperación del Pb.

En la tabla 4.15 se observa que el concentrado de Pb es 53,12% y el Ag 70,65 Oz/T con recuperaciones de 85,99% y 62,81% respectivamente, aquí no se realizó una buena limpieza del concentrado de Pb, esto posiblemente por aumentar la dosificación de xantato en 14.5 g/T y quitar el AP-3418.

En la tabla 4.19 se observa que el concentrado de Pb es 46,35% y el Ag 71,40 Oz/T con recuperaciones de 83,53% y 73.02% respectivamente, aquí se limpió más el concentrado de Pb, esto posiblemente por aumentar la dosificación de AP-3418 en 14.5 g/T y quitar el xantato.

En la tabla 4.23 se observa que el concentrado de Pb es 54,57% y la Ag 76,68 Oz/T con recuperaciones de 82,51% y 61.02% respectivamente, aquí no se limpió demasiado el concentrado de Pb.

En la tabla 4.27 se observa que el concentrado de Pb es 49,61% y la Ag 76,03 Oz/T con recuperaciones de 85,06% y 69.44% respectivamente, aquí no se limpió demasiado el concentrado de Pb.

En la tabla 4.31 se observa que el concentrado de Pb es 43,62% y la Ag 51,80 Oz/T con recuperaciones de 87,57% y 73.63% respectivamente, aquí no se limpió demasiado el concentrado de Pb.

En la tabla 4.35 se observa que el concentrado de Pb es 42,23% y la Ag 69,45 Oz/T con recuperaciones de 86,80% y 79.13% respectivamente, aquí no se limpió demasiado el concentrado de Pb.

En la tabla 4.39 se observa que el concentrado de Pb es 43,73% y la Ag 68,25 Oz/T con recuperaciones de 87,59% y 79.32% respectivamente, aquí no se limpió demasiado el concentrado de Pb.

En la tabla 4.43 se observa que el concentrado de Pb es 48,71% y la Ag 70,62 Oz/T con recuperaciones de 85,53% y 74.33% respectivamente, aquí se limpió el concentrado de Pb.

CONCLUSIONES

1. Aplicando la prueba a condiciones normales en la flotación Bulk tenemos una recuperación de 83,55% de Pb, con 62,92% de Ag, Siendo las condiciones de operación de la flotación Bulk
2. De las pruebas realizadas se concluye que la recuperación de plomo en el concentrado es afectada principalmente por la granulometría: incrementando el grado de molienda se obtiene mayores recuperaciones.
3. Se logró incrementar la recuperación del plomo de 83,55%, obtenida en la prueba a 85,53 % a nivel laboratorio; optimizando las variables principales de mayor influencia como: grado de molienda, incrementando a 55 % - malla 200 manteniendo la dosificación de AP-3418 a 19,4 g/t.
4. La calidad de concentrado bulk es buena con un grado de liberación de 48,71% en la flotación Bulk tenemos una recuperación de 85,53% de Pb, con 74,33% de Ag.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda implementar el uso a nivel industrial y de esta manera tener un control correcto en las dosificaciones de reactivos y el tiempo de remolienda adecuada para poder mejorar sus recuperaciones y disminuir el costo de tratamiento y que esto incrementaría sus márgenes de ganancia.
2. Controlar el Blending de mineral fresco en cancha de gruesos antes que ingrese al proceso es muy importante ya que se cuenta con minerales de distintas minas de la zona que presentan distintos comportamientos fisicoquímicos en la flotación de minerales, por lo cual un correcto Blending ayuda a controlar una dosificación de reactivos de forma constante sin variaciones y por consiguiente mejora el performance metalúrgico.
3. El control de la granulometría en la cabeza de flotación de bulk y en las limpiezas de Pb, esto nos permite establecer las óptimas condiciones de operación como la dosificación de reactivos para la flotación de minerales para los distintos tipos de mineral que ingresa a la Planta.
4. El uso de molino de remolienda para el concentrado rougher es importante para la liberación óptima de plomo, con esto se garantiza la recuperación y el grado de concentrado de plomo.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

1. Azañero, A. (2010). Curso de Concentración y Flotación de Minerales. Lima - Perú.
2. Barreto, J. (2008). Informe Visita Planta Concentradora Shorey. Lima.
3. Buckley, A. N., & Woods, R. (1991). Adsorption of ethyl xanthate on freshly exposed galena surfaces. *Colloids and Surfaces*, Vol. 53, 33-45.
4. Bulatovic, S. (2000). Plant Design for Copper Lead Separation at Concentrator Perú. Estados Unidos.
5. Canta, E. (2007). Reemplazo del Bicromato y cianuro de sodio por la mezcla BCS en la separación Plomo – Cobre por flotación en la planta concentradora Amistad. Informe Técnico, PAN AMERICAN SILVER, Lima.
6. Castillo Migone, J. (2006). Investigación metalúrgica a nivel de planta piloto. Obtenido de: http://app.tecsup.edu.pe/file/sga/documentos/revistaIi/I_i_1/3.pdf
7. Fernandez, S. (2007). Optimización del Proceso de Lixiviación en Medio Acido Oxidante de Concentrados de Sulfuro de Cobre. Lima, Perú: UNMSM.
8. Guy, P., & Trahar, W. (2000). The effects of oxidation and mineral interaction on sulphide flotation. *Flotation of Sulphide Minerals*, K. S. E. Forssberg, 91-109.
9. Hatch Asociados. (2013). Informe de Caracterización Mineralógica preparado para Hatch. Callao, Perú.
10. Manzaneda Cabala, J. (2010). Aplicación de Microscopía en el Procesamiento de Minerales de Flotación. Lima: UNI.
11. Manzaneda, J. (2000). Eliminación del Bicromato de Sodio en la Separación Pb-Cu por Flotación. Arequipa.
12. PAN AMERICAN SILVER. (2006). Memoria Descriptiva del Proceso Metalúrgico en Planta Concentradora Huaurón. Lima.

13. Plaksin, I. N., & Miasnrkova, G. A. (1956). Some data on depression of pyrite by lime. Academy of Science SSSR N°4.
14. Qin, Z., Yuehua, H., Guohua, G., & Zhenyuan, N. (2004). Electrochemical flotation of ethyl xanthate-pyrrhotite system. Trans. Nonferrous Met. Soc. China, 1174 – 1179.
15. Química Amtex S.A. (2006). Presentación Grupo Amtex. Simposium Avances de Flotación de Minerales Polimetalicos.
16. SGS, C. (2016). Estudio Caracterización Mineralogica OLOL260155_Minera Horizonte_Q917. Santiago-Chile.
17. Tantaleán Vanini, G. (2004). La Metodología de la Investigación Experimental. Lima: UNMSM. Obtenido de http://sisbib.unmsm.edu.pe/bibvirtualdata/libros/geologia/recur_metal/pag41_45.pdf
18. Villegas, M. (2006). Reingeniería de la Metalurgia en Atacocha - 5º Congreso Nacional de Minería. Lima.

ANEXOS

ANÁLISIS MINERALÓGICO POR MICROSCOPIA ÓPTICA CABEZA +m 400

Concentrado de Plomo + m 400

Figura 15: Concentrado de plomo

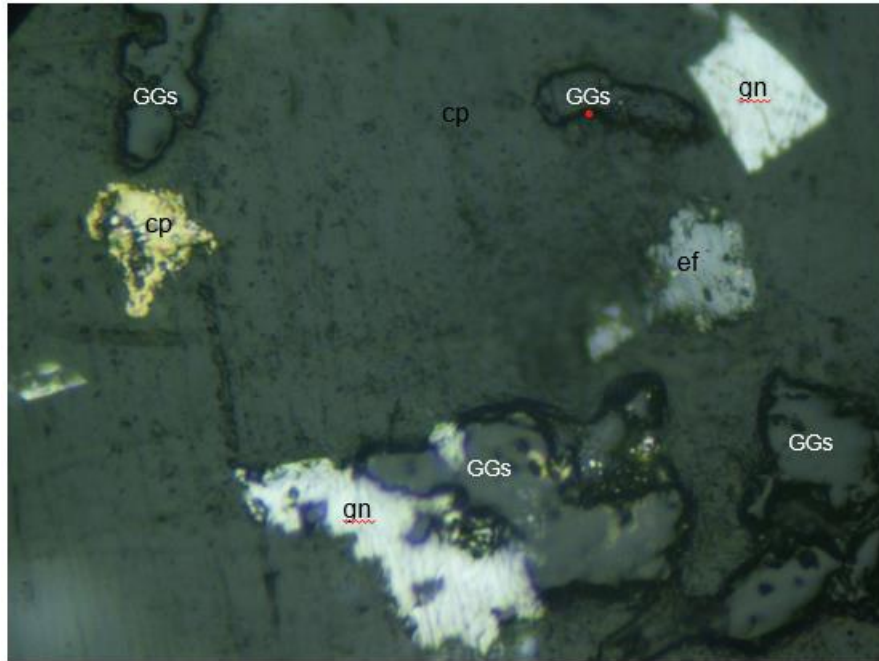
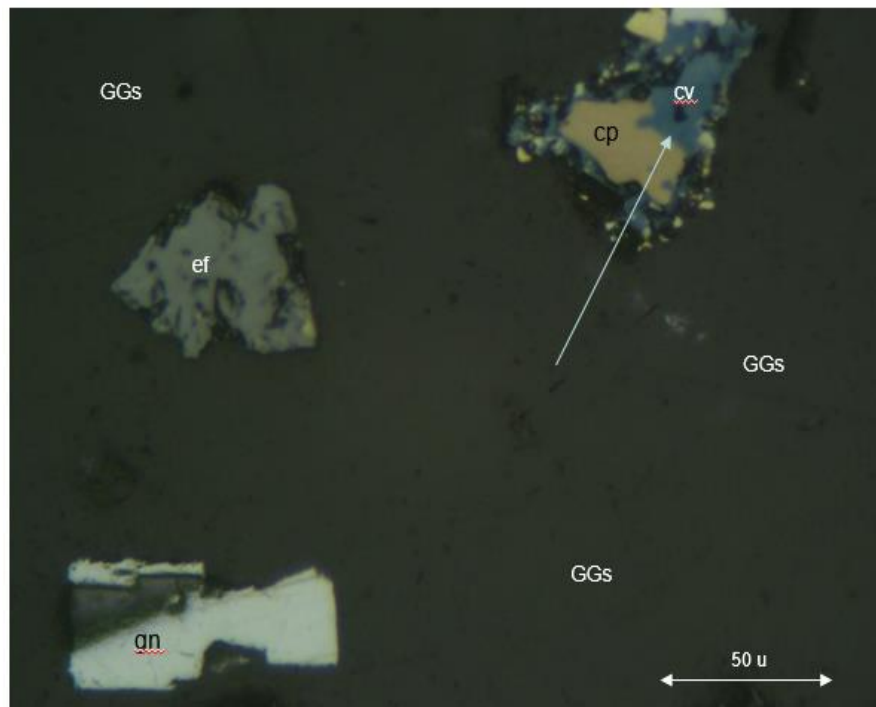


Figura 16: Concentrado de plomo



Concentrado de Zinc + m 400

Figura 17: Concentrado de zinc

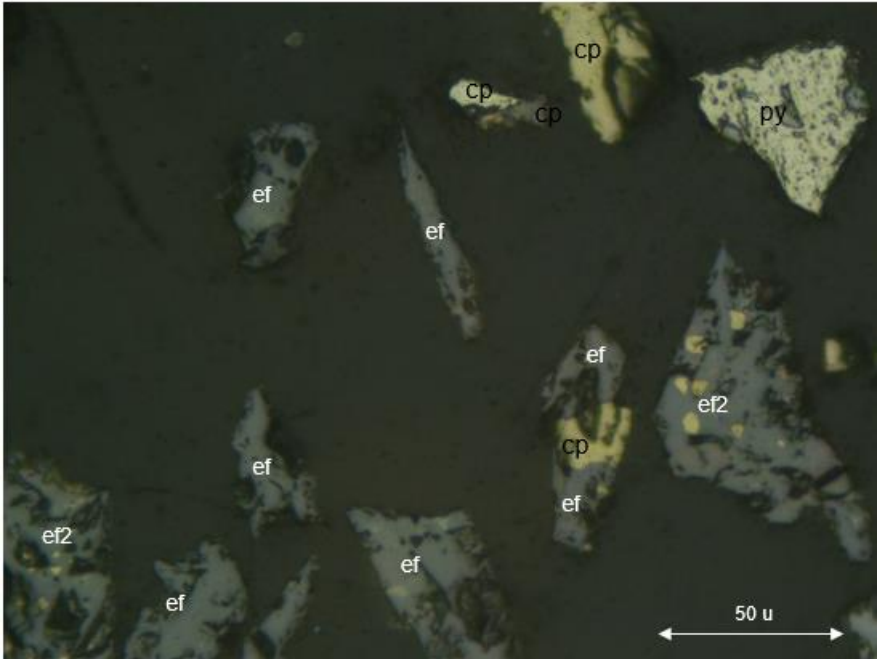
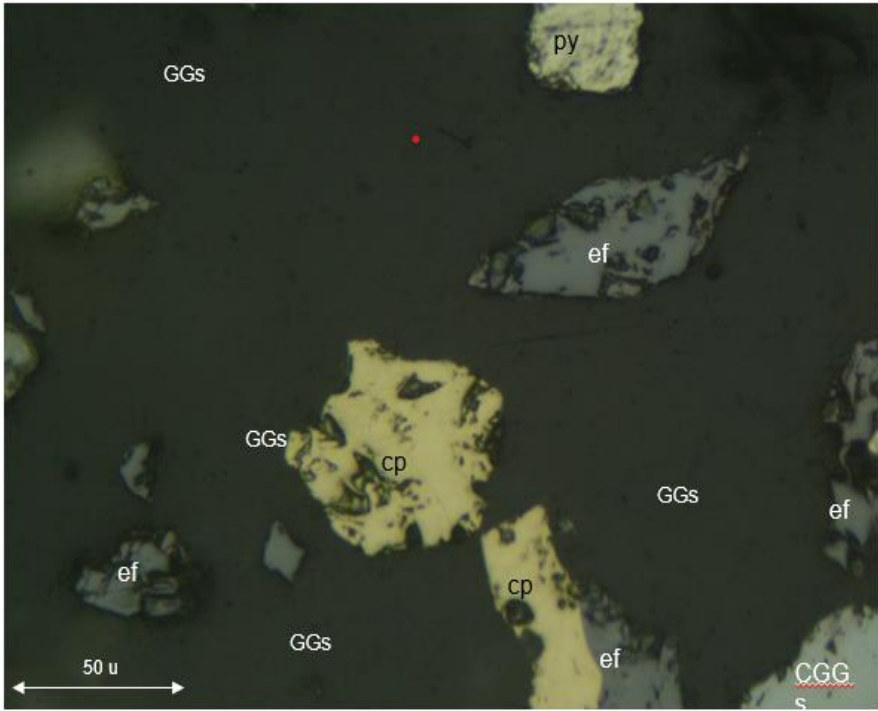


Figura 18: Concentrado de zinc



Concentrado de Cobre + m 400

Figura 19: Concentrado de Cobre

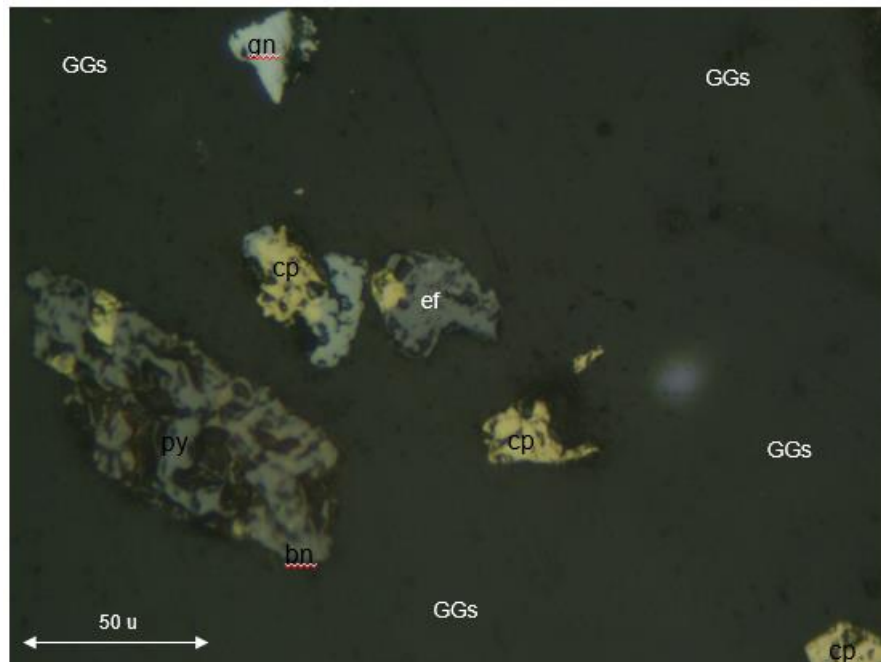
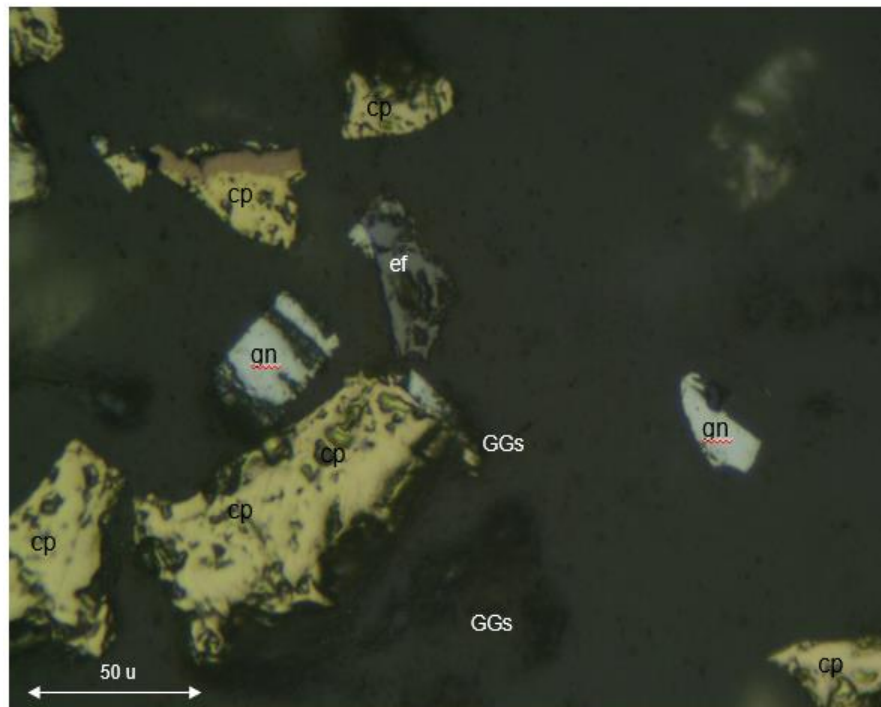


Figura 20: Concentrado de cobre



Composito de Relave + m 400

Figura 21: Composito de relave

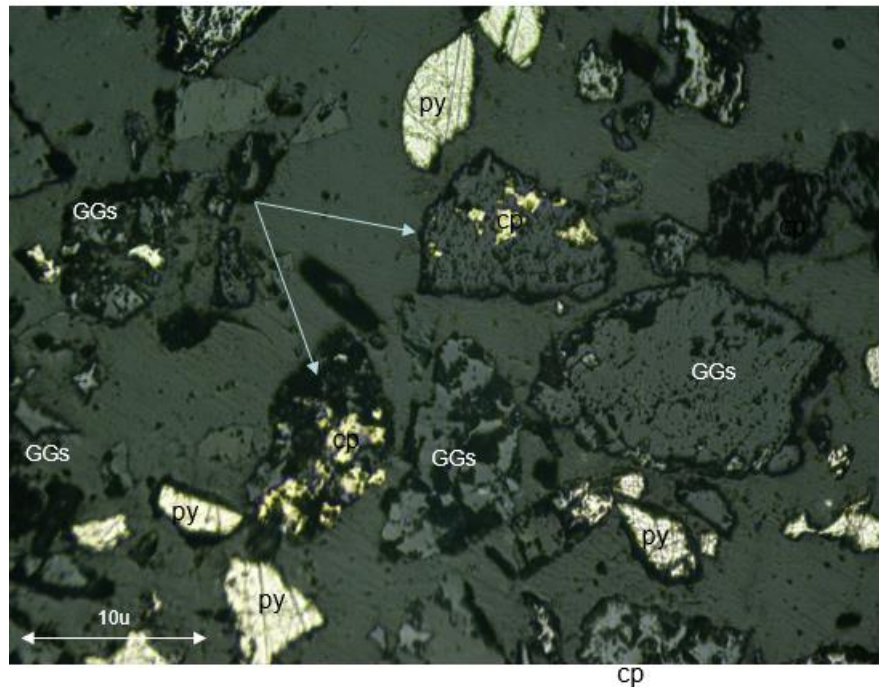
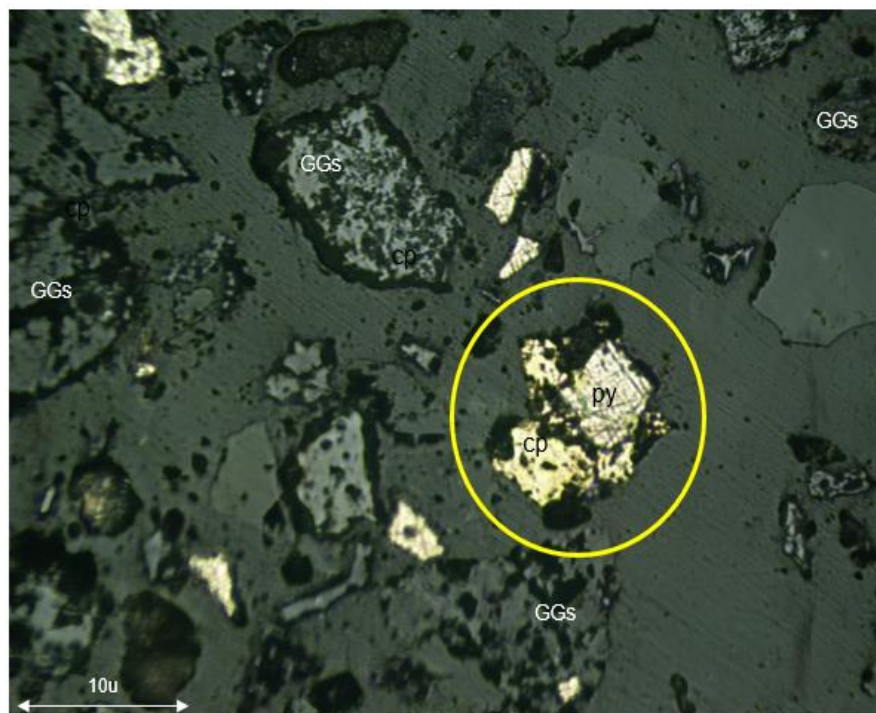


Figura 22: Composito de relave



ANEXO 2

DIAGRAMA DE FLUJO PARA LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Figura 23: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación

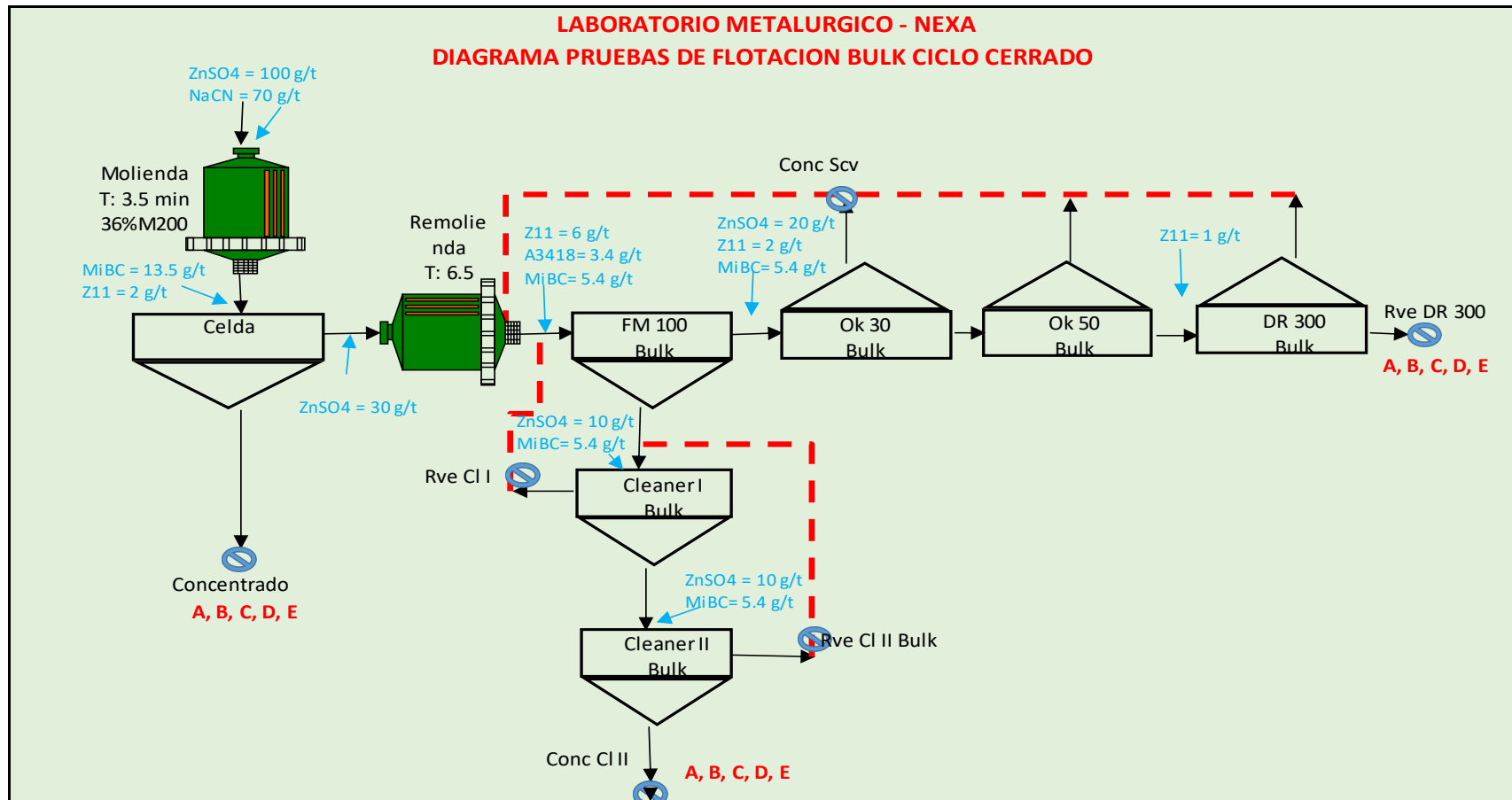


DIAGRAMA DE FLUJO PARA LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Figura 24: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación

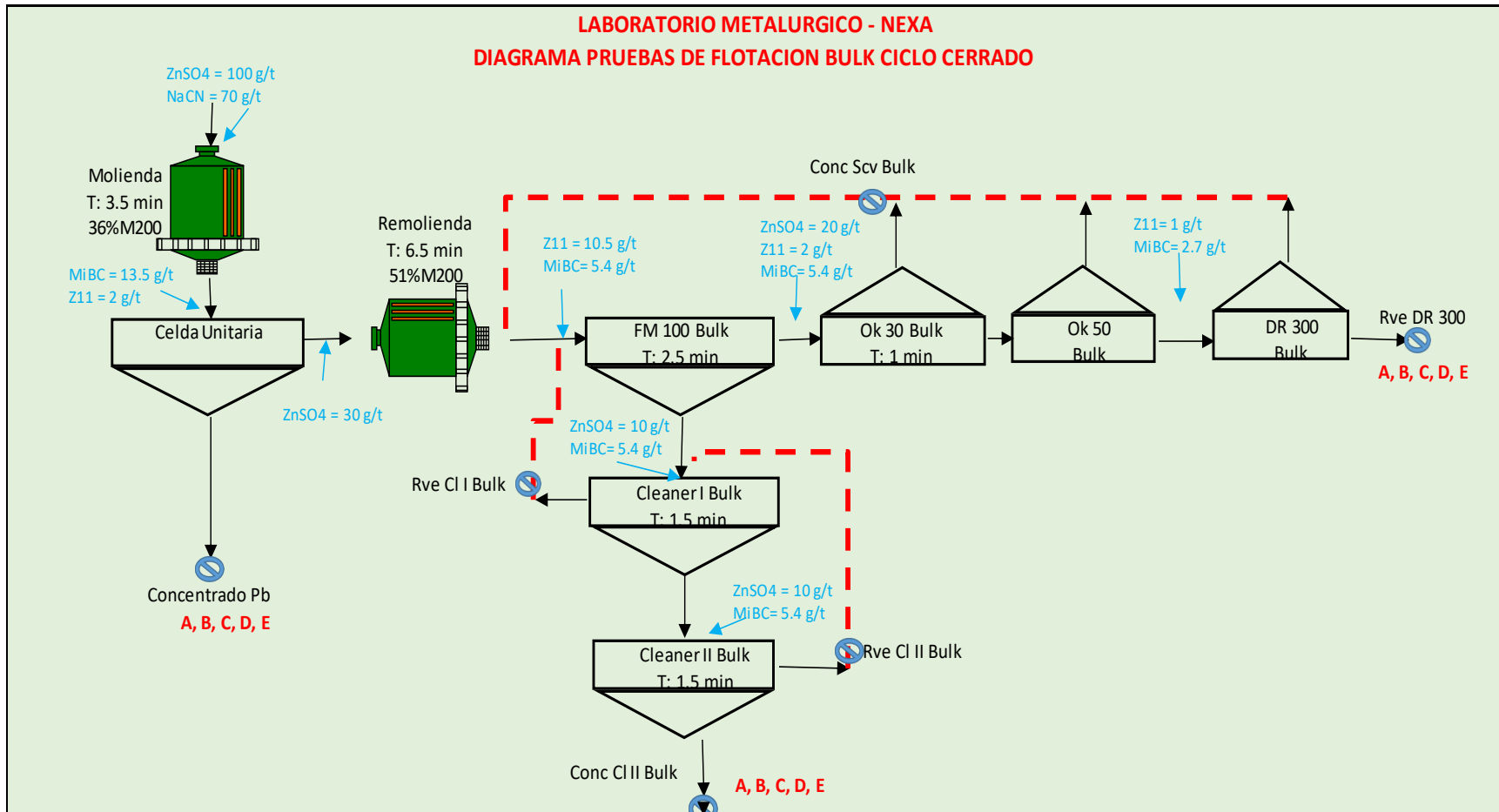


DIAGRAMA DE FLUJO PARA LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Figura 25: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación

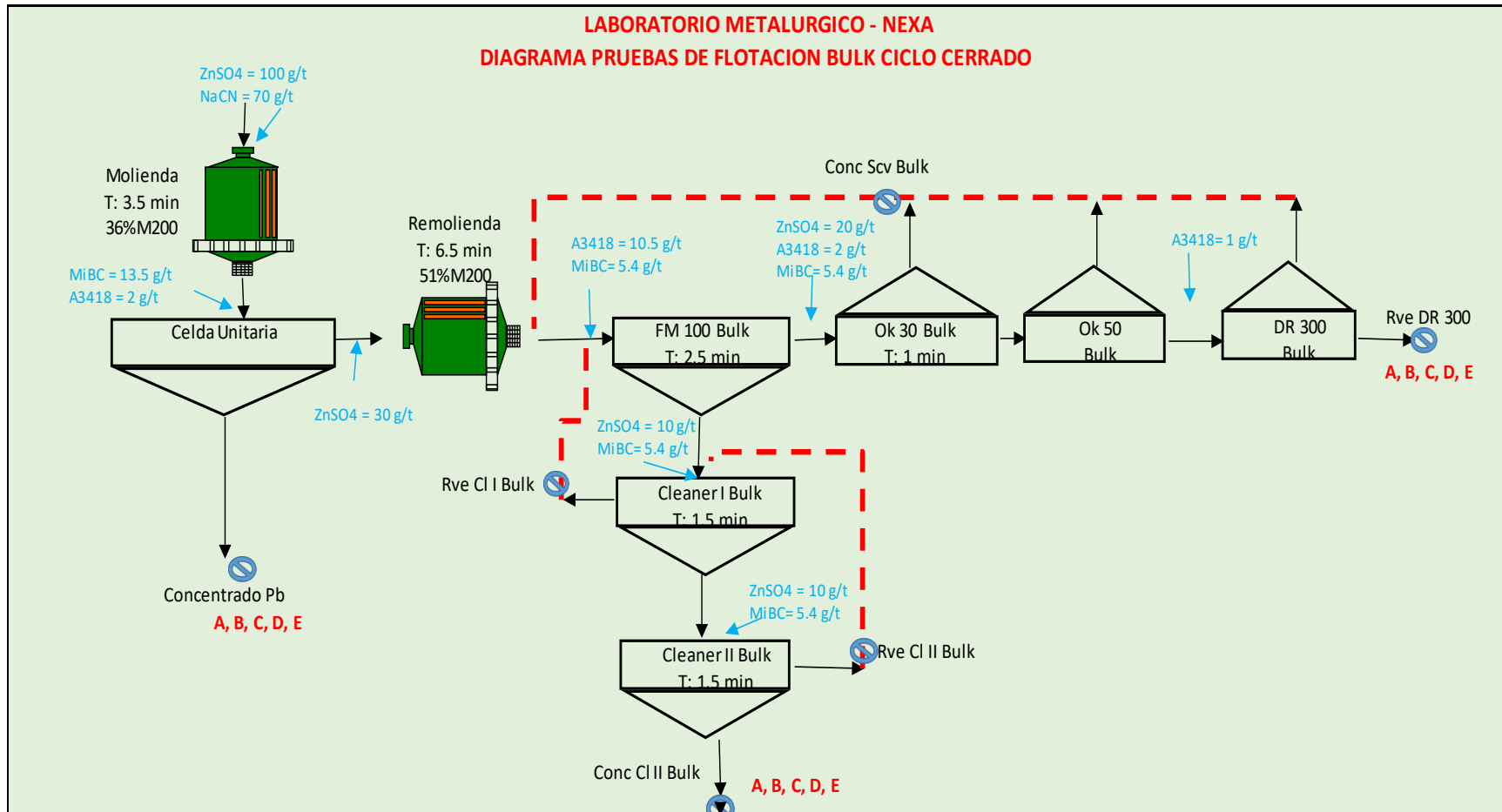


DIAGRAMA DE FLUJO PARA LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Figura 26: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación

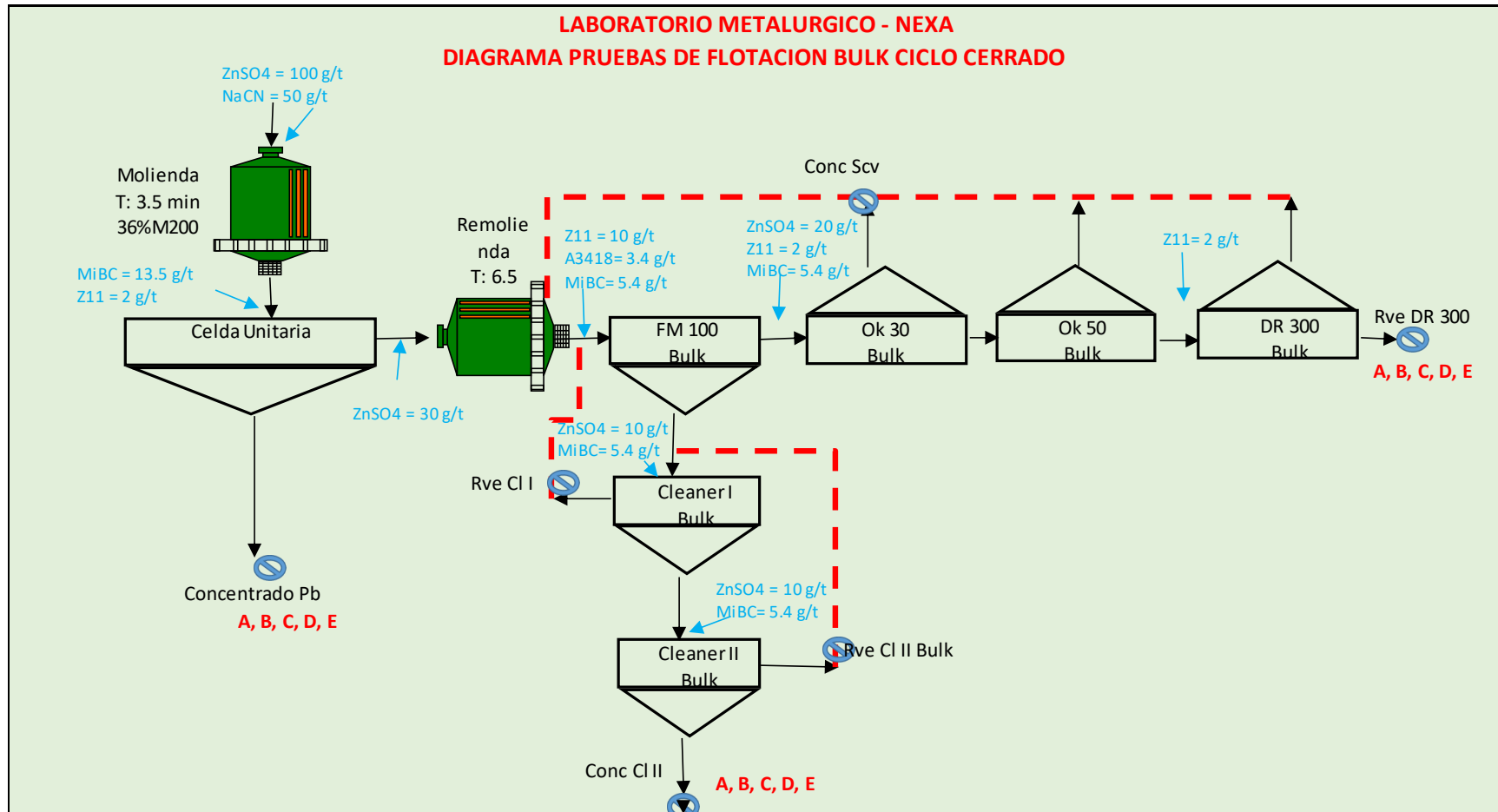


DIAGRAMA DE FLUJO PARA LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Figura 27: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación

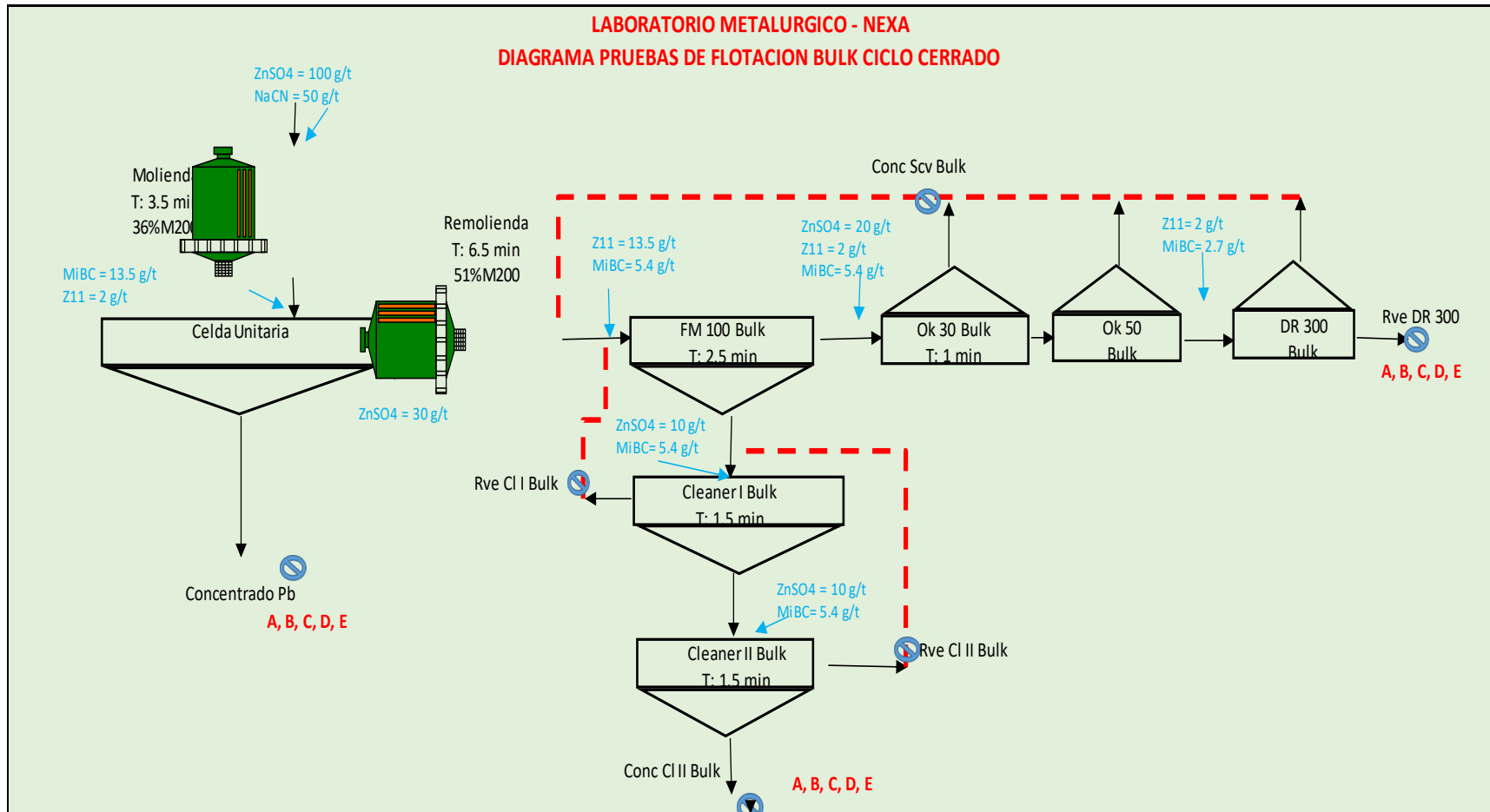


DIAGRAMA DE FLUJO PARA LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Figura 28: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación

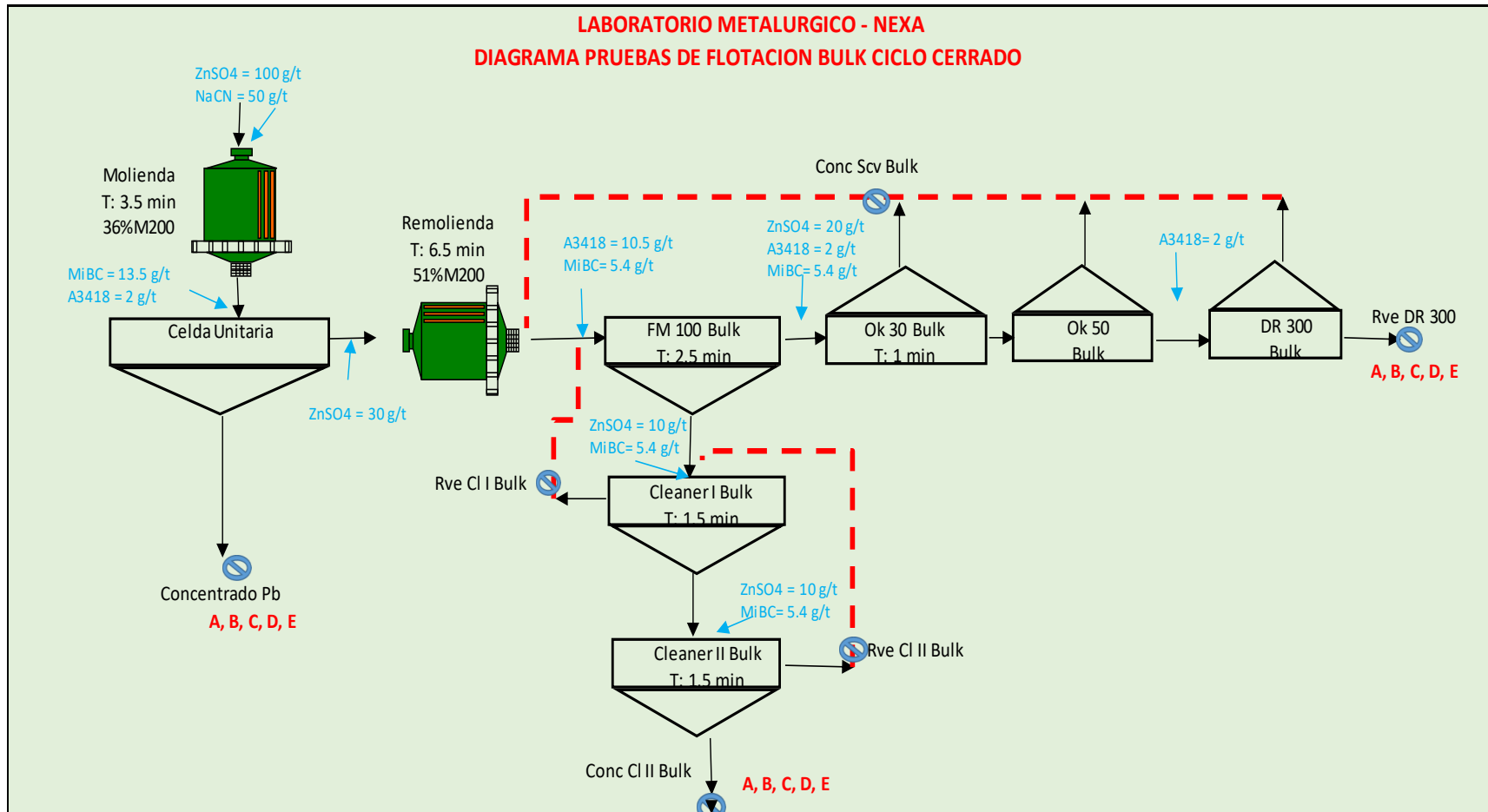


DIAGRAMA DE FLUJO PARA LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Figura 29: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación

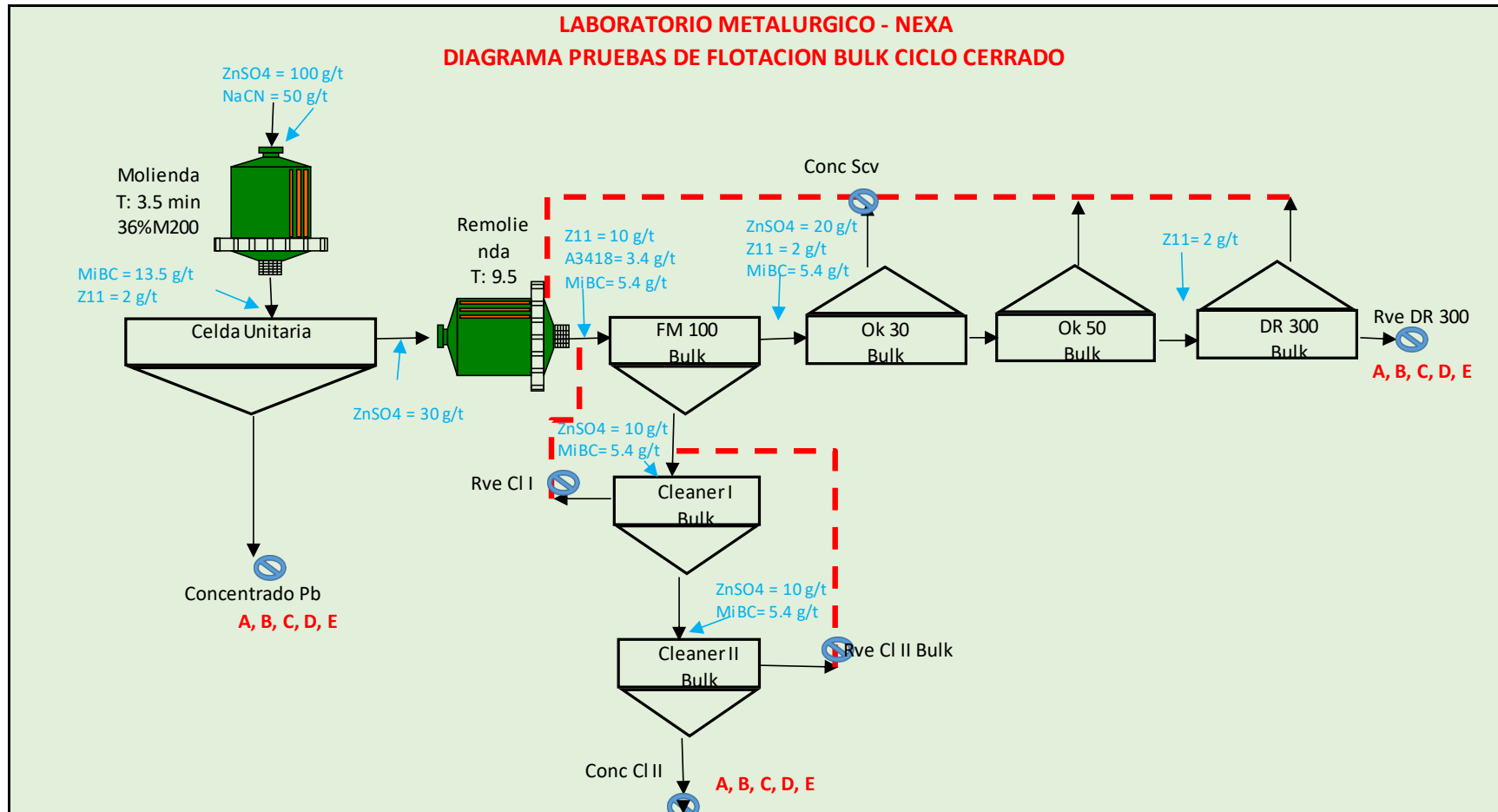


DIAGRAMA DE FLUJO PARA LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Figura 30: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación

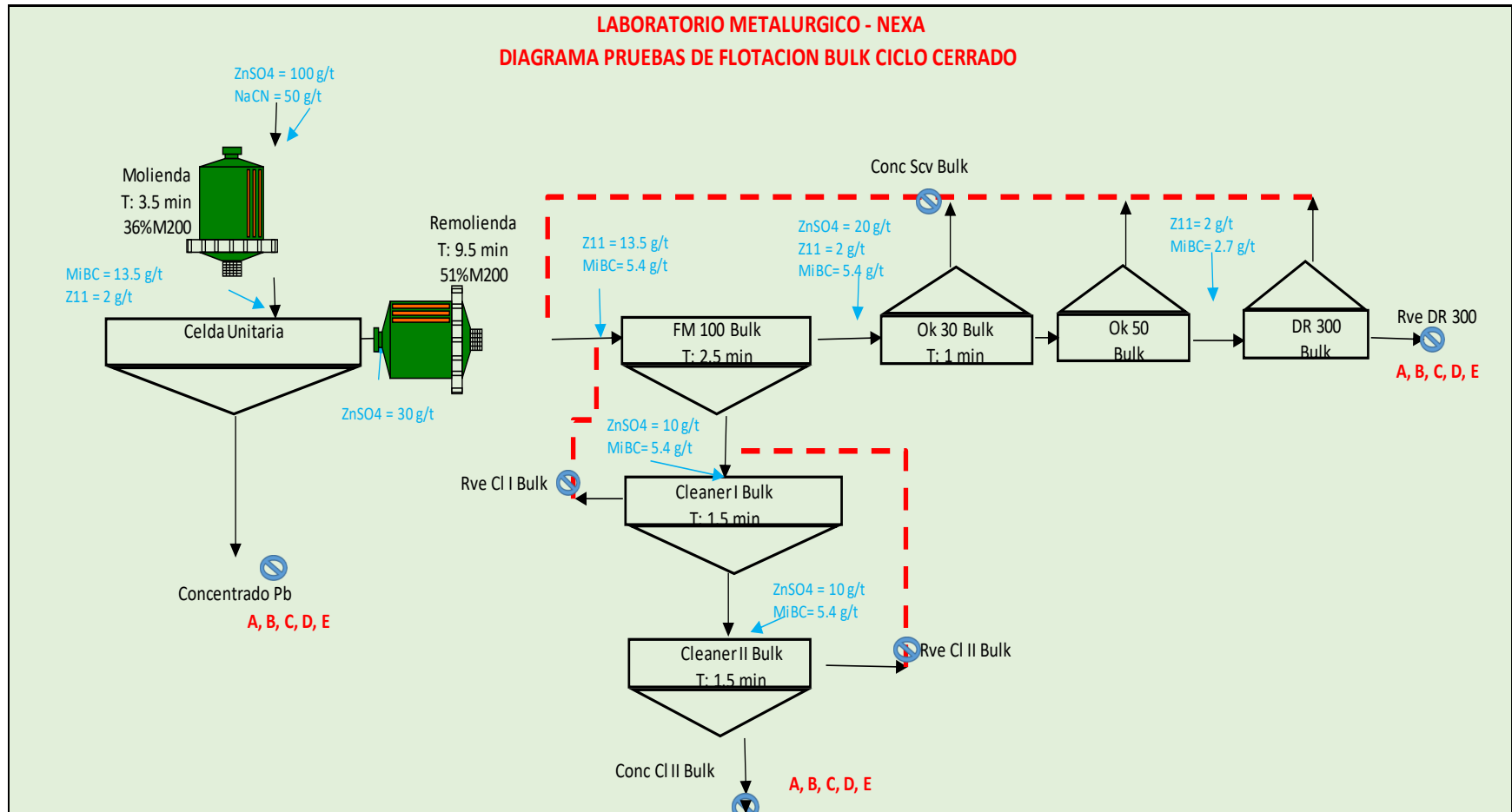
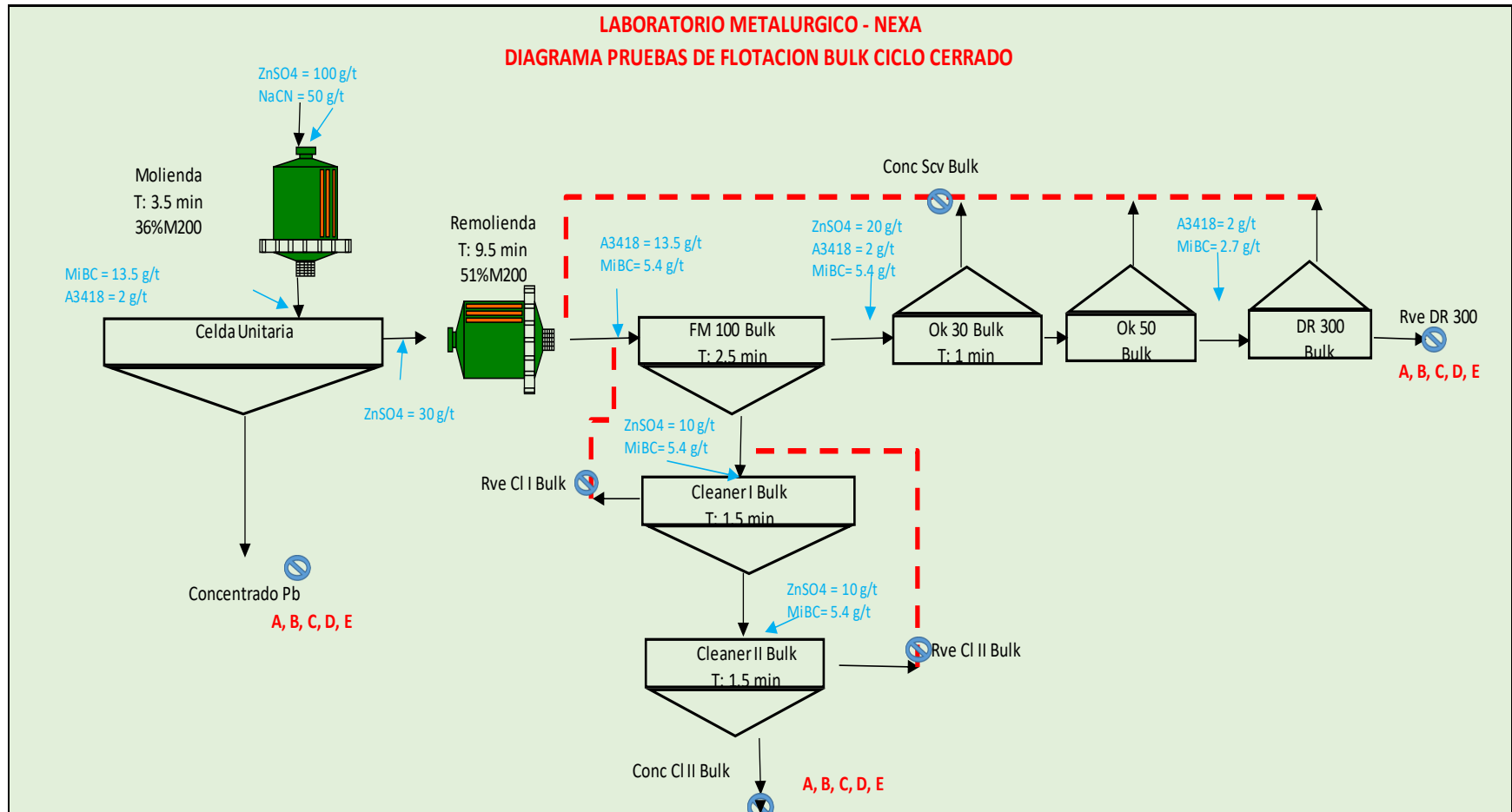


DIAGRAMA DE FLUJO PARA LAS PRUEBAS DE FLOTACIÓN

Figura 31: Diagrama de flujo para las pruebas de flotación



ANEXO 3
BALANCE METALÚRGICO

Tabla 53: Balance Metalúrgico Pruebas estándar

PRUEBA ESTANDAR

Productos	Peso		Ensayes, %					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	151.62	2.39	76.71	54.22	6.30	1.54	7.15	62.92	83.55	4.82	22.36	2.03
Concentrado Bulk	6198.38	97.61	1.11	0.26	3.05	0.13	8.45	37.08	16.45	95.18	77.64	97.97
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.91	1.55	3.12	0.16	8.42	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE METALÚRGICO

Tabla 54: Balance Metalúrgico Pruebas Xantato

PRUEBA XANTATO

Productos	Peso		Ensayes, %					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	159.27	2.51	70.65	53.12	5.96	1.38	6.63	62.81	85.99	4.90	20.55	1.93
Concentrado Bulk	6190.73	97.49	1.08	0.22	2.98	0.14	8.64	37.19	14.01	95.10	79.45	98.07
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.82	1.55	3.05	0.17	8.59	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE METALÚRGICO

Tabla 55: Balance Metalúrgico Prueba A3418

PRUEBA A3418

Productos	Peso		Ensayes, %					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	177.35	2.79	71.40	46.35	7.08	2.39	9.19	73.02	83.53	7.11	36.94	2.92
Concentrado Bulk	6172.65	97.21	0.76	0.26	2.66	0.12	8.77	26.98	16.47	92.89	63.06	97.08
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.73	1.55	2.78	0.18	8.78	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE METALÚRGICO

Tabla 56: Balance Metalúrgico Pruebas estándar

PRUEBA ESTANDAR

Productos	Peso		Ensayes, %					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.93	1.46	2.75	0.17	10.13	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	140.19	2.21	76.68	54.57	6.01	1.47	6.78	61.02	82.51	4.26	20.26	1.78
Concentrado Bulk	6209.81	97.79	1.11	0.26	3.05	0.13	8.45	38.98	17.49	95.74	79.74	98.22
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.77	1.46	3.11	0.16	8.41	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE METALÚRGICO

Tabla 57: Balance Metalúrgico Pruebas Xantato

PRUEBA XANTATO

Productos	Peso		Ensayes, %					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	168.70	2.66	76.03	49.61	6.78	2.09	8.76	69.44	85.06	6.50	35.82	2.35
Concentrado Bulk	6181.30	97.34	0.91	0.24	2.66	0.10	9.92	30.56	14.94	93.50	64.18	97.65
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.91	1.55	2.77	0.15	9.89	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE METALÚRGICO

Tabla 58: Balance Metalúrgico Pruebas A3418

PRUEBA A3418

Productos	Peso		Ensayes, %					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	197.58	3.11	51.80	43.62	6.04	1.56	8.39	73.63	87.59	7.11	35.11	3.12
Concentrado Bulk	6152.42	96.89	0.60	0.20	2.53	0.09	8.35	26.37	12.41	92.89	64.89	96.88
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.19	1.55	2.64	0.14	8.35	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE METALÚRGICO

Tabla 59: Balance Metalúrgico Pruebas estándar

PRUEBA ESTANDAR

Productos	Peso		Ensayes, %					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.93	1.46	2.75	0.17	10.13	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	190.53	3.00	69.45	42.23	6.71	2.20	9.21	79.13	86.80	7.20	45.91	2.91
Concentrado Bulk	6159.47	97.00	0.57	0.20	2.67	0.08	9.51	20.87	13.20	92.80	54.09	97.09
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.63	1.46	2.80	0.14	9.50	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE METALÚRGICO

Tabla 60: Balance Metalúrgico Pruebas Xantato

PRUEBA XANTATO

Productos	Peso		Ensayes, %					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	197.12	3.10	68.25	43.73	6.39	1.46	8.51	79.32	87.59	7.14	32.50	2.96
Concentrado Bulk	6152.88	96.90	0.57	0.20	2.66	0.10	8.93	20.68	12.41	92.86	67.50	97.04
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.67	1.55	2.78	0.14	8.91	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

BALANCE METALÚRGICO

Tabla 61: Balance Metalúrgico Pruebas A3418

PRUEBA A3418

Productos	Peso		Ensayes, %					% Distribution				
	g	% Peso	Ag g/T	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe	%Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%Fe
Feed	6350.00	100.00	2.81	1.55	3.14	0.17	8.66	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
Concentrado Plomo	172.78	2.72	70.62	48.71	6.57	1.04	7.99	74.33	85.53	6.39	18.59	2.51
Concentrado Bulk	6177.22	97.28	0.68	0.23	2.69	0.13	8.70	25.67	14.47	93.61	81.41	97.49
Cabeza (calc)	6350.00	100.00	2.59	1.55	2.80	0.15	8.68	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

MATRIZ DE CONSISTENCIA

Título:				
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL	VARIABLES INDEPENDIENTE	METODOLOGÍA MÉTODO
¿Cómo influye el colector AP-3418, xantato en la mejora de la recuperación del concentrado en la flotación bulk en la Empresa Minera Nexa Resources S.A.C. - Unidad el Porvenir – Pasco 2023?	Determinar la influencia de los colectores AP-3418, Z-11 para mejorar la recuperación del concentrado de plomo en la flotación bulk en la Empresa Minera.	Si determinamos la influencia de los colectores AP-3418, Z-11 entonces podemos mejorar la recuperación del concentrado de plomo en la flotación bulk en la Empresa Minera.	Tratamiento de minerales polimetálicos	Científica
ESPECÍFICOS	ESPECÍFICOS	ESPECÍFICOS	DEPENDIENTE	TIPO
1. ¿Cómo influye la granulometría del mineral en el proceso de flotación en el incremento de la recuperación del concentrado del Plomo? 2. ¿Cuál será la malla de liberación de las partículas de mineral para la recuperación del concentrado de plomo? 3. ¿Cuál es la dosificación de Z-11 y AP-3418 en las condiciones actuales de flotación de Plomo para el mejoramiento de la calidad y la recuperación del concentrado de Pb?	1. Determinar la influencia de la granulometría del mineral en el proceso de flotación en el incremento de la recuperación del concentrado del Plomo. 2. Determinar la malla de liberación de las partículas de mineral para la recuperación del concentrado de plomo. 3. Determinar la dosificación de Z-11 y AP-3418 en las condiciones actuales de flotación de Plomo para el mejoramiento de la calidad y la recuperación del concentrado de Pb.	1. Si se determina la influencia de la granulometría del mineral en el proceso de flotación entonces se incrementará la recuperación del concentrado del Plomo. 2. Si se determina la malla de liberación de las partículas de mineral entonces podemos mejorar la recuperación del concentrado de plomo. 3. Si se determina la dosificación de Z-11 y AP-3418 en las condiciones actuales de flotación de Plomo entonces podemos mejorar la calidad y la recuperación del concentrado de Pb.	Incremento de la recuperación del concentrado de plomo	Aplicada
				DISEÑO
				Experimental ciclico

Tabla 62: Matriz de Consistencia

FOTOS DE FLOTACIÓN

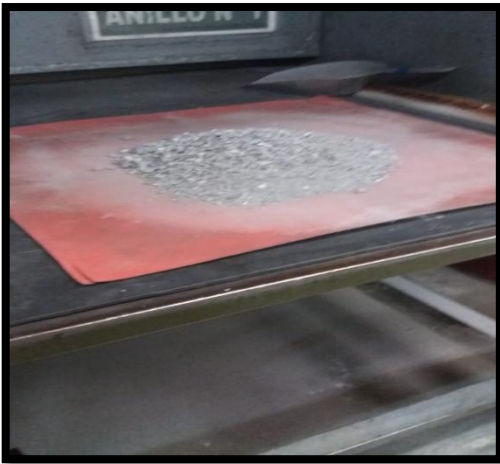


Figura 32: Muestreo de mineral



Figura 35: Cuarteo de mineral



Figura 34: Molienda del mineral



Figura 33: Pesado de mineral



Figura 41: Mineral molido



Figura 40: Dosificación del reactivo



Figura 38: Flotación de minerales



Figura 39: Productos de flotación



Figura 37: Productos de Flotación



Figura 36: Muestra de concentrado