

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



TESIS

**Evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados para su
recuperación de concentrados de plomo, zinc en la planta
concentradora de la UNDAC – Cía. Minera Caolín – Pasco -
2019**

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

Autor: Bach. Marco Antonio PICOY CALERO

Asesor: Mg. Cayo PALACIOS ESPÍRITU

Cerro de Pasco – Perú – 2019

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



TESIS

**Evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados para su
recuperación de concentrados de plomo, zinc en la planta
concentradora de la UNDAC – Cía. Minera Caolín – Pasco -
2019**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Eusebio ROQUE HUAMÁN

PRESIDENTE

Mg. Marco Antonio SURICHAQUI HIDALGO

MIEMBRO

Mg. Manuel Antonio HUAMÁN DE LA CRUZ

MIEMBRO

DEDICATORIA

A mis Padres por haberme apoyado en todo momento, por sus consejos, sus valores, por la motivación constante que me ha permitido ser una persona de bien, pero más que nada, por su amor.

RECONOCIMIENTO

Expreso mis sinceros reconocimientos de gratitud a mis padres por el esfuerzo que hicieron en educarme y apoyarme hasta lograr mi profesión.

Mediante el presente informe de investigación denominado tesis deseo expresar mis sinceros reconocimientos de inmensa gratitud a los docentes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería Metalúrgica de mi Alma Mater.

A mis amigos y colegas de estudio les doy mi reconocimiento de gratitud por los momentos de confraternidad y de amistad sincera que hemos compartido en las aulas universitarias.

A los trabajadores de la Planta Concentradora de la UNDAC, por apoyarme incondicionalmente en el desarrollo de la presente investigación.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación da a conocer las operaciones que se hacen en la planta concentradora de la UNDAC, en el tratamiento de minerales de cobre y minerales de plomo y zinc de la Compañía Minera Caolín. Obtenidas de mi experiencia laboral. Como punto de partida fue el inicio de mis práctica pre-profesionales y luego de ello después de unas conversaciones con el sr. Avelino fui admitido a realizar este trabajo investigativo.

Las labores realizadas han contribuido en mi formación profesional fundamentalmente conociendo en forma práctica los procesos con la que cuenta la planta concentradora, de esos procesos concluidos hasta el momento se puede manifestar que si se puede controlar la granulometría del mineral y la dosificación de los reactivos para mejorar la calidad y la recuperación de los metales en forma de concentrados, existentes en los minerales que está en la naturaleza.

Nuestra finalidad ha sido conseguir el tamaño óptimo y está a malla menos 200 y la identificación de reactivos que se van utilizando para conseguir incrementar la recuperación y bajar el contenido de estos metales en el relave.

Palabras clave: evaluación metalúrgica, recuperación de concentrados

ABSTRACT

This research paper presents the operations that are carried out at the UNDAC concentrator plant, in the treatment of copper and lead and zinc ores from the Caolin Minera Company. Obtained from my work experience. As a starting point it was the beginning of my pre-professional practices and after that after some conversations with Mr. Avelino Salazar was admitted to carry out this research work.

The work carried out has contributed to my professional training fundamentally knowing in a plant has, from those processes concluded so far it can be stated that if the granulometry of the mineral and the dosage of the reagents can be controlled for improve the quality and recovery of metals in the form of concentrates, existing in the minerals that are in nature.

Our goal has been to achieve the optimum size and is less than 200 mesh and the identification of reagents that are being used to increase the recovery and lower the content of these metals in the tailings.

Keywords: metallurgical evaluation, concentrate recovery

INTRODUCCIÓN

La planta concentradora de 30 TPD, de la Universidad nacional Daniel Alcides Carrión está instalada en el Paraje de Yacutico – Machcan, jurisdiccional del distrito de San Francisco de Asís de Yarusyacan, que viene operando mediante contrato de arrendamiento a la Compañía Minera Caolín. Quienes ejecutan actividades de explotación de reservas de minerales y el beneficio del mineral con ley comercial de cobre, plomo y zinc. Asimismo se ha tratado los minerales de la familia Palacios Panéz.

El tipo de investigación empleada fue el tecnológico y el método aplicado debido a que se aplicaron los conocimientos tecnológicos a una situación real (configuración para 30 TPD), y que sus resultados redundaron en el sistema de producción de manera significativa donde el control de parámetros casi no existe y que la dosificación de reactivos es casi artesanal pero se logró hacer la investigación dándonos una gran satisfacción de haber cumplido una meta personal ya que como poblador de la zona no debería de irme con las manos vacías hoy podemos decir que si se puede hacer cuando uno logra sus objetivos.

Para poder desarrollar el trabajo de tesis el presente consta de los siguientes capítulos:

Capítulo I: Problema de investigación integrada por la delimitación de la investigación, formulación de la investigación con el planteamiento del problema principal, y específicos, la formulación de los objetivos (general y específicos), la justificación y las limitaciones de la investigación.

Capítulo II: da a conocer el marco teórico con los antecedentes de estudio, las bases teóricas – científicas, la definición de términos básicos, la formulación de las hipótesis (general y específicos) la identificación de las variables y la operacionalidad de las variables.

El capítulo III, trata del tipo, método y diseño de la investigación, la población y muestra, así como también la recolección de datos y el análisis de datos, la orientación ética.

En el capítulo IV se da a conocer los resultados y la discusión de las mismas, presentación, análisis de resultados, la prueba de hipótesis y discusión de resultados

ÍNDICE

DEDICATORIA	
RECONOCIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INDICE	

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	3
1.3.1. Problema Principal	4
1.3.2. Problemas Específicos.....	4
1.4. FORMUALACIÓN DE OBJETIVOS	5
1.4.1. Objetivo General	5
1.4.2. Objetivos Específicos	5
1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	6

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO.....	7
2.2. BASES TEÓRICAS	8
2.2.1. Mineralogía	8
2.2.2. Diagrama de Flujo.....	9
2.2.3. Reducción de Tamaños	11
2.2.4. Chancado.....	11
2.2.5. Variables de Operación en el Chancado	12
2.2.6. Sección Molienda y Clasificación.....	13
2.2.7. Partes de los Molinos.....	14
2.2.8. Variables Operacionales de un Molino de Bolas	17
2.2.9. Factores que Afectan la Eficiencia de Molienda	20
2.2.10. El Exceso de Agua en el Molino Ocasiona	21
2.2.11. Falta de Agua en el Molino	21
2.2.12. Clasificación de Minerales	21
2.2.13. Flotación de Minerales	23
2.2.15. Reactivos de Flotación.....	29
2.2.16. Colectores.....	30

2.2.17. Espumantes	31
2.2.18. Modificadores	32
2.2.19. Reactivos Depresores	32
2.2.20. Reactivos Activadores	33
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	34
2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS	36
2.4.1. Hipótesis General	36
2.4.2. Hipótesis Específicos	36
2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES	36
2.5.1. Variable Dependiente	36
2.5.2. Variable Independiente	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. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN	38
3.3. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	39
3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA	39
3.4.1. Población	39
3.4.2. Muestra	41
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	41
3.5.1. Materiales e Insumos	41
3.5.2. Los Insumos a Emplear	41
3.5.3. Los Materiales a Utilizar.	42
3.5.4. Métodos	42
3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	43
3.6.1. Etapas y Procedimiento	43
3.6.2. Etapas	43
3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO	44
3.8. SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN	44
3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA	45

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO	46
4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	47
4.2.1. Evaluación del Circuito de Chancado	47
4.2.2. Parámetros de Operación Obtenidos	49

4.2.3. Sección Molienda	50
4.2.4. Flotación	55
4.2.5. Consumo de Reactivo	55
4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS	56
4.3.1. Primera Prueba	58
4.3.2. Segunda Prueba:	60
4.3.3. Tercera Prueba:	62
4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS	64
CONCLUSIONES	
RECOMENDACIONES	
BIBLIOGRAFÍA	
ANEXOS	

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

Haremos una descripción de los problemas existentes en la Cía. Minera Caolín, donde la explotación de los minerales polimetálicos desde mina es llevada por volquetes y el procesamiento de estos minerales en la planta concentradora de la UNDAC.

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

En los años del 2014 al 2015 el mercado internacional daba mayor interés a la compra de los concentrados de plomo, zinc, cobre y plata, haciendo que estos productos incrementen su valor y el país ve reflejado en un sostenimiento económico aceptable y creíble, cada vez con mayores incrementos en la caja fiscal. Pero a partir del 2016 se vio afectado con la disminución de los precios de dichos concentrados, en el cual las empresas mineras se ven obligadas a realizar investigaciones para incrementar el tonelaje de sus concentrados.

Compañía Minera Caolín S.A. en el año 2014 firma un contrato de arrendamiento de la planta concentradora de la UNDAC para tratar su mineral después de su explotación y beneficio de minerales por cuenta propia, con un tratamiento diario cercano a 30 TMPD, la comercialización de sus concentrados es hecha por la compañía a empresas que compran y es trasladado al puerto de Callao - Lima.

La duración de la empresa es de carácter indefinido, limitado a la disposición de reservas de mineral, lo cual a su vez puede variar en función de las inversiones que la compañía efectúe en exploraciones y a los resultados de éstas.

Generalmente en las empresas mineras, el tratamiento del mineral se hace una rutina diaria controlando a cada instante el funcionamiento normal de los equipos y maquinarias para no verse perjudicado y/o pérdida de tiempo en la guardia al tratar de reparar o reemplazar a uno de ellos que presenta fallas.

Por lo tanto, el objetivo general de la investigación está orientado en determinar las mejores condiciones de operación para un circuito de flotación primaria (rougher), para controlar las variables principales del proceso, como son: Granulometría del mineral, velocidad de agitación del impulsor, dosis de los reactivos y el pH de la pulpa.

1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

En el Perú este sector se ha caracterizado por ser muy dinámico y de alta relevancia para nuestro país. Durante el año 2015, el 10% del PBI de Perú fue explicado por la minería. Desde el punto de vista de la inversión privada, la minería es uno de los

motores más importantes para el país; así, durante el 2018 el 20% de la inversión privada provino de dicho sector. En cuanto a las exportaciones el 52% del valor de las mismas son explicados por el sector minero, siendo el cobre y el oro los metales más relevantes. El Perú es un país muy competitivo en la actividad minera global, muestra de ello son las reservas de minerales que poseemos. En cuanto al cobre, 10% del total de las reservas mundiales están en nuestro país, lo cual nos ubica en el tercer puesto a nivel mundial. En cuanto a zinc, 12% de las reservas están en nuestro país, lo que nos ubica en el tercer lugar a nivel mundial. Y, en cuanto a oro, el 4% de las reservas mundiales están en el Perú, lo que nos ubica en el octavo lugar.

En Pasco la minería polimetálica está ubicada en una franja de veta que va desde Colquijirca, Cerro de Pasco, Milpo. Ubicándose la minera Caolín dentro de esa franja.

1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

En la flotación de minerales existen un sin número de variables que influyen en las recuperaciones en la calidad tanto de los concentrados como de los relaves.

Siendo algunas de estas variables:

- Granulometría del mineral de alimentación.
- Dosificación de reactivos.
- pH del mineral.
- Tipos de celdas de flotación.
- Velocidad de agitación.
- Porcentaje de sólidos.

- Densidad de pulpa.
- Mineralogía del mineral de alimento.
- Mineralogía de la pulpa que va hacia el relave.

El problema general del presente estudio está en determinar, cuáles son las variables más influyentes e importantes que presentan los minerales en el proceso de concentrar los minerales en estudio. Por lo tanto, el trabajo de investigación tiene por finalidad, evaluar metalúrgicamente el efecto que tienen los minerales en las variables que afectan la recuperación del cobre, plomo, zinc a escala industrial. La muestra en estudio son minerales sulfurados cuyas especies mineralogías presentes con leyes de cabeza: 11 % de Zn; 9,07 % de Pb; 0,51 % de Cu y 1,917 oz de Ag/TM.

1.3.1. PROBLEMA PRINCIPAL

¿Cómo realizar la evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados para su recuperación de concentrados de plomo, zinc en la planta concentradora de la UNDAC – Cía. Minera Caolín?

1.3.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

1. ¿Cuál es la granulometría de las partículas de la mena para su recuperación en los concentrados de plomo y zinc?
2. ¿Qué reactivos se va utilizar para la recuperación de los concentrados de plomo y zinc?
3. ¿cuál es el tiempo óptimo de flotación

1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS

1.4.1. OBJETIVO GENERAL

Realizar la evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados para recuperar concentrados de plomo, zinc en la planta concentradora de la UNDAC – Cía. Minera Caolín.

1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

1. Determinar la granulometría de las partículas de la mena para recuperar los concentrados de plomo y zinc.
2. Determinar los reactivos que se va utilizar para recuperar los concentrados de plomo y zinc.
3. Determinar la cinética de flotación

1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La presente investigación está enmarcada en el tratamiento de minerales sulfurados para recuperar concentrados de plomo y zinc en la planta concentradora de la UNDAC arrendada por la Compañía Minera Caolín. Es una investigación de índole tecnológica y preservando el medio ambiente. En su factibilidad económica podremos decir que sí es posible llevar a cabo este tratamiento toda vez que está en recesión los precios de los metales en el mundo.

1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

el presente trabajo ha tenido muchas dificultades ya que no se contaba con un laboratorio bien implementado, el poco apoyo por parte de la empresa contratante de la planta concentradora.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

En el presente estudio de investigación se desarrollará la evaluación metalúrgica a los minerales sulfurado de plomo y zinc en la planta concentradora de la UNDAC.

2.1. ANTECEDENTES DE ESTUDIO

Para la realización del presente Trabajo de Investigación, ha requerido que se efectúe una revisión de diferentes informaciones y experiencias realizadas sobre el tema, con la finalidad de obtener una información histórica o presente, que permita un replanteamiento del trabajo, en caso hubiera una similar o parecida, sobre los diferentes aspectos relacionados a la valuación metalúrgica a los minerales sulfurados para su recuperación de concentrados de plomo, zinc en la planta concentradora de la UNDAC – Cía. Minera Caolín – Pasco.

No existiendo antecedentes más próximos de investigaciones de esta índole en la planta concentradora UNDAC de la Compañía Minera Caolín, se ha establecido que con respecto al tema materia de Investigación, no existen Estudios o trabajos que hayan sido tratados en el contexto de la realidad planteada, por lo cual se considera que el Presente Trabajo de Investigación, reúne las condiciones Temáticas y Metodológicas suficientes para ser considerado como una “Investigación Inédita”

2.2. BASES TEÓRICAS-CIENTIFICAS

2.2.1. MINERALOGÍA

Actualmente se viene tratando menas de galena, esfalerita y enargita, para las recuperaciones de plomo, zinc y cobre, respectivamente, de la misma forma se tiene impurezas como, pirita, insolubles, arsénico, entre otros.

A continuación, se detalla la mineralogía de estos compuestos:

- ***Galena.*** (PbS)
 - Porcentaje de metal, 88,6% de Pb
 - Color: Gris de plomo
 - Lustre: Metálico
 - Rayadura: gris de plomo
 - Dureza: 3
 - Densidad: (7,4 – 7,6)
 - Característica física: muy frágil
 - Cristalización: Cubico
- ***Esfalerita*** (ZnS)

- Porcentaje de metal, 67% de Zn
 - Color: Castaño, negro e incluso verde y amarillo
 - Lustre: Metálico
 - Rayadura: Blanco pardusca
 - Dureza: 3.5 a 4
 - Densidad: 4 g/cm³
 - Característica física: muy frágil
 - Cristalización: Isométrico
- ***Enargita*** (3Cu₂S.As₂S₅)
- Porcentaje de metal, 48.4% de Cu
 - Color: Negro de hierro
 - Lustre: Metálico
 - Rayadura: Negra
 - Dureza: 3
 - Densidad: (4.4)
 - Cristalización: Prismático.

2.2.2. DIAGRAMA DE FLUJO

La planta concentradora está dividido en las siguientes secciones:

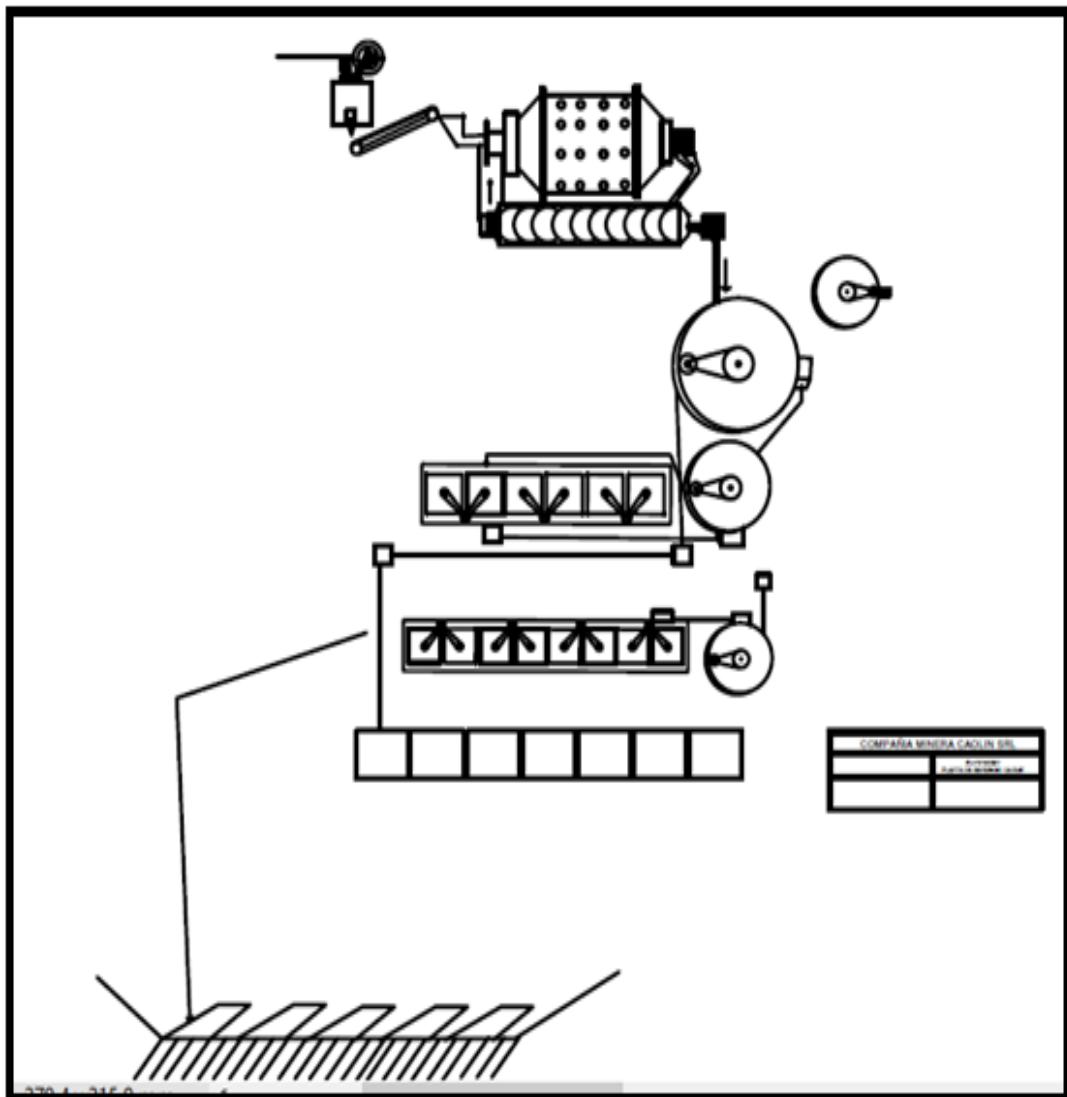
- Sección Chancado
- Sección Molienda
- Sección Flotación

Tabla N° 2.1: Descripción de la planta concentradora de la UNDAC

N°	DESCRIPCIÓN	MEDIDA	ABERTURA	HP	RPM
1	Chancadora de quijada		2"		
2	tolva de fino	430cmx442cm			
4	faja transportadora			1.88	1800
5	molino de bolas	20mt			
6	clasificador helicoidal	4x4		10	1740
7	celda serrana				
8	alimentador de cal				
9	6 celda tipo Denver				
10	Coches				
11	relave				

Fuente: Elaboración propia

Figura N° 2.1: Diagrama de flujo de la planta concentradora de la UNDAC



Fuente: Elaboración propia

2.2.3. REDUCCIÓN DE TAMAÑOS

Debido a que la mayoría de los minerales se encuentran diseminados e íntimamente ligados con la ganga, tienen que ser liberados antes de ser separados esto se consigue con la conminación, este persigue 4 modos de factura, *Impacto, Compresión, Atrición y corte*:

2.2.4. CHANCADO

Es la primera etapa mecánica para el beneficio de los minerales; y consiste en la aplicación de fuerza mecánica para romper los trozos grandes de mineral hasta reducirlo a un tamaño menor (fragmentos de ½” a 3/8”) utilizando fuerza de compresión y en menor proporción fuerza de fricción, flexión, cizallamiento u otros. Se realiza en máquinas que se mueven a velocidad media o baja en una trayectoria fija y que ejerce presiones inmensas a bajas velocidades, que se caracteriza porque sus elementos trituradores o mandíbulas no se tocan y las condiciones principales de esta operación son las oscilaciones y la velocidad de oscilación de la mandíbula móvil y el factor que influye esta condición de operación son las características del mineral.

Chancadora primaria

En el chancado primario se pasa el mineral tal como viene de la mina o del tajo abierto por las maquinas chancadoras de quijada o mandíbulas que operan por aplastamiento de las rocas entre dos mandíbulas, una móvil que

se acerca y aleja de una fija (en una trayectoria constante) en una cavidad determinada. Han sido ensayadas variaciones en la caída y movimiento, pero la mayoría de las maquinas del tipo Blake tiene un Angulo de trituración de aproximadamente 27° entre las mandíbulas fijas y móvil. Trituran rocas de un máximo de 60" hasta un producto de 8" – 6".

2.2.5. VARIABLES DE OPERACIÓN EN EL CHANCADO

- **Contenido de humedad:** cuando es inferior de 3 o 4 % en peso surgen dificultades, cuando excede de 4% dese vuelve pastoso adherente, tendiendo a atascar la chancadora.

- **El tipo de alimentación:** la alimentación obstruida se refiere a que las chancadoras están equipadas generalmente de una tolva alimentadora que se mantiene llena a rebosar o atascado de modo que el producto no se descarga libremente, esto hace aumentar la proporción de finos y disminuye la capacidad de producción, si no existirá el tamizado o clasificación, la alimentación obstruida resulta más económico puede eliminar una o más etapas reductoras debido a la gran cantidad de finos producidos.

- **Consumo de energía:** se calcula con la fórmula de BOND que dice “el trabajo total utilizado en la fragmentación, que ha sido aplicado a un peso establecido de material homogéneamente fracturado, invariablemente es proporcional a la raíz cuadrada del diámetro de las partículas producidas.

2.2.6. SECCIÓN MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN

La liberación de un mineral se inicia con el chancado y termina con la molienda, esta es muy importante porque de él depende el tonelaje y la liberación del mineral valioso que después debe concentrarse (por flotación, separación gravimétrica, magnética, lixiviación, etc.). En esta etapa se debe liberar completamente las partes valiosas del mineral (sulfuros de Pb, Cu, Ag, Zn) de la ganga antes de proceder a la concentración.

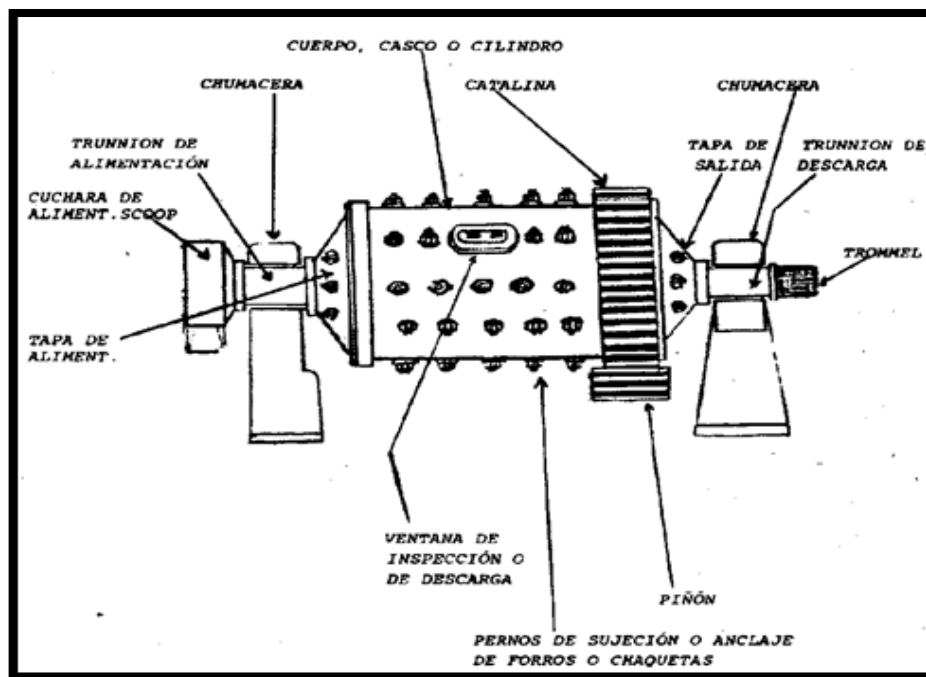
La operación de molienda normalmente se efectúa en etapa primaria en los molinos de barra y secundaria en los de bola. Generalmente la descarga de los molinos de barra es a -991 micras (-16 mallas), alcanzándose cualquier tamaño, dentro de los límites económicos, en los de bola. Esta operación se logra con alta eficiencia cuando de los del tamaño de alimentación, dilución y si satisfacen además las siguientes constantes: velocidad (velocidad crítica y de trabajo; $V_c = 76.62/D$ $V_t = 0.75 V_c$), carga de bolas y potencia del motor. Cuanto más fino se muele el mineral mayor es el costo de molienda y hasta cierto grado, una molienda más fina conlleva a una mejor en la recuperación. De acuerdo a esto, la molienda optima es aquella malla de molienda en el cual los beneficios son máximos, cuando dólares de los productores. La eficiencia del proceso de molienda va depende en gran medida de una serie de factores como:

- Distribución de tamaño en la alimentación del mineral.
- Velocidad y tamaño del molino
- Tamaño del cuerpo moledor

- Diseño del revestimiento del molino
- Cambio en la caracteriza del mineral
- Distribución de tamaño del producto del molino.
- Volumen de carga moledora y su distribución de tamaño
- Eficiencia de la clasificación, etc.

2.2.7. PARTES DE LOS MOLINOS

Figura N° 2.2: Partes de un molino de bolas



Fuente: Ivan Quiroz (Ingeniería Metalúrgica)

1) *Trunión De Alimentación:*

(O muñón de entrada), es el conducto para la entrada de carga impulsada por la cuchara de alimentación.

2) *Chumaceras:*

Se comporta como soporte del molino y a la vez la base sobre la que gira el molino.

3) Piñón y catalina:

Son los engranajes que sirven como mecanismo de transmisión de movimiento. El motor del molino acciona un contra-eje al que está adosado el piñón, este es encargado de accionar la catalina la que proporciona movimiento al molino, dicha catalina es de acero fundido con dientes fresados.

4) Cuerpo o casco del molino o shell:

El casco del molino está diseñado para soportar impactos y carga pesada, es la parte más grande de un molino y está construido de placas de acero forjadas y soldadas. Tiene perforaciones para sacar los pernos que sostienen el revestimiento o forros. Para conectar las cabezas de los muñones tiene grandes flanges de acero generalmente soldados a los extremos de las placas del casco. En el casco se abren aperturas con tapas llamadas manholes para poder realizar la carga y descarga de las bolas, inspección de las chaquetas y para el reemplazo de las chaquetas y de las rejillas de los molinos. El casco de los molinos está instalado sobre dos chumaceras o dos cojinetes macizos esféricos.

5) Tapas:

Soportan los cascos y están unidos al trunnión.

6) Forros o chaquetas:

Sirven de protección del casco del molino, resiste al impacto de las bolas así como de la misma carga, los pernos que los sostienen son de acero de alta resistencia a la tracción forjados para formarle una cabeza cuadrada

o hexagonal, rectangular u oval y encajan convenientemente en las cavidades de las placas de forro.

7) *Trunnión de descarga:*

Es el conducto de descarga del mineral en pulpa, por esta parte se alimenta las bolas, sobre la marcha.

8) *Cucharón de alimentación:*

Scoop feeders que normalmente forma parte del muñón de entrada del molino.

9) *Trommel:*

Desempeña un trabajo de retención de bolas especialmente de aquellos que por excesivo trabajo han sufrido demasiado desgaste. De igual modo sucede con el mineral o rocas muy duras que no pueden ser molidos completamente, por tener una granulometría considerable quedan retenidas en el trommel. De esta forma se impiden que tanto bolas como partículas minerales muy gruesas ingresan al clasificador o bombas.

10) *Ventana de inspección:*

Está instalada en el cuerpo del molino, tiene una dimensión suficiente como para permitir el ingreso de una persona, por ella ingresa el personal a efectuar cualquier reparación en el interior del molino.

Sirve para cargar bolas nuevas (carga completa) así como para descargarlas para inspeccionar las condiciones en las que se encuentra las bolas y blindajes.

- Las chumaceras del contra eje
- El contra eje
- Las poleas

- Reductor de velocidad
 - El acoplamiento
 - El motor eléctrico
- ***Etapas de la molienda***

En las concentradoras hay diferentes etapas para la liberación de los sulfuros valioso:

Molienda primaria

1. Molienda secundaria

2.2.8. VARIABLES OPERACIONALES DE UN MOLINO DE BOLAS

Para que la molienda sea racional y económica hay que considerar 3 factores fundamentales que influyen en los resultados y son:

- La carga del mineral
- Alimentación de agua
- Medios de molienda

1) La carga de mineral de alimentación al molino:

Cuanto más rápido sea la alimentación al molino más rápido será la descarga que llega al otro extremo y el producto final será más grueso, permanecerá menos tiempo sometido a molienda. La alimentación de carga del mineral debe ser constante y uniforme, la cantidad se regula en faja de alimentación de tamaño de mineral apropiado, depende de la trituración 5% malla + 3/4.

Limpias de planchas de Fe, madera, trapos o piezas de acero que pueden cortar la faja de alimentación o bloquear los alimentadores, o producir

atoros en la descarga, etc. Normalmente los molinos trabajan con 70% a 78% de sólidos, dependiendo del peso específico del mineral, la cantidad de mineral que se puede cargar en un molino de bolas oscila de 0.45 toneladas por m³ de capacidad.

2) Alimentación de agua:

Al operar el molino por vía húmeda, el mineral finalmente molido es extraído con agua de los intersticios entre las bolas y por lo tanto no perjudica la molienda de las partículas de mineral gruesas, por ende, en la operación se agrega un 50% a 60% de agua en peso, para asegurar una descarga rápida del mineral. El exceso de agua dentro del molino lavara las bolas y cuando se hace funcionar el molino pues el mineral no está pegado en las bolas, haciendo una pulpa demasiado fluida que saca la carga de mineral demasiado rápida, no dando tiempo a moler y disminuyendo el tiempo de molienda, dando como resultado una molienda excesivamente gruesa. Consumo exagerado de bolas y desgaste de chaquetas, todas estas condiciones unidas representan un aumento del costo de producción y una baja eficiencia de la molienda. En el circuito las cargas circulares elevadas tienden a aumentar la producción y disminuir la cantidad de mineral fino no deseado.

3) Carga de bolas:

La cantidad de bolas que se coloca dentro de un molino depende en gran parte de la cantidad de energía disponible para mover el molino.

Generalmente nunca llega al 50% de volumen, aunque una carga de bolas igual a 50% del volumen del molino da la capacidad máxima, el volumen total de las bolas no debe ser menor que el 20% del volumen interior (las

cargas normales varían de 40 a 50%). Donde quiera que se desee una producción mínima de finos debe usar una carga de bolas cuyo diámetro está relacionado al tamaño del mineral que se alimenta, el aumento de la carga de bolas, hace elevar el gasto de energía hasta alcanzar un valor máximo, por encima del cual la energía necesaria disminuye al aumentar la carga, por acercarse al centro de gravedad de esta al eje de rotación.

La carga se puede aumentar elevando el peso de bolas cargado al molino aumentando la densidad de sólidos de la pulpa a moler, o trabajando a nivel de líquidos más alto.

Este nivel de pulpa, que es función de la cantidad de molienda, constituye un factor muy importante en el funcionamiento del molino de bolas.

Normalmente la carga de bolas se debe determinar mediante ensayos metalúrgicos por estudios detenidos. La potencia necesaria es máxima cuando el contenido en sólidos de alimentación es del orden del 75%. El consumo de bolas esta dado en función al tonelaje tratado, a la dureza del mineral, al tamaño de la carga de mineral.

Cuanto más pequeñas sean las bolas mayores será la finura del producto final, las calidades de las bolas se fabrican de acero moldeado, fundido, laminado o forjado, normalmente se emplea acero al manganeso a al cromo.

En resumen, la elección de las dimensiones de un molino es función de muchos factores entre los cuales: la dureza del mineral, el tamaño promedio de la alimentación, como también el grado de finura a obtenerse, humedad de la pulpa.

La cual forma de las superficies de los de los forros ya sean onduladas o lisas y se emplean para molienda gruesas y finas respectivamente, la velocidad del molino afecta a la capacidad y también al desgaste, en proporción directa hasta el 85% de la velocidad crítica.

2.2.9. FACTORES QUE AFECTAN LA EFICIENCIA DE MOLIENDA

Varios factores afectan la eficiencia del molino de bolas. La densidad de la pulpa de alimentación debería ser lo más alta posible, pero garantizando un flujo fácil a través del molino. Es esencial que las bolas estén cubiertas con una capa de mena; una pulpa demasiado diluida aumenta el contacto metal-metal, aumentando el consumo de acero y disminuyendo la eficiencia. El rango de operación normal de los molinos de bolas es entre 65 a 80% de sólidos en peso, dependiendo de la mena.

La viscosidad de la pulpa aumenta con la fineza de las partículas, por lo tanto, los circuitos de molienda fina pueden necesitar densidad de pulpa menor.

La eficiencia de la molienda depende del área superficial del medio de molienda. Luego las bolas deberían ser lo más pequeñas posible y la carga debería ser distribuida de modo tal que las bolas más grandes sean justo lo suficientemente pesadas para moler la partícula más grande y más dura de la alimentación. Una carga balanceada consistirá de un amplio rango de tamaños de bolas y las bolas nuevas agregadas al molino generalmente son del tamaño más grande requerido. Las bolas muy pequeñas dejan el molino junto con la mena molida y pueden separarse haciendo pasar la descarga por harneros.

2.2.10. EL EXCESO DE AGUA EN EL MOLINO OCASIONA

Un exceso lavara las bolas y cuando se hace funcionar el molino no se obtiene una buena acción de molienda pues el mineral no está pegado a las bolas, haciendo una pulpa demasiado fluida que saca la carga de mineral demasiado rápida, no dando tiempo a moler disminuyendo el tiempo de molienda.

Dando como resultado una molienda excesivamente gruesa ya afectando así a la sección de molienda, consumo exagerado de bolas, aumento de costo de producción y una baja eficiencia de molienda.

2.2.11. FALTA DE AGUA EN EL MOLINO

La pulpa del mineral avanza lentamente y se hace cada vez más densa, las bolas no muelen, porque el barro se muele muy espeso alrededor de las bolas, impidiendo buenos golpes por que el barro amortigua todos los golpes.

En estas condiciones de operación las bolas pueden salir junto con la pulpa de mineral.

2.2.12. CLASIFICACIÓN DE MINERALES

Se denomina clasificación, a la separación de un conjunto de partículas de tamaño heterogéneo en dos porciones, cada uno conteniendo partículas de granulometría u otras propiedades específicas que el conjunto original. La clasificación se realiza por diferencia de tamaño y de gravedad específica que origina diferentes velocidades de sedimentación entre las partículas en un

fluido (agua o aire), cuando sobre ellas actúan campos de fuerza como el gravitatorio u otros.

Las operaciones de clasificación se efectúan en diferentes tipos de aparatos de clasificación mecánico y clasificación. La planta de la compañía minera caolín cuenta con un clasificador mecánico

Clasificación mecánica:

Las partes principales del clasificador mecánico son: el tanque o artesa de asentamiento inclinado, en el cual está montado el mecanismo para la agitación y transportes, es característico del tipo específico de clasificador; entre ellos tenemos:

- Clasificador de rastrillo
- Clasificador helicoidal

Variable de operación en un clasificador mecánico

Los clasificadores en espiral son separadores mecánicos por gravedad y por tanto depende de la diferencia en el grado de decantación entre las partículas gruesas

2.2.13. FLOTACIÓN DE MINERALES

El proceso de flotación de minerales constituye un proceso físico- químico en el que se busca enriquecer las especies mineralógicas útiles de la mena mediante la eliminación de especies o materiales sin valor; de este modo el concentrado obtenido podrá ser procesado económicamente en la etapa siguiente.

En todo circuito de flotación es necesario realizar un control de sus diferentes etapas de flotación para la mejor recuperación del elemento valioso, haciendo los reajustes de alimentación de reactivos, densidad de pulpa en los diferentes puntos desde la alimentación hasta los productos. En el proceso de concentración, se tiene en cuenta la teoría de la tensión superficial de los materiales, pues estos deciden si es que un material se moja (hidrofílico) o no (hidrofóbico); es por ello que las maquinarias (celdas de flotación) que se utilizan deben tener condiciones adecuadas para que la separación de estos dos tipos de materiales sea posible; por supuesto con la ayuda de reactivos, los cuales contribuyen a la flotabilidad de los materiales. Para obtener un producto comercial, los componentes indeseables de la mena deben ser rebajadas a un porcentaje especificado. Este proceso es quizás el más importante de los desarrollados para el procesamiento de minerales y que hacen posible la recuperación de valores de baja ley.

En la Compañía Minera Caolín contamos con la Campaña de ALCAS. El carácter complejo de estas menas debido a que el mineral se encuentra sulfatado y las particularidades metalúrgicas de sus distintos metales hacen

de este grupo, uno de los más difíciles, pero no imposibles para la flotación selectiva.

Tabla N° 2.2: Reporte de laboratorio -Ley de cabeza de la mina Alca

Tipo de ensayo	Elementos de ensayo	Unidades	Resultados
Au - fuego	Au	Oz/Tc	0,002
Ag-AAS	Ag	Oz/Tc	7.524
Pb-AAS	Pb	%	8.813
Cu-AAS	Cu	%	2.9
Zn-AAS	Zn	%	9.3

Fuente: Elaboración propia

Flotación bulk de plomo - cobre y zinc

Flotación bulk de plomo - cobre

En esta sección se comienza a flotar todo lo que es plomo en una celda Rougher de 16x7 en donde se logra recupera un 90% del mineral, la cola se va a una segunda celda Rougher de 4x4 y a las Celda Denver D18 Scavenger y Celda Denver D18 Cleaner.

Flotación de zinc

En esta sección la cabeza general viene hacer la cola del Pb de la tercera Celda Denver D18 Scavenger.

En la flotación de zinc se cuenta con una celda Rougher de 4x4, 4 Celda Denver D18 Scavenger y 4 Celda Denver D18 Cleaner.

2.2.14. CINÉTICA DE LA FLOTACIÓN.

La importancia de la Termodinámica en el proceso de flotación, se revisó a través de los conceptos siguientes:

- ángulo de contacto
- acción de colectores

- acción de espumantes

Sin embargo, la influencia de la Termodinámica en la flotación, se tratará a través de su necesaria vinculación con la cinética del proceso. Esta última entrega una descripción cuantitativa de la velocidad con que flotan las partículas, y por eso es importante el tiempo de flotación (T). Este es una variable fundamental de diseño y corresponde al tiempo máximo que hay que darles a las partículas más lentas para que puedan ser extraídas de la pulpa. El tiempo de residencia (Tr), está vinculado al flujo de aire, de modo tal que, si este último fuese pequeño, T debería ser alto para coleccionar todas las partículas. Hay una relación directa entre (Tr) y la probabilidad de flotación, por lo que, si ésta es alta y si el flujo de aire es adecuado, la recuperación esperada sería aceptable. Un experimento típico de laboratorio es una prueba cinética, donde una celda batch es alimentada con una cierta cantidad de mineral y con la posibilidad de recibir el concentrado en función del tiempo. Se va cambiando la bandeja receptiva de concentrado, para fraccionarlo en c1, c2, ..., cn, para tiempos de flotación de 1', 2', ..., 8', etc.

luego se confecciona una tabla como la siguiente

Fracción	Tiempo en minuto	Finos
c1	1	f1
c2	2	f2
c3	3	f3
c4	4	f4

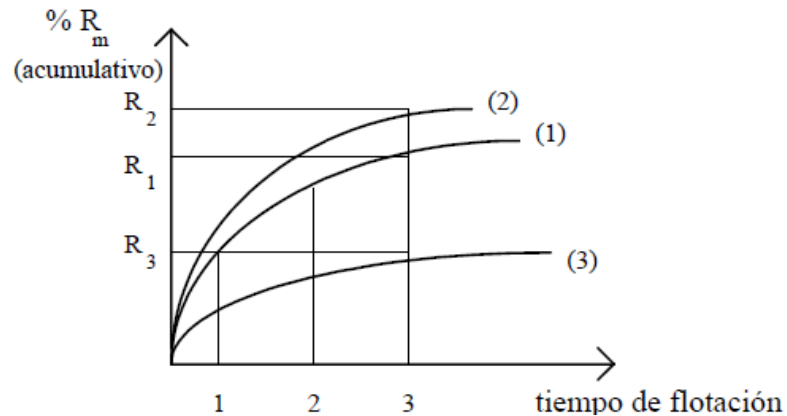
Conociendo leyes y pesos, luego se determina la cantidad de metal fino.

$$\text{Fino metálico} = \text{peso} \times \frac{\text{ley}}{100}$$

Calculando el f1, f2, ..., fn y conociendo el fino de la **cabeza** (alimentación), se puede determinar la recuperación del metal (Rm):

$$\%R_m = \frac{\text{fino conc.1}}{\text{fino alimento}} \times 100$$

También se calcula: %R_m acumulativo (conc. 1 + conc. 2 + ...). y se grafica R versus t.



R aumenta con el tiempo de flotación y la curva se va haciendo asintótica a un cierto valor máximo (R_{max}). Al final las espumas también quedan cargadas con parte de ganga. Esta relación entre R% y tiempo, permite definir un concepto de velocidad. Si se tuviese un 2^{do} y 3^{er} mineral, estos tendrían diferentes velocidades. Estas variaciones en velocidad dependen de condiciones operativas (tipo de máquina, flujo de aire, condiciones fisicoquímicas). Ya que la velocidad depende de la probabilidad de flotación, una cierta combinación de reactivos podría dar una mayor o menor velocidad. Si se considera que en una planta el tiempo de flotación está vinculado al tiempo Si se considera que en una planta el tiempo de flotación está vinculado al tiempo de residencia (T_r), se tiene que:

$$T_r = f(\text{volumen del circuito de flotación})$$

Por lo tanto, en la práctica industrial, el límite del tiempo de flotación está dado por T_r . Si el tiempo $T_r = f(V_c)$, donde V_c es el volumen del circuito, la velocidad de flotación surge como una variable importante del proceso.

Para entregar una **caracterización cinética de la flotación** de un mineral, se usa el concepto de **constante específica de velocidad de flotación**. Sirve para definir si un proceso es más rápido o más lento. Existe una amplia gama de modelos cinéticos, de los cuales se analizarán los más usados en el campo experimental. Para eso se desarrollará el **Modelo Análogo** (por analogía a la cinética química), donde se considera que partícula y burbuja son reactantes y el agregado de partícula - burbuja es un producto de reacción.

1) Velocidad de flotación.

Se expresa a través de la siguiente ecuación diferencial:

$$-\frac{dc}{dt} = kc^n \quad 1$$

c = concentración de especies flotables

n = orden de la reacción

k = constante de flotación

Suponiendo una cinética de 1er orden:

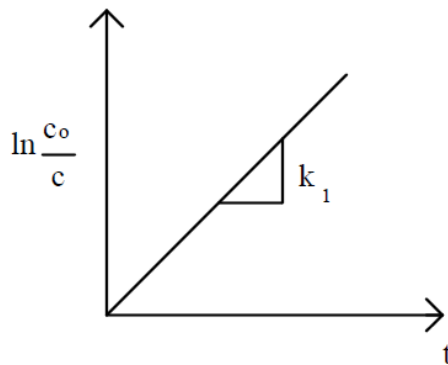
$$C = c_0 e^{-kt}, \text{ donde} \quad 2$$

c_0 = concentración de material flotable al tiempo cero

c = concentración de material flotable al tiempo t

La ecuación 2 se grafica según:

$$\ln \frac{c_0}{c} = Kt \quad 3$$



Estas concentraciones no son usuales en flotación, donde más bien se usan **recuperaciones**. Para evaluarlas, se determinan concentrados parciales, que se secan, pesan y analizan para conocer el valor del contenido metálico fino y de ahí la concentración (ya que se conoce el volumen de la celda). Como éste es fijo, se trabaja directamente con concentraciones. En la práctica no es posible llegar a una recuperación del 100%, por lo que se introduce el concepto de recuperación máxima, $R_{\text{máximo}}$, ya que no todo el material es flotable. El término, $\ln \frac{c_0}{c}$ debe ser corregido, pues c_0 es la concentración de todo el material flotable menos la concentración del material que no flotó y quedó, (c_∞):

$$\ln\left(\frac{c_0 - c_\infty}{c - c_\infty}\right) = Kt$$

Es posible escribir: $R_\infty = \frac{c_0 - c_\infty}{c}$ 5

$$R_t = \frac{c_0 - c}{c_0}$$
 6

Luego la ecuación (1), queda: $-\frac{dc}{dt} = -k(c - c_\infty)$ 7

$$-\frac{dR}{dt} = k c_0^{n-1} (R_\infty - R)^n$$
 8

Para $n = 1$ $R_t = R_\infty (1 - e^{-kt})$ 9

R_t = recuperación parcial a cualquier tiempo t

R_∞ = recuperación máxima posible.

- **Modelo de García Zúñiga**

$$\ln \frac{c_0 - c_\infty}{c - c_\infty} = kt \quad R_t = R_\infty(1 - e^{-kt})$$

Permite ajustar la gran mayoría de los resultados experimentales y calcular la

constante de velocidad de flotación

cálculo de la k

T	%R _{acum}	$\frac{R_\infty - R_t}{R_\infty}$	$\ln\left(\frac{R_\infty - R_t}{R_\infty}\right)$	$\frac{\Delta y}{\Delta x} = k$
1	41.1	0.4223	-0.86	-0.027
2	61.5	0.2765	-1.29	
4	64.8	0.1788	-1.72	
8	76.5	0.1000	-2.30	
16	83.5	0.0176	-4.04	

2.2.15. REACTIVOS DE FLOTACIÓN

Los Reactivos de Flotación son sin duda alguna el componente y la variable más importante del proceso debido a que la flotación no se puede efectuar sin ellos. No solamente influye el tipo de reactivo que se agrega, sino que también toda la combinación de reactivos, su cálibra relativa y absoluta, punto y método de adición y múltiples otros factores que a veces escapan a una definición precisa, también juegan un papel muy importante en este proceso. Estos al ser añadidos al sistema cumplen determinadas funciones que hacen posible la separación de los minerales valiosos de la ganga. Sin embargo, la aplicación adecuada de estos reactivos no siempre resulta una tarea fácil debido a una serie de

dificultades técnicas que se presentan durante el proceso. En flotación el rendimiento de los reactivos, sean colectores o espumantes, depende mucho de la composición y constitución mineralógica de la mena.

Por tanto, conscientes de esta realidad, los metalurgistas debemos de estar evaluando la performance de uno u otro reactivo con la esperanza de encontrar aquel que permita optimizar los resultados metalúrgicos.

Los reactivos utilizados para el acondicionamiento favorable del proceso, constituyen los llamados Agentes de Flotación. La selección y combinación apropiada de los mismos para cada tipo de mineral particular, constituyen precisamente el principal problema del metalurgista a cargo de la operación. Los Reactivos o Agentes de Flotación se clasifican en: Colectores, Espumantes y Modificadores

2.2.16. COLECTORES

Es el reactivo fundamental del proceso de flotación puesto que produce la película hidrofóbica sobre la partícula del mineral.

XANTATO AMÍLICO DE POTASIO (Z-6) $C_6H_{11}OCS_2K$

Este Xantato es muy fuerte por lo que se emplea generalmente en aquellas operaciones de flotación que requieren el más alto grado de poder colector.

Es un colector muy apropiado para la flotación de sulfuros manchados u oxidados de cobre. Cuando se le emplea en las dosis adecuadas, el Z-6 puede ser más selectivo para ciertas separaciones.

XANTATO ISOPROPÍLICO DE SODIO (Z-11) $C_4H_8OS_2Na$

Este tipo de colector es adecuado para minerales sulfurosos; ya que tienen átomos de azufre en la parte polar de su anión, esto les confiere una gran afinidad respecto a todos los minerales sulfurosos los cuales por consiguiente pueden separarse de manera muy selectiva, de los restantes de la ganga.

Este colector se emplea en gran escala en la flotación de cobre, plomo y zinc, minerales complejos de plomo-zinc y cobre-hierro, en los que los principales minerales sulfurosos son calcopirita, calcocita, enargita, galena, esfalerita, pirita y pirrotita.

TOXICIDAD. Tienen baja toxicidad oral aguda. El contacto prolongado con la piel puede causar irritación externa, por eso se recomienda lavar la zona de la piel afectada con abundante agua y jabón neutro durante 5 minutos. En caso de irritación a los ojos y en especial a la córnea, lavar con abundante agua durante 10 minutos y consultar al médico.

2.2.17. ESPUMANTES

Tiene como propósito la creación de una espuma capaz de mantener las burbujas cargadas de mineral hasta su extracción de la máquina de flotación

METIL ISOBUTIL CARBINOL (MIBC):

Es un espumante orgánico; un excelente espumante para flotación selectiva de sulfuros, también no metálicos, produce una espuma frágil.

TOXICIDAD. La inhalación de vapores puede causar irritación a la garganta y pulmones. La inhalación de altas concentraciones de vapor puede causar narcosis. El contacto con la piel causa irritación. Contactos prolongados causan dermatitis. Durante su manejo se deben tomar precauciones para

evitar el contacto, usando guantes de jebe, en caso de contacto con la piel lavar con agua y jabón. El contacto directo con los ojos causa irritación. En caso de salpicaduras a los ojos lave con agua durante 15 minutos. Si la irritación persiste consultar con un oftalmólogo. En caso de ingestión y si el accidentado esta consiente, inducir al vomito bajando la parte superior de la lengua con el dedo. En lo posible tratar de hacerlo bajo supervisión médica. En caso de sobre exposición observe posibles daños al hígado y riñón.

2.2.18. MODIFICADORES

Actúan como Depresores, Activadores, Reguladores de pH, Dispersores, etc. Facilitando la acción del colector para flotar el mineral de valor, evitando su acción a todos los otros minerales.

2.2.19. REACTIVOS DEPRESORES

La función específica de los depresores es la disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de colectores que pueden hidrofobizarla (inhibe la colección).

Impiden la flotación de algunos sulfuros, mientras hacen flotar a otros. Los iones del depresor forman compuestos superficiales o pasan a la red cristalina por intercambio iónico para impedir la adherencia del colector, incrementar la hidratación de la superficie mineral los iones del colector.

SULFATO DE ZINC ($ZnSO_4$):

El $\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$, son cristales incoloros; es uno de los reactivos reguladores principales de acción depresora, utilizada para la flotación selectiva de minerales de cobre y plomo de la esfalerita.

La depresión de la esfalerita es acarreada por el hidróxido de zinc que se forma durante la interacción del ZnSO_4 suministrada en la pulpa con los álcalis y que se adhiere en la superficie de la esfalerita y como resultado, se impide la interacción de la superficie del mineral con el colector.

CIANURO DE SODIO (NaCN):

Son cristales en forma de pellets de color blanquecino, se usa para el recubrimiento y depresión de minerales sulfurados de fierro, cobre y zinc. Los iones de estos minerales, forman unos complejos bien estables con el cianuro; asimismo se ha determinado que los minerales con iones metálicos, los cuales no forman tales compuestos con cianuro, por decir: el Pb, Bi, Sn, Sb y As, no son deprimidos por el cianuro. También es depresor de la sílice en medio ácido.

2.2.20. REACTIVOS ACTIVADORES

Los Reactivos Activadores aumentan la flotabilidad de ciertos minerales, mejorando o ayudando a la adsorción de un colector. La función activarte es contraria a la función depresora y los reactivos de este tipo sirven para aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales o para fortalecer el enlace entre la superficie y el colector.

SULFATO DE COBRE (CuSO_4):

El $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, hidratado de sulfato de cobre con 5 moléculas de agua, forma cristales azules brillantes asimétricos, es un activador de sulfuros de zinc que han sido deprimidos en la etapa anterior (Circuito Bulk).

REGULADOR DE ALCALINIDAD - CAL (CaO):

En la práctica se emplea cal cáustica CaO y cal hidratada $\text{Ca}(\text{OH})_2$. El hidróxido calcio $\text{Ca}(\text{OH})_2$ pertenece a las bases fuertes. Con la cal pueden ser obtenidas soluciones acuosas con una concentración del 0,17% en peso a 25 °C. Las soluciones de cal generalmente se denominan agua de cal y las suspensiones acuosas, lechada de cal. La interacción de la cal cáustica con agua transcurre con desprendimiento de una gran cantidad de calor (apagamiento de cal).

También es un depresor más común de pirita y en exceso de otros minerales sulfurosos. El calcio es el reactivo más comúnmente usado, para recubrir pirita y otros iones metálicos, con el objeto de deprimirlos (los convierte completamente mojables) en presencia de Xantato. La preparación de la cal es de 20Kg de Cal por cada 10 minutos aproximadamente, en un tanque de 1400 lt, consumo diario es de 2.8 - 3 Tn/día.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Mineral. Es aquella sustancia sólida, natural, homogénea, de origen inorgánico, de composición química definida.

Metalurgia. Es la técnica de la obtención y tratamiento de los metales desde minerales metálicos hasta los no metálicos.

Proceso Metalúrgico. Obtención del metal a partir del mineral que lo contiene en estado natural, separándolo de la ganga.

Flotación. Es un proceso fisicoquímico que consta de tres fases sólido-líquido-gaseoso que tiene por objetivo la separación de especies minerales mediante la adhesión selectiva de partículas minerales a burbujas de aire.

Flotación bulk. Es un proceso fisicoquímico de obtener dos o más productos en una flotación rougher.

Recuperación. Es la acción y efecto de recuperar o recuperarse (volver en sí o a un estado de normalidad, volver a tomar lo que antes se tenía, compensar)

Operación Planta Concentradora. Las operaciones de las Plantas Concentradora de minerales requieren en la mayoría de los casos de una preparación previa de los minerales que conllevan a la liberación de las partículas valiosas de su ganga acompañante.

Mena. Minerales de valor económico, los cuales constituyen entre un 5 y 10 % del volumen total de la roca. Corresponden a minerales sulfurados y oxidados, que contienen el elemento de interés, por ejemplo, cobre, molibdeno, zinc, etc.

Análisis granulométrico. De un material una herramienta comúnmente empleada para caracterizar las distribuciones de tamaño de las partículas que lo componen.

Reactivo. Compuesto orgánico heteropolar que se absorbe selectivamente sobre la superficie de las partículas, haciendo que estas se vuelvan hidrófobas (aerófilas).

2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

2.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

Si realizamos la evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados entonces podemos recuperar los concentrados de plomo, zinc en la planta concentradora de la UNDAC – Cía. Minera Caolín.

2.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICOS

1. Si determinamos la granulometría de las partículas de la mena entonces podemos recuperar los concentrados de plomo y zinc.
2. Si determinamos los reactivos que se va utilizar entonces podemos recuperar los concentrados de plomo y zinc.

2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

2.5.1. VARIABLE DEPENDIENTE

Recuperar los concentrados de plomo, zinc en la planta concentradora de la UNDAC

2.5.2. VARIABLE INDEPENDIENTE

Evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados

2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES

VARIABLES	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	UNIDAD	INDICADORES
Independiente: Evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados	Realizar investigaciones con la finalidad de determinar la granulometría, el consumo de reactivos y	Realizar pruebas metalúrgicas en la sección molienda y en la alimentación de reactivos	TMPD	Tamaño de grano liberado. Consumo de reactivos
Dependiente: Recuperación de los concentrados de plomo y zinc.	Con los resultados obtenidos comparar que reactivo nos ayuda a obtener mejores resultados	Hacer el balance metalúrgico después de la flotación de los minerales	TMPD	Porcentaje de recuperación.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

La investigación **experimental** consistió en la manipulación de dos variables no comprobadas, en condiciones rigurosamente controladas, con el fin de describir como pueden influenciar en el tratamiento del mineral sulfurado de plomo, zinc a que tamaño la partícula se encuentra libre y que su comportamiento hidrofóbico pueda concentrar éstas partículas obteniéndose como espumas de concentrado, para que ésta se pueda realizar es necesario manipular los reactivos tanto los colectores como los modificadores y el espumante. En este tipo de investigación el investigador no solo identifica las características que se estudian, sino que las controla, las altera o manipula con el fin de observar los resultados al tiempo que procura evitar que otros factores intervengan en la observación.

3.2. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

Cuando se ha planteado el proyecto de investigación se hizo difícil escoger un método como el ideal y único camino para realizar una investigación, pues muchos de ellos se complementan y relacionan entre sí. A nuestro parecer el método para este trabajo de investigación es **Aplicada** con apoyo del **Hipotético-Deductivo** ya que en él se plantea una hipótesis que se puede analizar deductiva o inductivamente y comprobarlo experimentalmente. Dicha comprobación se va tomar en cuenta el tamaño de partícula liberada y la dosificación de reactivos de acuerdo al mejoramiento de la recuperación de los concentrados de plomo, zinc.

3.3. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

En esta investigación se desarrolla en un **Diseño Experimental** ya que se basa en la obtención de la información, manipulando las variables.

Para cumplir con la metodología y diseño de la investigación, el control de las pruebas experimentales se llevará a cabo mediante una observación controlada de la variable independiente y de aquellas que intervinieron circunstancialmente y que han afectado o favorecido en los resultados de la variable dependiente.

3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.4.1. POBLACIÓN

La implementación de programas de aseguramiento y control de la calidad, el empleo de herramientas geoestadísticas para la generación de los modelos de bloques de recursos, y una adecuada interpretación geológica, permiten realizar una estimación precisa de las estructuras, así como de su categoría.

El proceso actual permite generar modelos de reservas más robustos, otorgando mayor soporte a los planes de minado. Las reservas de las compañías al 31 de diciembre de 2018 disminuyeron su tonelaje en 22,9% con respecto al año anterior, mientras que las leyes de plomo y zinc aumentaron en 2,3% y 7,9% respecto al año anterior respectivamente. La disminución del tonelaje se debió básicamente a los cambios ocurridos en la explotación minera. Se debe tener en cuenta que en la planta concentradora de la UNDAC el tratamiento de los minerales se hace por campañas debido a que dos empresas traen sus minerales para su tratamiento.

Tabla N° 3.1: Reservas de minerales probadas y probables por unidad minera

Caolín	Miles TM	Leyes				Finos			
		Zn %	Pb %	Cu %	Ag oz/TM	Zn Miles TM	Pb Miles TM	Cu Miles TM	Ag Miles TM
Caolín	23322	5,45	0,92	0,25	3,12	1272	215	58	73
Probadas	9918	5,60	0,96	0,19	3,33	556	95	19	33
Probables	13403	5,34	0,89	0,29	2,97	716	120	39	40

Fuente: Departamento de Geología

Tabla N° 3.2: Reservas minerales por tipo de explotación

Cia. Minera Caolín	Miles TM	Leyes			
		Zn %	Pb %	Cu %	Ag oz/TM
Mina Subterránea	31032	5,86	1,24	0,17	3,17
Pallaqueo	2769	7,44	1,62	0,26	1,70

Fuente: Departamento de Geología

3.4.2. MUESTRA

En la planta concentradora de la UNDAC, las reservas disminuyeron en 14,7% con respecto al año anterior, manteniéndose las leyes a niveles similares. Los ajustes en el tonelaje se debieron a la incorporación de nueva información de zonas antiguas, la definición de algunas zonas intangibles y el empleo de una mayor ley de corte. El plan de exploración que viene desarrollándose en esta unidad busca definir estructuras de mayor volumen en la zona de calizas, y comprobar la extensión de la mineralización de las estructuras de manera lateral para un minado más eficiente y a menores costos.

3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.5.1. MATERIALES E INSUMOS

Las muestras de pulpa utilizadas en el desarrollo de la investigación experimental, es la descarga de la última celda scavenger de flotación de plomo de la Planta Concentradora Andaychagua, esta muestra de pulpa es nuestra Cabeza de Zinc.

3.5.2. LOS INSUMOS A EMPLEAR

- ❖ Cal.
- ❖ Colector Selectivo de Zinc F-1661.

- ❖ Colector selectivo de Zinc F-4277.
- ❖ Colector Xantato Z11/Z6
- ❖ Espumante Flotanol H-53.
- ❖ Activador Sulfato de Cobre (CuSO_4).
- ❖ Agua industrial.
- ❖ Agua filtrada de la pulpa.

3.5.3. LOS MATERIALES A UTILIZAR.

- ❖ Muestreador de pulpas.
- ❖ Vasos de precipitación
- ❖ Pizeta.
- ❖ Jeringas.
- ❖ Probeta milimetrada.
- ❖ Luna de reloj.
- ❖ 10 Baldes de plásticos o recipientes de 2 litros.
- ❖ 2 bandejas metálicas de 50 cm x 20 cm.
- ❖ 10 bandejas metálicas de 25 cm x 15 cm.
- ❖ Malla #10.

3.5.4. MÉTODOS

- ❖ Pruebas de flotación selectiva batch.
- ❖ Pruebas de flotación estándar de la planta Andaychagua.

3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

3.6.1. ETAPAS Y PROCEDIMIENTO

El procedimiento experimental para el desarrollo del presente estudio, se basa en las investigaciones de los problemas ambientales que se da en la minería del Perú con referente a las aguas residuales que contaminan el medio ambiente por su elevado pH y buscando una nueva forma de flotación que va de una flotación tradicional con cal a una flotación selectiva sin el uso de cal, demostrando que se mantiene los buenos resultados metalúrgicos y especialmente que se obtiene mejoras en el tema de seguridad y medio ambiente.

3.6.2. ETAPAS

El resumen descriptivo de las etapas en la implementación del proceso de flotación de zinc sin cal, fueron las siguientes:

- Estudio de laboratorio experimental: El cual se realizó mediante pruebas batch ordenadas y analizadas mediante plantillas de diseño factorial, teniendo como estadístico de discriminación la T-Student; luego se optimizó mediante plantillas de diseño hexagonal, teniendo con estadístico de discriminación el F.
- Dentro de esta etapa se analizaron varios cambios de reactivos colectores con el objetivo de escoger el más óptimo, tanto en performance metalúrgica, como en costos.

- Proceso industrial: El cual se realizó en el circuito de zinc de la Planta Concentradora undac, aplicando el reactivo colector seleccionado después de eliminar el colector xantato remanente.
- Se tuvo un seguimiento de la metalurgia del proceso en tiempo real mediante el uso del Courier, pudiendo realizar cambios en la dosificación del activador y el espumante.

3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO

La investigación realizada en la planta concentradora de la UNDAC es una investigación netamente técnica donde se hizo uso de la estadística diferencial y inferencial. El análisis, procesamiento e interpretación de los datos han sido mediante tablas y gráficos.

3.8. SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN

Las pruebas metalúrgicas realizadas en la planta concentradora de la UNDAC son reales y permitidas por la Compañía Minera Caolín quien ha tomado como arriendo dicha planta a la Universidad nacional Daniel Alcides Carrión, los cálculos realizados en la determinación del consumo energético de la sección chancado y molienda están hecha por el tesista, así mismo los balances metalúrgicos y comparación de los resultados.

3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA

El presente trabajo de investigación se encuentra orientado hacia una ética profesional en todo el desarrollo de las partes que comprende, con la responsabilidad que comprende

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO

La planta concentradora de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión esta alquilada por la Compañía Minera Caolín, se encuentra ubicada en la Sierra Central del Perú. en el paraje de Yacutinco, del distrito de San Francisco de Asís de Yarusyacan, Provincia y Región de Pasco.

La ruta de acceso a la planta concentradora es:

- Pasco-Rio Tingo-Yacutinco 26 Km aproximadamente a 1:30 hrs

El trabajo de investigación que está siendo presentado como tesis se ha desarrollado en la planta concentradora de la UNDAC, que trata los minerales de dos empresas que pertenecen a la pequeña minería es decir el tratamiento es por campaña, mientras se va tratando una cantidad acumulada la otra empresa va

acumulando en la cancha de gruesos su materia prima, y de ello hacemos pruebas metalúrgicas.

4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.2.1. EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE CHANCADO

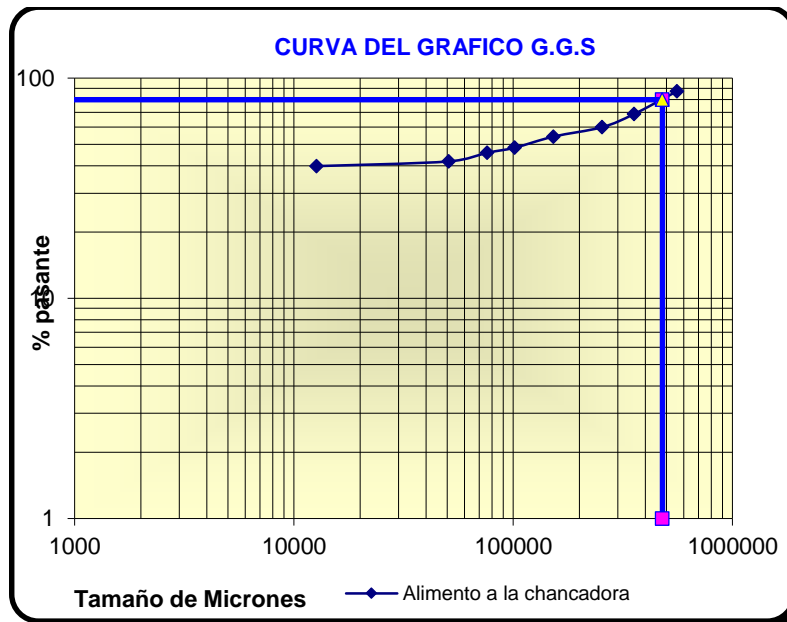
Tabla N° 4.1: Análisis granulométrico del alimento a la chancadora

N° Malla	Abertura micrones	Peso	% Peso	% Ret	% Pas
22"	558800	215,6	12,7	12,7	87,3
14"	355600	315,6	18,6	31,2	68,8
10"	254000	150,3	8,8	40,1	59,9
6"	152400	95,4	5,6	45,7	54,3
4"	101600	100,7	5,9	51,6	48,4
3"	76200	42,6	2,5	54,1	45,9
2"	50800	67,7	4,0	58,1	41,9
1 ½ "	12700	34,0	2,0	60,1	39,0
-1 ½ "		678,2	39,9	100,0	0,0
		1700	100	F80	478678,94
					18,85

Micrones
Pulg

Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.1: Representación gráfica de la distribución por tamaños



Fuente: Elaboración propia

De la tabla y figura anterior de acuerdo al análisis se obtiene $F_{80} = 478\ 678,94$ micrones (18,85 pulgadas) Se puede observar en el cuadro que tiene una cantidad considerable de finos que equivale a un 39,9% menos malla 1 ½, esto nos representa que el 39,9 % del mineral ya no sería necesario chancar.

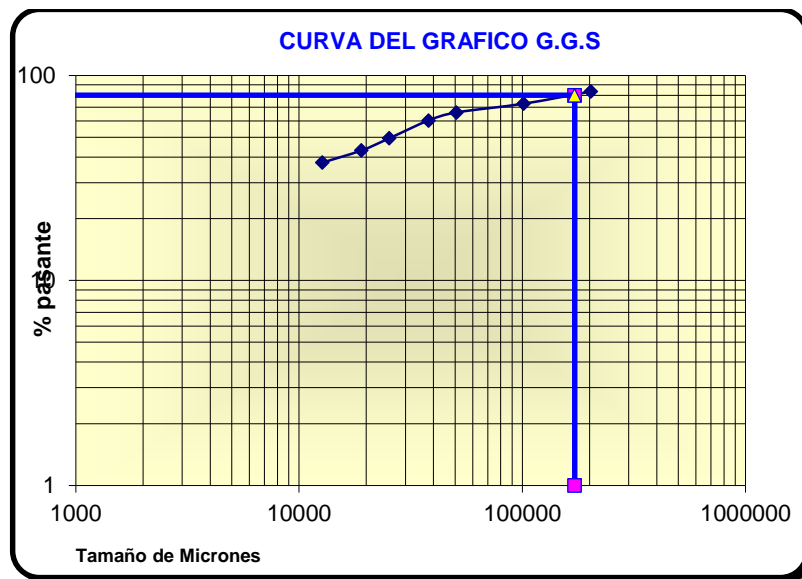
Tabla N° 4.2: Análisis granulométrico del Producto de la chancadora

N° Malla	Abertura micrones	Peso	% peso	% Ret	% Pas
8"	203200	8,0	16,7	16,7	83,3
4"	101600	5,1	10,6	27,3	72,7
2"	50800	3,3	6,8	34,1	65,9
1 ½ "	38100	2,7	5,6	39,7	60,3
1"	25400	5,2	10,9	50,7	49,3
¾ "	19050	3,0	6,3	57,0	43,0
½ "	12700	2,6	5,5	62,5	37,5
< ½ "		18,0	37,5	100,0	0,0
		48	100	F80=	171524,71
					6,75

Micrones
Pulg

Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.2: Representación gráfica de la distribución por tamaños



Fuente: Elaboración propia

Del análisis granulométrico del producto de chancado se tiene que P 80= 171 524,71 micrones (6,75 pulgadas).

4.2.2. PARÁMETROS DE OPERACIÓN OBTENIDOS

Calcúlo de radio de reducción

F 80:	478678,94 um	18,85 pulgadas
P 80	171524,71 um	6,75 pulgadas

Rr: 2,8

Evaluación de la chancadora de quijada (30" X 42")

Datos de operación

TMH/hr	483,8	promedio de 2 guardias (11 y 12 de enero)
Voltaje	440	
Potencia (HP)	150	
Cos	0,8	

A. Práctico (Amp) 96,102, promedio de 2 guardias (11 y 12 de enero)

TMS/hr 441,95

% Humedad 8,65

A. Nominal (Amp) 185

Cálculo de consumo de energía (W)

$$W = 58,59$$

$$W = 0,133 \text{ kw} - \text{hr/tn}$$

Cálculo del tonelaje máximo

$$Tn \text{ Max} = 730,91$$

Cálculo de la eficiencia de trituración

método 1 efic. = 59 %

cálculo de índice de trabajo

$$Wi = 13,68 \text{ kw-hr} / Tn$$

Cálculo de la gravedad específica del mineral de cabeza (Pb-Zn)

$$Ge = 3,14$$

4.2.3. SECCIÓN MOLIENDA

La planta concentradora de la UNDAC operada por la Compañía Minera

Caolín actualmente cuenta con un solo molino de bolas de 4 x 4.

Tabla N° 4.3: Análisis granulométrico del molino de bolas de 4x4

MALLA	MICRONES	ALIMENTO				DESCARGA				CALCULOS	
		W	%W	%AC(+)	AC(-)	W	%W	%AC(+)	AC(-)	F80	P80
12	1700	22,6	9,04	9,04	90,96	0,60	0,24	0,24	99,76	1402,55	
16	1180	47,9	19,16	28,2	71,8	3,10	1,24	1,48	98,52		
20	850	31,6	12,64	40,84	59,16	3,00	1,20	2,68	97,32		
35	500	40,4	16,16	57	43	12,10	4,84	7,52	92,48		
40	425	9	3,6	60,6	39,4	6,80	2,72	10,24	89,76	306,32	
50	300	19,6	7,84	68,44	31,56	25,70	10,28	20,52	79,48		

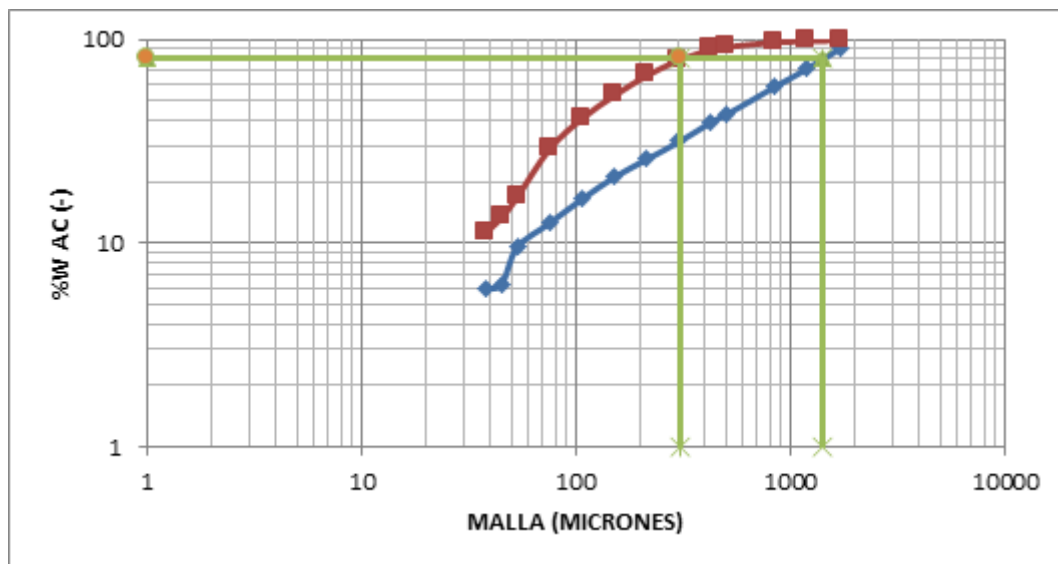
70	212	14,3	5,72	74,16	25,84	31,70	12,68	33,20	66,80	
100	150	11,8	4,72	78,88	21,12	33,60	13,44	46,64	53,36	
140	106	11,6	4,64	83,52	16,84	30,60	12,24	58,88	41,12	
200	75	9,8	3,92	87,44	12,56	29,90	11,96	70,84	29,16	
270	53	7,5	3	90,44	9,56	30,60	12,24	83,08	16,92	
325	45	8,1	3,24	93,68	6,32	8,60	3,44	86,52	13,48	
400	38	0,9	0,36	94,04	5,96	5,30	2,12	88,64	11,36	
-400	-	14,9	5,96	100	0	28,40	11,36	100,00	0,00	
TOTAL		250				250,00				

Fuente: Elaboración propia

Velocidad critica

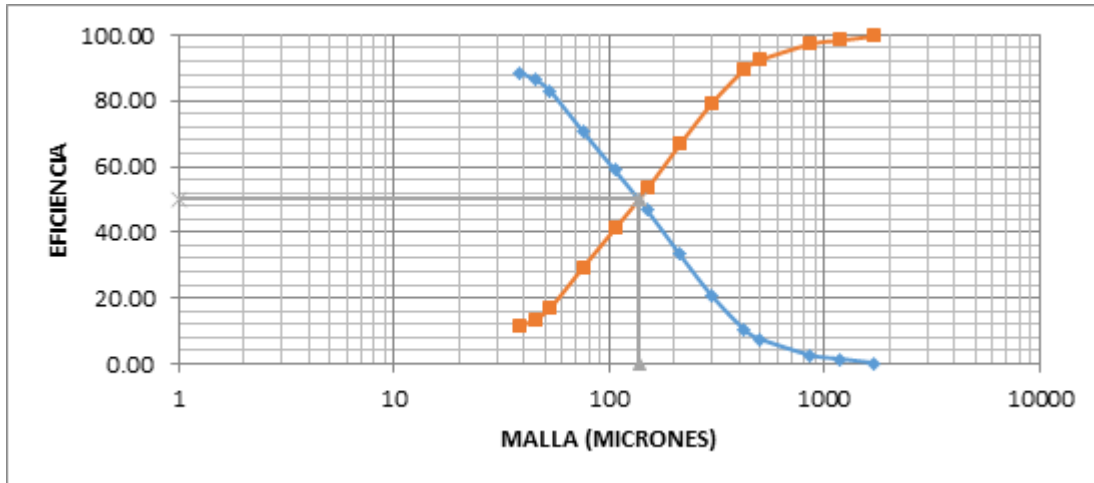
$$V_c = \frac{76.63}{\sqrt{D}} = \frac{76.63}{\sqrt{4}} = 38.3\text{rpm}$$

Figura N° 4.3: análisis granulométrico de sección molienda



Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.4: Curva de Tromp de la molienda 4x4



Fuente: Elaboración propia

Velocidad operacional

$$V_o = V_c \cdot f_c$$

$$V_o \text{ mínimo} = 0.7 \times 38.3 = 26.82 \text{ rpm}$$

$$V_o \text{ máximo} = 0.85 \times 38.3 = 32.5 \text{ rpm}$$

Donde:

V_o = velocidad operacional

V_c = velocidad crítica

F_c = factor de corrección

Para molinos de bolas : $V_o = 70 - 85 \%$

Velocidad periférica:

$$V_p = V_c \times \pi \times D$$

$$V_p = 38,3 \times 3,1416 \times 4 = 481.29 \text{ ft/min}$$

$$V_p \text{ mínima} = 0.7 \times 481.29 = 336.9$$

$$V_p \text{ máxima} = 0.85 \times 481.29 = 409.09$$

Donde:

V_c = velocidad crítica

V_p = velocidad periférica

$$\Pi = 3.1416$$

Datos operacionales

$$\text{Potencia - HP} = 550\text{HP}$$

$$\text{Velocidad RPM} = 26$$

$$\text{O/C} = 12$$

$$\text{Voltaje} = 398 \text{ V}$$

$$\text{COS } \phi = 0.8$$

$$\text{Capacidad} = 2.16 \text{ TN/h}$$

$$\text{Amperios} = 4$$

De la gráfica Gaudin Shumann obtenemos:

$$F_{80} = 1402.55\mu\text{m}$$

$$P_{80} = 306.82\mu\text{m}$$

$$R_r = \frac{1402.55\mu\text{m}}{306.82\mu\text{m}} = 4.5712\mu\text{m}$$

✓ Determinación Del Work Index

$$W_i = \frac{44,5}{P^{0,23}(G_B)^{0,82}} \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)^{-1}$$

$$W_i = \frac{44.5}{38^{0.23}(2.5)^{0.82}} \left(\frac{10}{\sqrt{306.82}} - \frac{10}{\sqrt{1402.55}} \right)^{-1}$$

$$W_i = 29.923\text{Kw} - h$$

✓ Cálculo del consumo de energía del molino:

$$W = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

$$W = 29.923 \left(\frac{10}{\sqrt{306.82}} - \frac{10}{\sqrt{1402.55}} \right) = 9.093 \text{ Kw}$$

✓ Cálculo de la potencia que consumirá el molino:

$$HP = 1,341 W * J$$

$$HP = 1.341 * 9.093 * 4.8 = 58.53$$

✓ Carga molturante:

La carga óptima es de 45 – 50%.

Cálculo de la carga circulante

Para calcular la carga circulante en esta operación se empleó el método de las densidades ya que es un método efectivo y rápido

$$CC = \frac{(Wd - Wo) \times (Ws - 1000)}{((Ws - Wd) \times (Wo - 1000))}$$

Donde:

Wd, Wo, Ws son las densidades de pulpa (gr/lt) para alimento, rebose y arena del clasificador respectivamente.

$$CC = \frac{(1700 - 1300) \times (2000 - 1000)}{(2000 - 1700) \times (1300 - 1000)} = \mathbf{4, 4 \text{ gr/lt}}$$

4.2.4. FLOTACIÓN

Balance metalúrgico y consumo de reactivos de la planta concentradora caolín.

Tabla N° 4.4: Balance metalúrgico de mineral sulfurado de plomo - zinc

Toneladas	500	Leyes			Contenido metálico			Distribución		
Componentes	toneladas	%Pb	%Zn	Ag Oz/tc	Pb	Zn	Ag Oz/tc	Pb %	Zn %	Ag Oz/tc
Cabeza	500	8,813	9,3	7,524	44,065	46,5	37,62	100,00	100,00	100,00
Conc de Pb	90,98	54	2	89,19	49,131	1,819	81,148	98,00	3,91	215,70
Conc de Zn	85,89	1,5	52	12	1,288	44,664	10,307	2,92	96,05	27,40
Relave	323,12	0,47	0,4	4,3	1,518	1,292	13,894	3,45	2,78	36,93
								100,00	102,75	280,04

Fuente: Elaboración propia

En la tabla se puede observar que el contenido metálico del plomo tiene una presencia de 49,13 % y una recuperación de 98 % idealmente perfecto, en cuanto al zinc un contenido metálico de 44,66 % y recuperación de 96%.

4.2.5. CONSUMO DE REACTIVO

El consumo de reactivos que normalmente se realiza en la planta concentradora está dada por las siguientes tablas:

Tabla N° 4.5: Dosificación de reactivos en el circuito de plomo

Reactivos	Kg/TMS
ZnSO ₄	1,004
NaCN	0,011
MIBC	0,012
Z-11	0,014
A-31	0,001

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.6: Dosificación de reactivos en el circuito de zinc

Reactivos	Kg/TMS
CuSO ₄	1,004
D-250	0,012
Z-11	0,014
Cal	6

Fuente: Elaboración propia

Las dosificaciones del reactivo dependen de la mineralogía del mineral

La preparación de reactivos como Z-11, ZnSO₄ y CuSO₄, en la planta concentradora de la UNDAC operada por la Compañía Minera Caolín se realiza al 5% y en el caso de NaCN al 2%.

4.3. PRUEBA DE HIPÓTESIS

Para realizar la prueba de hipótesis se ha corrido pruebas experimentales utilizando diversos colectores de AP 3418 y FT 3418 para el plomo y zinc respectivamente para encontrar la mejor performance o cinética metalúrgica, todas ellas se han llevado a cabo en una flotación batch y luego se escaló a nivel de planta. La etapa de flotación consta de 4 secciones, éstas son, sección 1, 2, 3 y 4. El producto de la molienda alimenta al tanque de celda serrana de flotación rougher de plomo que luego lleva en las espumas del concentrado de plomo-cobre a las celdas de cleaner 1 o 2; las colas de la celda serrana de plomo son alimentada a las celdas scavenger de plomo estas espumas retornan al sistema llegando a la celda serrana de plomo. Las colas de las celdas scavenger es el relave producido en esta sección que es alimentación de la sección de flotación zinc. Las espumas de las

celdas de cleaner es el concentrado de plomo. La flotación de zinc inicia con otra celda serrana con dosificación de reactivos propio siendo el rougher de zinc estas espumas son transportadas a las celdas de limpieza obteniéndose el concentrado de zinc. Las colas del rougher son alimentadas a las celdas obteniéndose el scavenger y las espumas retornan al sistema y las colas de estas celdas son los relaves.

El concentrado obtenido de todas las secciones de flotación, es enviado a la etapa de espesado que consiste en seis cochas de sedimentación una vez minimizado la humedad son encostalados y arrumados para seguir minimizando el contenido de humedad, el cual recibe concentrado con un 20% de sólidos, entregando como producto final pulpa con 60% de sólidos; el torque operacional es de un 18%, mientras que el nivel de la rastra es de un 5%.

A continuación, se presenta los resultados obtenidos en el proceso de flotación.

4.3.1. PRIMERA PRUEBA

La compañía minera caolín, procesa 30 toneladas por día de mineral de plomo y zinc.

Tabla N° 4.7: Balance metalúrgico del tratamiento de mineral sulfurado

Producto	Tonelaje	Ley %			Contenido Metálico (TM)			Recuperación %		
		Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu
Cabeza	30,00	6,72	7,10	0,51	2,02	2,13	0,15	100,00	100,00	100,00
Conc. Bulk	3,30	45,44	21,60	1,18	1,50	0,71	0,04	74,45	33,50	25,48
Conc. Zn	2,43	4,72	48,44	0,35	0,11	1,18	0,01	5,69	55,22	5,55
Relave	24,27	1,65	0,99	0,05	0,40	0,24	0,01	19,86	11,28	7,93
Cabeza Calculada	30,00	6,72	7,10	0,20	2,02	2,13	0,06	100,00	100,00	100,00

Fuente: Elaboración propia

Se ha tratado 30 toneladas de mineral sulfurado de plomo-zinc obteniendo 3,30 TM de concentrado bulk, 2,43 TM de concentrado de zinc, con una ley de cabeza de 6,72 % de plomo, 7,10% de zinc y 0,51% de cobre, con un contenido metálico 1,50 de Pb; 1,18 de Zn; 0,04 de Cu, y la recuperación está dada en un 74,45 % de concentrado bulk, y un 55,22 % de concentrado de zinc, con un 25,48 % de cobre en el bulk. Lo preocupante de esta prueba está en el alto contenido de presencia de Pb en un 19,86 %, 11,28 % de Zn y 7,93 % de Cu en relave lo que debemos de ajustar bien la granulometría o la dosificación de reactivos (buscar el lugar adecuado de dosificación).

Los reactivos utilizados para la prueba anterior están de acuerdo al detalle siguiente:

Tabla N° 4.8: Reactivos empleados en la primera prueba

Reactivos utilizados en el circuito de plomo	Reactivos utilizados en el circuito de zinc	
<ul style="list-style-type: none"> ✓ Depresores Cianuro de sodio Sulfato de zinc Complejo óxido de zinc con cianuro de sodio ✓ Colector Z-11 ✓ Espumante Mibc 	<ul style="list-style-type: none"> ✓ colector Z-11 ✓ Espumante D-250 ✓ Activador CuSO₄ 	PH=11

Fuente: Elaboración propia

Consumo de reactivo: esta reportado por separado la dosificación del tratamiento de plomo está dado por la tabla siguiente:

Tabla N° 4.9: consumo de reactivo en la sección plomo

Reactivos para circuito de Plomo	Cc/min
Cianuro de sodio	120
Sulfato de zinc	115
Óxido de zinc con cianuro de sodio	80
Z-11	30
MIBC	3

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.10: consumo de reactivo en la sección zinc

Reactivos para circuito de Zinc	Cc/min
Z-11	60
Sulfato De Zinc	110
D-250	3
Cal	315

Fuente: Elaboración propia

Al llevar a cabo el proceso de flotación se dosificó esas cantidades de reactivo donde el sulfato de zinc, cianuro de sodio, cal fue alimentado al molino para que vaya entrando en contacto mineral-reactivo, el xantato y espumante en el tanque acondicionador.

4.3.2. SEGUNDA PRUEBA:

Tabla N° 4.11: Balance metalúrgico del tratamiento de mineral sulfurado

Producto	Tonelaje	Ley %			Contenido metálico (TM)			Recuperación %		
		Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu
Cabeza	30,00	6,72	7,10	0,51	2,02	2,13	0,15	100,00	100,00	100,00
Conc. Bulk	3,51	48,65	17,35	3,34	1,71	0,61	0,12	84,73	28,60	76,31
Conc. Zn	2,56	4,55	50,22	0,95	0,12	1,28	0,02	5,77	60,28	15,87
Relave	23,93	0,80	0,99	0,05	0,19	0,24	0,01	9,50	11,12	7,82
Cabeza Calculada	30,00	6,72	7,10	0,51	2,02	2,13	0,15	100,00	100,00	100,00

Fuente: Elaboración propia

En esta segunda prueba realizada se tiene una ley de cabeza de 6,72 % de plomo, 7,10 % de zinc, 0,51 de cobre; con un contenido metálico equivalente a 1,71 de plomo, 1,28 de zinc, y 0,12 de cobre, en las recuperaciones se presenta un 84,73 % de plomo, un 60,28 % de zinc y un 76,31 % de cobre, la presencia de estos metales en el relave es de mucha preocupación; el plomo tiene un 9,50 % y 11,12 % de zinc y 7,82 % de cobre, lo que debemos de hacer un performance al proceso.

Para esta segunda etapa se ha adicionado los reactivos de acuerdo al detalle siguiente:

Tabla N° 4.12: Dosificación de reactivos en las celdas de plomo y zinc

Reactivos utilizados en el circuito de plomo	Reactivos utilizados en el circuito de zinc	
<ul style="list-style-type: none"> ✓ Depresores Cianuro de sodio Sulfato de zinc Bisulfito Complejo óxido de zinc con cianuro de sodio ✓ Colector Z-11 AP-3418 ✓ Espumante MIBC 	<ul style="list-style-type: none"> ✓ Colector Z-11 FT-3418 ✓ Espumante D-250 ✓ Activador CuSO₄ 	PH=11

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.13: Consumo de reactivo

Reactivos para circuito de Plomo	Cc/min
Cianuro de sodio	120
Sulfato de zinc	115
Óxido de zinc con cianuro de sodio	80
Z-11	30
MIBC	3
Metabisulfito	115

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.14: Dosificación de reactivos en el circuito de zinc

Reactivos para circuito de Zinc	Cc/min
Z-11	60
Sulfato De Zinc	110
D-250	3
FT-3418	4
Cal	315

Fuente: Elaboración propia

En la dosificación de reactivos se ubicó en otras celdas, primero se alimentó a la descarga del molino para que en la celda serrana ya pueda empezar a flotar en Rougher con el cambio de dosificación se observó que se incrementó la recuperación de plomo y de zinc en comparación a la primera prueba es decir se elevó 10 y 5 puntos más en la recuperación respectivamente.

4.3.3. TERCERA PRUEBA:

Tabla N° 4.15: Balance metalúrgico del tratamiento de mineral sulfurado

PRODUCTO	TONELAJE	LEY %			CONTENIDO METALICO (TM)			RECUPERACION %		
		Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu
Cabeza	30.00	9.05	11.30	0.51	2.72	3.39	0.15	100.00	100.00	100.00
Conc. Bulk	4.07	57.96	10.61	2.76	2.36	0.43	0.11	86.78	12.72	73.33
Conc. Zn	4.87	4.34	56.47	0.63	0.21	2.75	0.03	7.78	81.13	20.05
Relave	21.06	0.70	0.99	0.05	0.15	0.21	0.01	5.43	6.15	6.88
Cabeza Calculada	30.00	9.05	11.30	0.51	2.71	3.39	0.15	100.00	100.00	100.00

Fuente: Elaboración propia

Para llevar a cabo esta tercera prueba se ha cambiado reactivos y se ha mantenido los puntos de dosificación, la ley de cabeza del plomo es de 9,05 % de zinc es de 11,30 5 y 0,51 % de cobre, con un contenido metálico de 2,72 de plomo, 3,39 de zinc y 0,15 de cobre, las recuperaciones obtenidas es del orden de 86,78 % de plomo con un relave de 5,43 %, el comportamiento del zinc fue de un 81,13 % de recuperación teniendo presencia en el relave en un 6,15 %,; el cobre tuvo una recuperación de 73,33 % y en el relave 6,88 % , se ha mejorado bastante en la recuperaciones y en cuanto al relave aun esta alto debiendo de bajar más

En esta tercera prueba se ha adicionado los reactivos (los de color rojo son reactivos que se ha cambiado) de acuerdo al detalle siguiente:

Tabla N° 4.16: Dosificación de reactivos en las celdas de plomo y zinc

Reactivos utilizados en el circuito de plomo	Reactivos utilizados en el circuito de zinc	
<ul style="list-style-type: none"> ✓ Depresores Cianuro de sodio Sulfato de zinc AZ-2 Complejo óxido de zinc con cianuro de sodio ✓ Colector Z-11 AP-3418 DT-242 ✓ Espumante Mibc 	<ul style="list-style-type: none"> ✓ Colector Z-11 FT-3418 ✓ Espumante D-250 ✓ Activador CuSO₄ 	PH=11

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.17: Consumo de reactivos

Reactivos para circuito de Zinc	Cc/min
Z-11	60
Sulfato De Zinc	110
D-250	3
FT-3418	4
Cal	315

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.18: Dosificación de reactivos en el circuito de plomo

Reactivos para circuito de Plomo	Cc/min
Cianuro de sodio	120
Sulfato de zinc	115
Oxido de zinc con cianuro de sodio	80
AZ-2	120
DT-242	6
Z-11	30
MIBC	

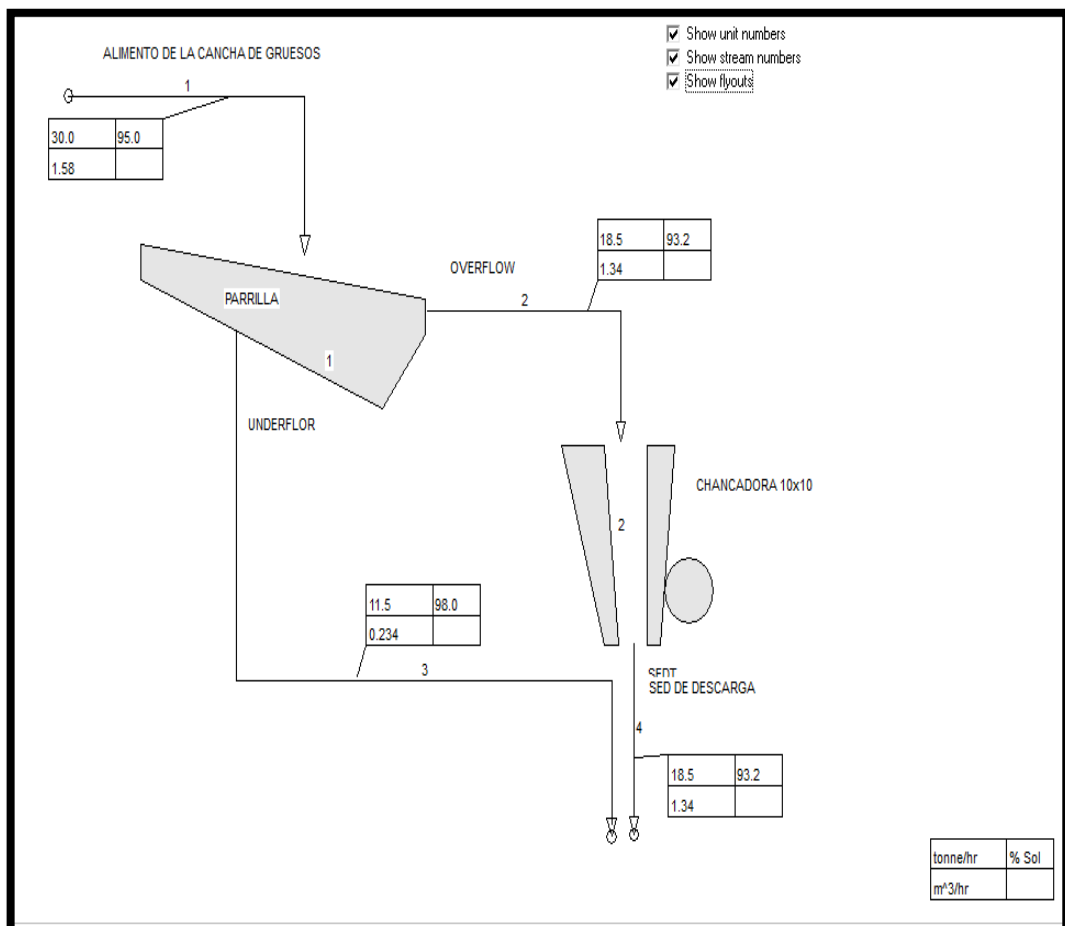
Fuente: Elaboración propia

La dosificación de reactivos en esta tercera etapa se ha cambiado con respecto a lo que se venía utilizando con este cambio se ha mejorado bastante en las recuperaciones y se ha bajado la presencia de los metales en el relave.

4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

El trabajo investigativo se ha llevado a cabo según el siguiente diagrama en la sección chancado:

Figura N° 4.5: Diagrama de flujo de la sección chancado con balance de masa



Fuente: Elaboración propia

Para el mejor entendimiento de la reducción de tamaños del mineral inicia en la sección chancado donde ingresa minerales de menores a 5 pulgadas de diámetro previa clasificación de un grizzli (parrilla) estático. Obteniendo un producto menores a tres pulgadas de diámetro .os cuales ingresa al molino de bolas para ser reducido a 65 % malla menos 200.

Tabla N° 4.19: Distribución de tamaño en la alimentación

Size	% passing alimento	% passing descarga
25,2	100,00	100,00
17,8	100,00	100,00
12,6	100,00	100,00
8,92	100,00	100,00
6,31	100,00	100,00
4,46	93,541	100,00
3,15	72,690	100,00
2,23	53,780	100,00
1,58	38,392	99,994
1,12	26,713	99,716
0,788	18,263	97,174
0,558	12,334	88,571
0,394	8,269	73,266
0,279	5,514	55,171
0,197	3,663	39,058
0,139	2,428	29,754
0,986E-01	1,606	22,265
0,697E-01	1,064	16,439
0,493E-01	0,700	12,021
0,348E-01	0,464	8,729
0,246E-01	0,309	6,306
0,174E-01	0,206	4,539
0,123E-01	0,138	3,258
0,871E-02	0,092	2,334
0,00		

Fuente: Elaboración propia

Capacidad de la trituradora de las tablas del fabricante es expresada en toneladas

por hora

Número de trituradoras requeridas

Índice de trabajo del mineral es 15,00 kwhr / ton

F80 34,84 cm

P80 4,53 cm

Potencia requerida 26,24 kw

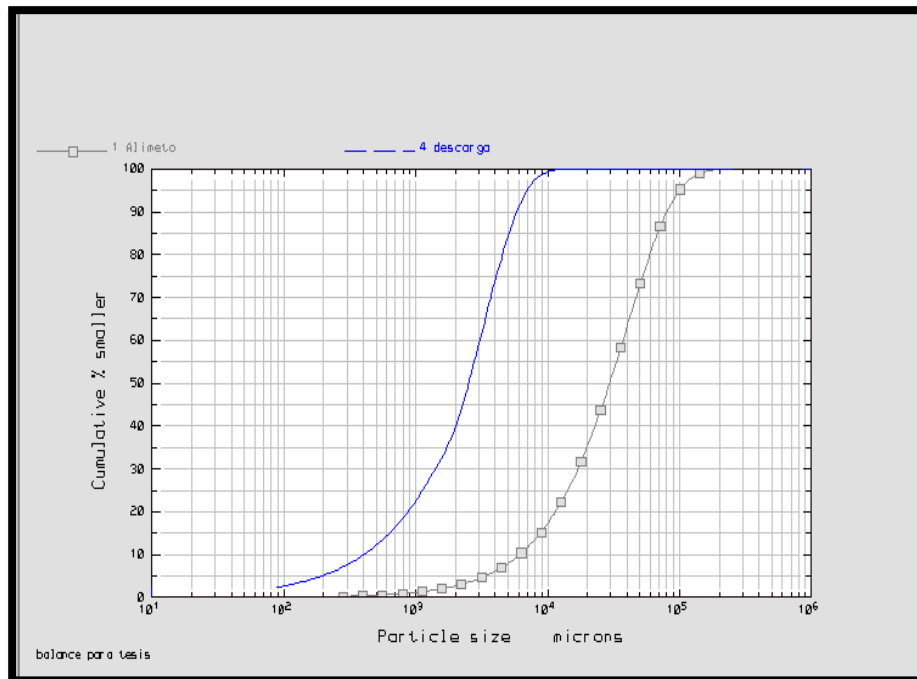
El índice de trabajo de impacto del material es de 15,00 kWhr / tonelada.

Tabla N° 4.20: Capacidades Y Especificaciones Técnicas

		C80	C100	C96	C106	C116	C3054	C110	C125	C140	C145	C160	C200
Anchura de la abertura de alimentación mm		800	1000	930	1060	1150	1375	1100	1250	1400	1400	1600	2000
Profundidad de la abertura de alimentación mm		510	760	580	700	800	760	850	950	1070	1100	1200	1500
Potencia kW		75	110	90	110	132	160	160	160	200	200	250	400
Velocidad (rpm)		350	260	330	280	260	260	230	220	220	220	220	200
Tamaño del producto mm	Lado cerrado Reglaje mm	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h
0-30	20												
0-35	25												
0-45	30												
0-60	40	55-75											
0-75	50	65-95											
0-90	60	80-110		105-135									
0-105	70	95-135	125-175	125-155	150-180	165-205	210-270	160-220					
0-120	80	110-150	145-200	140-180	165-210	180-235	240-300	175-245					
0-135	90	125-175	160-220	160-200	190-230	205-255	260-330	190-275					
0-150	100	140-190	180-250	175-225	205-260	225-285	285-360	215-295	245-335				
0-185	125	175-245	220-310	220-280	255-320	270-345	345-430	260-360	295-405	325-445	335-465		
0-225	150	210-290	265-365	265-335	305-380	320-405	405-510	310-430	345-475	380-530	395-545	430-610	
0-260	175	245-335	310-430	310-390	355-450	370-465	465-590	350-490	395-545	435-605	455-625	495-695	630-890
0-300	200		355-490		395-500	410-520	530-670	405-555	445-615	495-685	510-710	560-790	710-1000
0-340	225								495-685	550-760	570-790	625-880	785-1105
0-375	250								545-755	610-840	630-870	685-965	865-1215
0-410	275										690-950	745-1055	940-1320
0-450	300											815-1145	1015-1435

Fuente: Elaboración propia

Figura N° 4.6: Análisis granulométrico de la sección chancado



Fuente: Elaboración propia

El tamaño máximo en el feed es de aproximadamente 6,02 cm.

Especifique el tamaño de la trituradora para acomodar esto

Material de "caída" en el alimento 10,89 por ciento.

Tabla N° 4.21: Información proporcionada por planta

Tratamiento tn/hr	1,5
densidad del mineral ton/m ³	2,8
humedad del mineral de alimentación fresca %	5,0
top size top size	4,0

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.22: Datos de diseño y operación del molino

Diámetro nominal	4
largo nominal	4
velocidad de rotación	12,82
nivel de llenado de bolas	38
consumo de potencia bruta	4316

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.23: Porcentaje de sólidos medidos en laboratorio

alimentación fresca	95
descarga molino	69,7
alimentación batería ciclones	69,3
underflow ciclones	66,8
overflow ciclones	32,9

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.24: Perfiles granulométricos obtenidos en la campaña de muestreo a planta

malla	Abertura	alimen. fresca	descarga molino	u'flow clasificador	o'flow Clasificador
1.05	25400	100.00	100.00	100.00	100.00
0.742	19050	100.00	100.00	100.00	100.00
0.525	12700	95.00	98.88	98.51	100.00
0.371	9500	78.40	96.32	95.12	100.00
3	6700	64.33	93.81	91.79	100.00
4	4750	54.00	91.53	88.76	100.00
6	3350	45.66	89.16	85.61	100.00
8	2360	38.82	86.44	82.00	100.00
10	1700	33.41	83.28	77.81	100.00
14	1180	28.31	79.16	72.34	100.00
20	850	24.41	74.30	65.89	100.00
28	600	20.87	68.10	57.67	99.97

35	425	17.86	60.53	47.78	99.49
48	300	15.27	51.77	37.05	96.76
65	212	13.06	42.92	27.54	89.96
100	150	11.18	35.18	20.52	80.00
150	106	9.56	29.08	15.87	69.49
200	75	8.18	24.57	12.89	60.29
270	53	7.00	21.24	10.91	52.82
400	38	6.15	18.84	9.59	47.13

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.25: Análisis granulométrico de la sección molienda con clasificador helicoidal (P1)

i	Malla	Abertura	Promedio	Alimento fresco			Descarga del molino		
				Ton/hr	% Retenido	% Pasante	Ton/hr	% Retenido	% Pasante
1	1,05	25400				100,00			100,00
2	0,742	19050	21997	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
3	0,525	12700	15554	0,08	5,00	95,00	0,05	1,12	98,88
4	0,371	9500	10984	0,25	16,60	78,40	0,12	2,56	96,32
5	3	6700	7978	0,21	14,07	64,33	0,12	2,51	93,81
6	4	4750	5641	0,15	10,33	54,00	0,10	2,28	91,53
7	6	3350	3989	0,13	8,34	45,66	0,11	2,37	89,16
8	8	2360	2812	0,10	6,84	38,82	0,12	2,72	86,44
9	10	1700	2003	0,08	5,41	33,41	0,14	3,16	83,28
10	14	1180	1416	0,08	5,10	28,31	0,19	4,13	79,16
11	20	850	1001	0,06	3,90	24,41	0,22	4,86	74,30
12	28	600	714	0,05	3,54	20,87	0,28	6,20	68,10
13	35	425	505	0,05	3,01	17,86	0,35	7,57	60,53
14	48	300	357	0,04	2,59	15,27	0,40	8,76	51,77
15	65	212	252	0,03	2,21	13,06	0,41	8,85	42,92
16	100	150	178	0,03	1,88	11,18	0,35	7,74	35,18
17	150	106	126	0,02	1,62	9,56	0,28	6,10	29,08
18	200	75	89	0,02	1,38	8,18	0,21	4,51	24,57
19	270	53	63	0,02	1,18	7,00	0,15	3,33	21,24
20	400	38	45	0,01	0,85	6,15	0,11	2,40	18,84
21	-400	0	19	0,09	0,15	0,00	0,86	18,84	0,00
			TOTALES	1.50	100,00		4,29	100,00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.25: Análisis granulométrico de la sección molienda con clasificador helicoidal (P2)

Alimento al clasificador				Clasificador O/Flow			Clasificador O/Flow		
i	Ton/hr	% Retenido	% Pasante	Ton/hr	% Retenido	% Pasante	Ton/hr	% Retenido	% Pasante
1			100,00			100,00			100,00
2	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
3	0,07	1,12	98,88	0,07	1,49	98,51	0,00	0,00	100,00
4	0,16	2,56	96,32	0,16	3,39	95,12	0,00	0,00	100,00
5	0,15	2,51	93,81	0,15	3,33	91,79	0,00	0,00	100,00
6	0,14	2,28	91,53	0,14	3,03	88,76	0,00	0,00	100,00
7	0,14	2,37	89,16	0,14	3,15	85,61	0,00	0,00	100,00

8	0,17	2,72	86,44	0,17	3,61	82,00	0,00	0,00	100,00
9	0,19	3,16	83,28	0,19	4,19	77,81	0,00	0,00	100,00
10	0,25	4,13	79,16	0,25	5,48	72,34	0,00	0,00	100,00
11	0,30	4,86	74,30	0,30	6,45	65,89	0,00	0,00	100,00
12	0,38	6,20	68,10	0,38	8,22	57,67	0,00	0,02	99,97
13	0,46	7,57	60,53	0,45	9,89	47,78	0,01	0,49	99,49
14	0,53	8,76	51,77	0,49	10,73	37,05	0,04	2,73	96,76
15	0,54	8,85	42,92	0,44	9,52	27,54	0,10	6,81	89,96
16	0,47	7,74	35,18	0,32	7,02	20,52	0,15	9,95	80,00
17	0,37	6,10	29,08	0,21	4,65	15,87	0,16	10,52	69,49
18	0,27	4,51	24,57	0,14	2,98	12,89	0,14	9,20	60,29
19	0,20	3,33	21,24	0,09	1,97	10,91	0,11	7,46	52,82
20	0,15	2,40	18,84	0,06	1,33	9,59	0,09	5,69	47,13
21	1,15	18,84	0,00	0,44	9,59	0,00	0,71	47,13	0,00
	6,09	100,00		4,59	100,00		1,50	100,00	

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 4.26: Balance de masa del circuito de molienda y clasificación

	Alimento fresco	Alimentación molino	Descarga del molino	Alimentación al clasificador	U'flow del clasificador	O'flow del Clasificador
Mineral. tn/hr	1,5	3,04	3,04	3,04	1,54	1,5
Agua, m ³ /hr	0,480	1,32	1,32	3,82	0,765	3,06
Densidad de pulpa tn/ m ³	2,569	2,057	1,950	1,666	1,955	1,300
% de solido	95	69,7	69,3	44,3	66,8	32,9

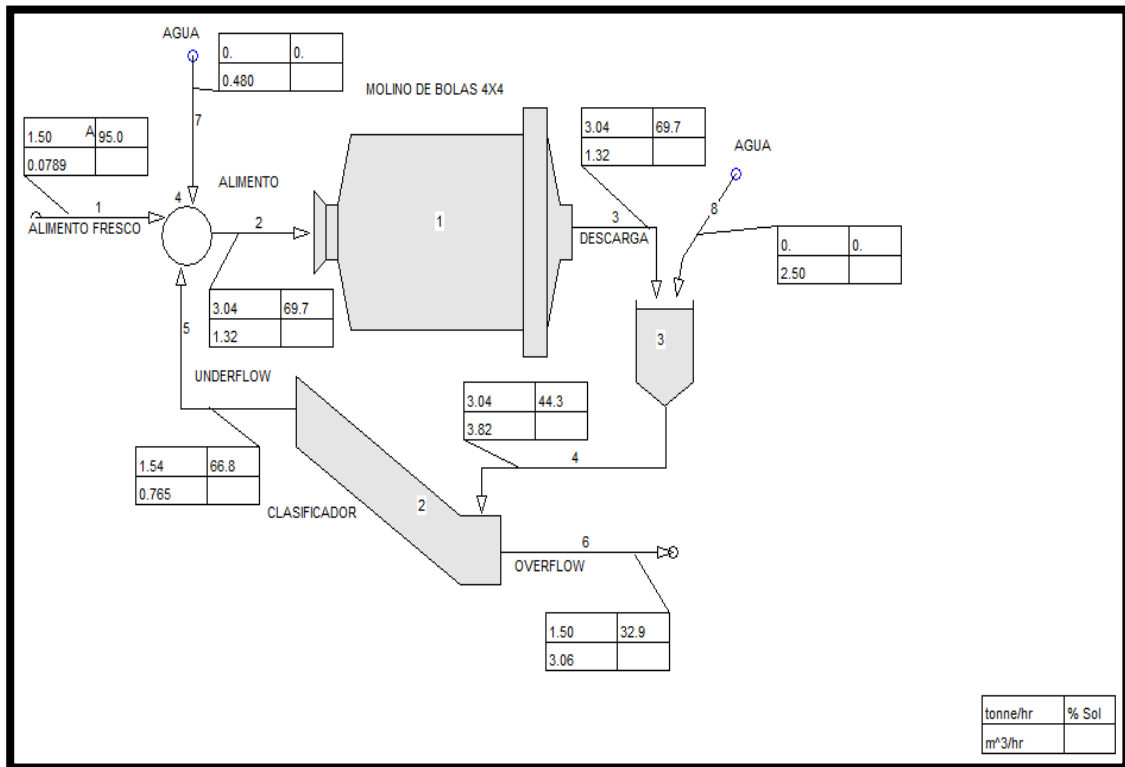
Fuente: Elaboración propia

La sección molienda, fue diseñada para una capacidad de tratamiento de 15 [t/h].

El mineral fresco que alimenta la mencionada sección proviene de mina de la Compañía Minera Caolín, se almacena en un acopio en el parte superior llamado cancha de gruesos, se alimenta manualmente o con carretillas que ingresa mediante un shut a la chancadora de quijada separándose los finos mediante un grizzli que cae a la faja transportadora. El circuito de molienda está constituido por un Molino de Bolas configurado en circuito cerrado directo.

La descarga del molino es a través de parrillas de 16x40 [mm], y posterior a esta se encuentra un Trommel con una abertura de 10 [mm]. El producto sobre Trommel, es derivado a flotación.

Figura N° 4.7: flow sheet de la sección molienda



Fuente: Elaboración propia

Tabla n° 4.27: Distribución de tamaño de partículas (% Acumulado pasante)

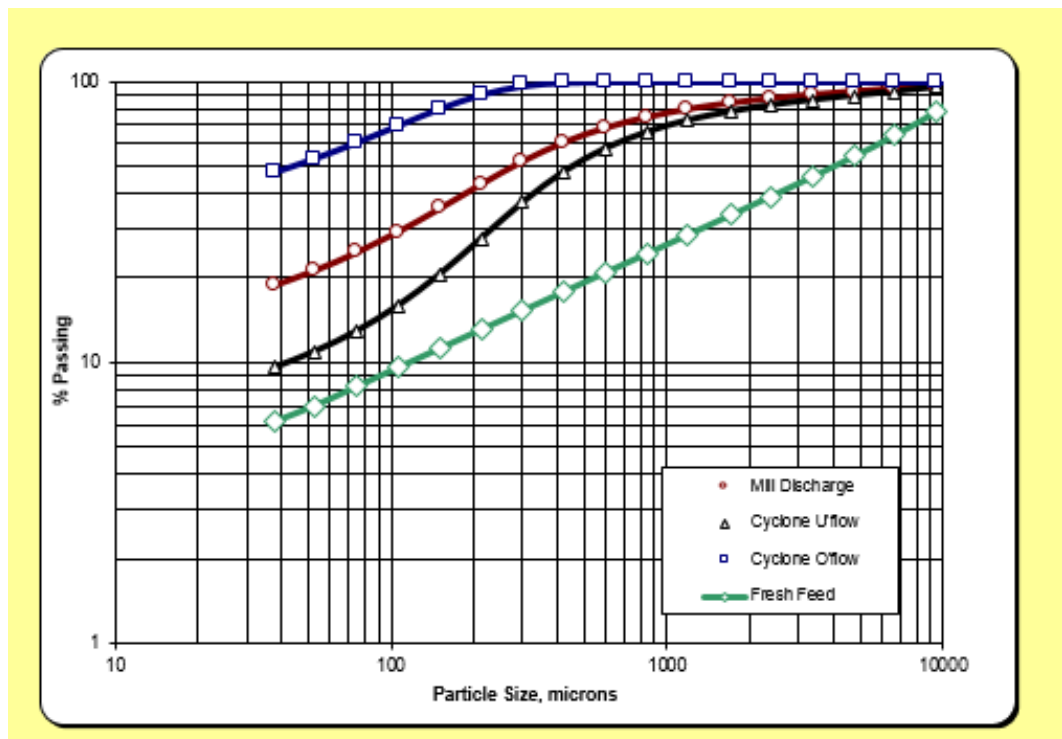
i	Malla	Abertura	Alimento fresco	Descarga del molino			Descarga del molino		
				Ton/hr	% Retenido	% Pasante	Ton/hr	U'Flow	O'Flow
1	1,05	25400	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
2	0,742	19050	100,00	100,00	100,00	0,00	100,00	100,00	100,00
3	0,525	12700	95,00	97,65	98,88	0,00	98,88	98,51	100,00
4	0,371	9500	78,40	91,00	96,32	0,00	96,32	95,12	100,00
5	3	6700	64,33	85,02	93,81	0,00	93,81	91,79	100,00
6	4	4750	54,00	80,19	91,53	0,00	91,53	88,76	100,00
7	6	3350	45,66	75,76	89,16	0,00	89,16	85,61	100,00
8	8	2360	38,82	71,36	86,44	0,00	86,44	82,00	100,00
9	10	1700	33,41	66,87	83,28	0,00	83,28	77,81	100,00
10	14	1180	28,31	61,48	79,16	0,00	79,16	72,34	100,00
11	20	850	24,41	55,67	74,30	0,00	74,30	65,89	100,00
12	28	600	20,87	48,60	68,10	0,00	68,10	57,67	99,97
13	35	425	17,86	40,41	60,53	0,00	60,53	47,78	99,49
14	48	300	15,27	31,68	51,77	0,00	51,77	37,05	96,76
15	65	212	13,06	23,97	42,92	0,00	42,92	27,54	89,96
16	100	150	11,18	18,22	35,18	0,00	35,18	20,52	80,00
17	150	106	9,56	14,31	29,08	0,00	29,08	15,87	69,49
18	200	75	8,18	11,73	24,57	0,00	24,57	12,89	60,29
19	270	53	7,00	9,95	21,24	0,00	21,24	10,91	52,82
20	400	38	6,15	8,74	18,84	0,00	18,84	9,59	47,13
			9795	4680	1273	0,00	1273	2022	150,00

Fuente: Elaboración propia

Performance del molino de bolas

Diámetro eficiente = 4,00	Potencia del molino expresado en kW.
Eficiencia de la longitud = 4,00	Potencia del molino expresado en kW.
% Velocidad crítica = 73.0	Rendimiento en ton.
Densidad de aplicación = 5,39	% Sólidos
Nivel de carga = 38,0	Sp. Energía, Kwatts
Recarga de bolas = 38,0	Radio de reducción
Ángulo de elevación = 31,2	Tiempo de residencia

Figura N° 4.8: Performance del molino de bolas

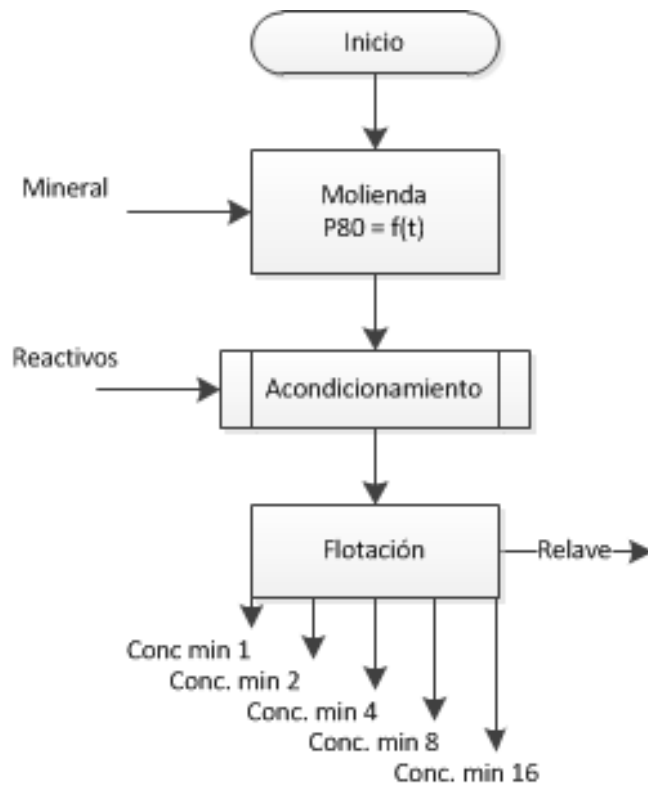


Fuente: Elaboración propia

Con el performance de la sección molienda se ha logrado mejorar el tamaño de grano del mineral y se ha mejorado la recuperación de plomo y zinc.

Prueba de Cinética de flotación

Diagrama de flujo test abierto



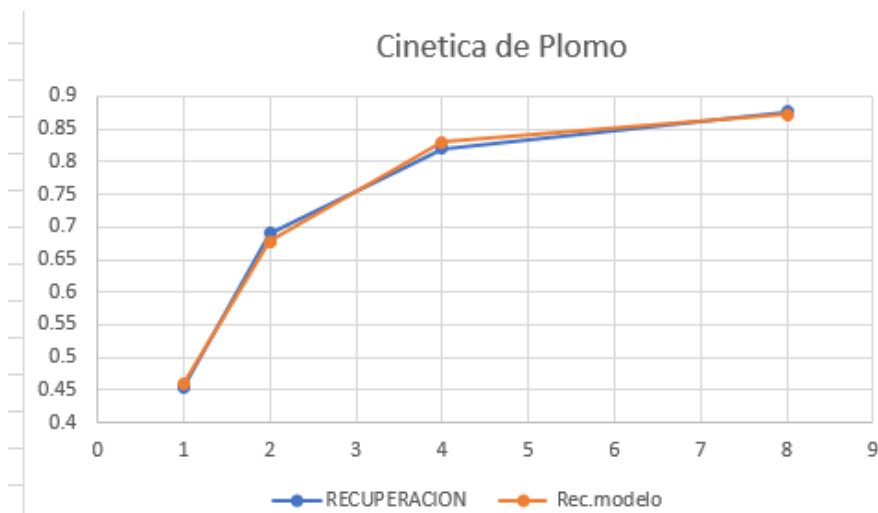
Condiciones de Prueba		Flotación Cinética	
peso mineral (gr)	2000	ZNSO4 (ml)	72
% humedad	20%	Complejo (ml)	40
Celda (litro)	2	A-Z2 (ml)	50
PH natural	7.5	Xantato Z-11 (ml)	3 gotas
% solido en flotación	32	MIBC	1gota
Malla 60	-200	RPM	1200
		cianuro	80

TIEMPO (min)	PESO(grams)	LEYES(%)				RECUPERACION
		Pb	Zn	Cu	Fe	
0	2000	9.07	11.6	0.51	14.75	
1	114.4	65.45	3.02	0.8	3.26	45.30%
2	50.8	49.5	5.32	1.16	5.86	69.00%
4	31.4	27.74	9.93	1.39	8.82	82.00%
8	25.5	12.64	9.02	1.44	9.88	87.60%
relave	1777.9	6.62	11.8	0.19	19.3	

TIEMPO (min)	LEYES(%)Pbs	RECUPERACION	Rec.modelo	Error
1	65.45	45.30%	45.93%	0.00%
2	49.5	69.00%	67.76%	0.03%
4	27.74	82.00%	83.06%	0.04%
8	12.64	87.60%	87.29%	0.01%
15				0.76% Error
K	0.74			
Rα	87.52%			

Modelo cinético para la recuperación del plomo

$$Rec_t = Rmax * \left[mixed * \left(\frac{k * t}{1 + k * t} \right) + plug * (1 - Exp(-kt)) \right]$$



CONCLUSIONES

1. El trabajo técnico metalúrgico que se desarrolla en la planta concentradora de la UNDAC, es de mucho aprendizaje, ya que in situ y en las condiciones en que se encuentra es muy difícil tener los datos al alcance de los metalurgistas. Se tiene que esperar los resultados que se envían a los laboratorios externos a la planta.
2. Para determinar el tamaño de partícula se ha tenido que realizar muchas pruebas hasta lograr casi estandarizar la densidad a malla – 200, en la investigación realizada se llegó a tener 60,29 % malla menos 200, a esa finura de la partícula se logró tener una buena recuperación de los concentrados de plomo que fue de 86,78 % y 81,13 % de zinc.
3. Los reactivos convencionales que son utilizados casi en todas las plantas concentradoras que son:

Reactivos para circuito de Plomo	Cc/min
Cianuro de sodio	120
Sulfato de zinc	115
Óxido de zinc con cianuro de sodio	80
Z-11	30
MIBC	3

Reactivos para circuito de Zinc	Cc/min
Z-11	60
Sulfato De Zinc	110
D-250	3
Cal	315

Se ha tenido como recuperaciones de **74,45** % de concentrado bulk, y un **55,22** % de zinc. Siendo demasiado bajo.

4. Al utilizar los reactivos:

Reactivos para circuito de Zinc	Cc/min
Z-11	60
Sulfato De Zinc	110
D-250	3
FT-3418	4
Cal	315

Reactivos para circuito de Plomo	Cc/min
Cianuro de sodio	120
Sulfato de zinc	115
Oxido de zinc con cianuro de sodio	80
AZ-2	120
DT-242	6
Z-11	30
MIBC	

Las recuperaciones de 86,78 % de plomo y del zinc fué de un 81,13 %.

RECOMENDACIONES

1. La planta concentradora de la UNDAC falta implementar su laboratorio de análisis químico – metalúrgico, si se lograra implementar sería una escuela viviente para que el futuro metalurgista esté bien preparado.
2. Falta de mantenimiento en la planta concentradora de la UNDAC, la faja transportadora de chancado a molienda está muy deteriorada se tiene que ir parchando cada vez que hay derrames. Se debe de cambiar de faja.
3. En la sección clasificación las zapatas del helicoidal están muy gastadas para hacer retornar la carga gruesa se tiene que colocar zapatas de jebe cortadas de la llanta de carro y fijadas con pernos. Se debe de hacer un mantenimiento.
4. Buscar otro lugar donde pueda estar instalada la planta concentradora de la UNDAC, porque hay mucho conflicto social en la zona.
5. Seguir investigando ya que la planta pueda tratar minerales de diferentes concesionarios o pequeños mineros.

BIBLIOGRAFÍA

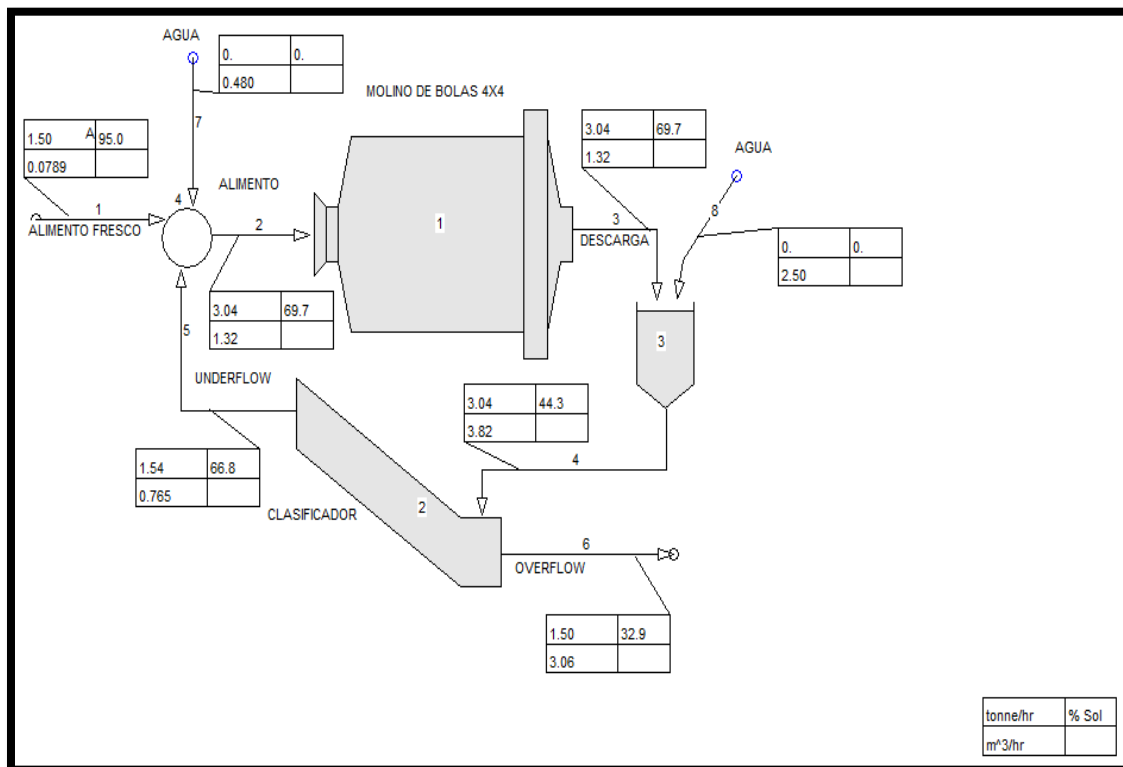
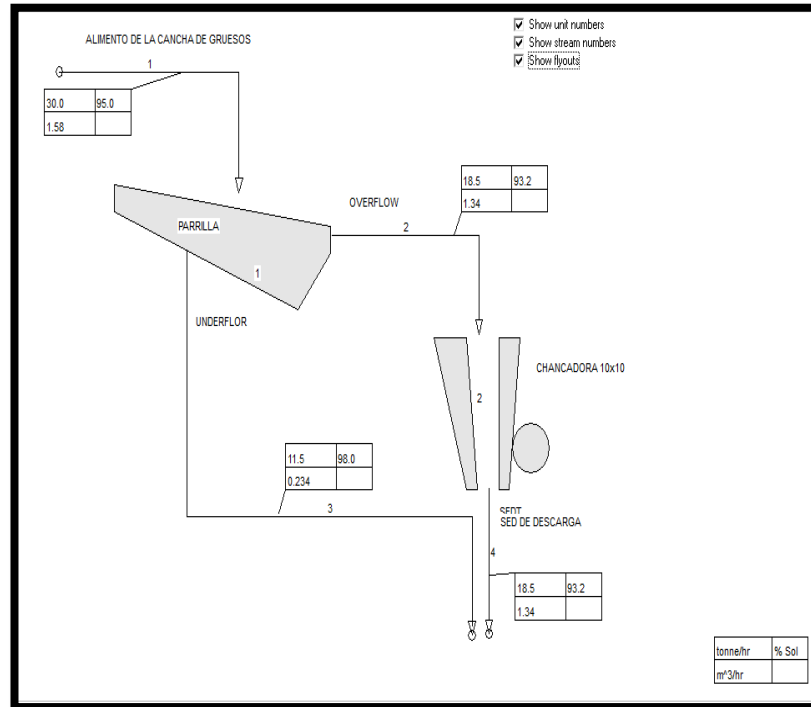
1. Córdor García Hildebrando A. (2016). Flotación de minerales, Apuntes del curso dictado en la UNDAC. editorial UNDAC.
2. KELLY. (2000). Procesamiento de Minerales. Editorial Limus – España.
3. Manual De Mineralogía. (1998). Departamento de Geología Universidad de Chile junio.
4. Manzaneda Cabala J. (2002). Procesamiento de Minerales y Diseños Experimentales. UNI – San Marcos.
5. PAVEZ OSVALDO (2010). concentración de minerales I
6. PORRAS CASTILLO, David procesamiento de minerales
7. Rubio, J. (1993). Nuevas Tecnologías para el Tratamiento de Partículas Minerales Finas y Ultrafinas. Apuntes del curso dictado en la Universidad de Atacama.
8. Quiroz Nuñez Ivan. (2000). Ingeniería Metalúrgica (operaciones unitarias en Procesamiento de Minerales). UNI.

ANEXOS

MATRIZ DE CONSISTENCIA**TÍTULO**

“Evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados para su recuperación de concentrados de plomo, zinc en la planta concentradora de la UNDAC – Cía. Minera Caolín – Pasco -2019”

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA
GENERAL	GENERAL	GENERAL	DEPENDIENTE	MÉTODO
¿Cómo realizar la evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados para su recuperación de concentrados de plomo, zinc en la planta concentradora de la UNDAC – Cía. Minera Caolín?	Realizar la evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados para recuperar concentrados de plomo, zinc en la planta concentradora de la UNDAC – Cía. Minera Caolín.	Si realizamos la evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados entonces podemos recuperar los concentrados de plomo, zinc en la planta concentradora de la UNDAC – Cía. Minera Caolín.	Recuperar los concentrados de plomo, zinc en la planta concentradora de la UNDAC	Científico: Aplicada HIPOTÉTICO-DEDUCTIVO
ESPECÍFICO	ESPECÍFICO	ESPECÍFICO	INDEPENDIENTE	DISEÑO
1. ¿Cuál es la granulometría de las partículas de la mena para su recuperación en los concentrados de plomo y zinc?	1. Determinar la granulometría de las partículas de la mena para recuperar los concentrados de plomo y zinc.	1. Si determinamos la granulometría de las partículas de la mena entonces podemos recuperar los concentrados de plomo y zinc.	Evaluación metalúrgica a los minerales sulfurados	Diseño Experimental
2. ¿Qué reactivos se va utilizar para la recuperación de los concentrados de plomo y zinc?	2. Determinar los reactivos que se va utilizar para recuperar los concentrados de plomo y zinc.	2. Si determinamos los reactivos que se va utilizar entonces podemos recuperar los concentrados de plomo y zinc.	INTERVINIENTES - Granulometría del mineral de molienda - Reactivos de flotación	TIPO Experimental, Observación.



TIEMPO (min)	PESO(grs)	LEYES(%)				RECUPERACION
		Pb	Zn	Cu	Fe	
0	2000	9.07	11.6	0.51	14.75	
1	114.4	65.45	3.02	0.8	3.26	45.30%
2	50.8	49.5	5.32	1.16	5.86	69.00%
4	31.4	27.74	9.93	1.39	8.82	82.00%
8	25.5	12.64	9.02	1.44	9.88	87.60%
relave	1777.9	6.62	11.8	0.19	19.3	

TIEMPO (min)	LEYES(%)PbS	RECUPERACION	Rec.modelo	Error
1	65.45	45.30%	45.93%	0.00%
2	49.5	69.00%	67.76%	0.03%
4	27.74	82.00%	83.06%	0.04%
8	12.64	87.60%	87.29%	0.01%
15				0.76% Error
K	0.74			
R α	87.52%			

