



Universidad Nacional
SAN LUIS GONZAGA



Reconocimiento-NoComercial 4.0 Internacional

Esta licencia permite a otras distribuir, combinar, retocar, y crear a partir de su obra de forma no comercial y, a pesar que son nuevas obras deben siempre rendir crédito y ser no comerciales, no están obligadas a licenciar sus obras derivadas bajo los mismos términos.

<http://creativecommons.org/licenses/by-nc/4.0>



FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y PETROQUÍMICA
UNIVERSIDAD NACIONAL SAN LUIS GONZAGA
EVALUACIÓN DE ORIGINALIDAD

CONSTANCIA

El que suscribe, deja constancia que se ha realizado el análisis con el software de verificación de similitud al documento cuyo título es:

“COMPOSICIÓN DE LOS MINERALES POLIMETÁLICOS Y SU INFLUENCIA EN EL TIEMPO DE MOLIENDA Y LA GRANULOMETRÍA OBTENIDA EN EL MOLINO DE BOLAS”

Presentado por:

BACH. QUINTEROS BRICEÑO RENATA MADELEINE

Autor de Tesis del nivel de **PREGRADO** de la Facultad de **INGENIERÍA QUÍMICA Y PETROQUÍMICA**. El Resultado obtenido es 6% (PORCENTAJE DE SIMILITUD) por lo cual, se otorga el calificativo de:

APROBADO, según Reglamento de Evaluación de la Originalidad.


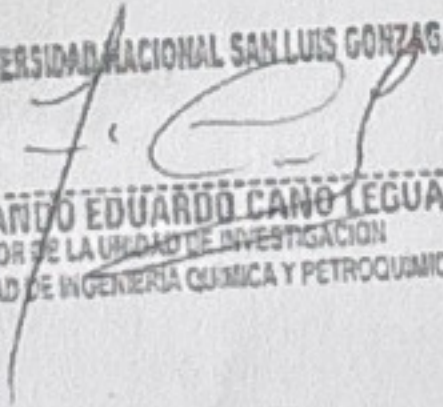
Se adjunta al presente el reporte de evaluación con el software de verificación de originalidad.

Observaciones:

El porcentaje de similitud es menor del 20%, establecido como máximo por Reglamento de Evaluación de originalidad.

Ica, 30 de mayo de 2025

Nº de Recibo: 20161711

 UNIVERSIDAD NACIONAL SAN LUIS GONZAGA

Dr. FERNANDO EDUARDO CANO LEGUA
DIRECTOR DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN
DE LA FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y PETROQUÍMICA

UNIVERSIDAD NACIONAL “SAN LUIS GONZAGA”

VICERRECTORADO DE INVESTIGACION

Facultad de Ingeniería Química y Petroquímica



“Composición de los minerales polimetálicos y su influencia en el tiempo de molienda y la granulometría obtenida en el molino de bolas”

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Químico

Línea de investigación: Ciencias naturales, ingeniería y tecnologías sustentables.

PROYECTO DE INVESTIGACIÓN

AUTORA

BACH. QUINTEROS BRICEÑO RENATA MADELEINE

ASESOR

ROSALIO CUSI PALOMINO

**ICA – PERÚ
2024**

DEDICATORIA

Este proyecto va dedicado en primer lugar a Dios por haberme iluminado día con día a lo largo de mi vida.

Con gratitud y amor, doy por terminada este gran paso en mi vida profesional gracias a mi madre y mi padre, que con su esfuerzo lograron culminar de igual manera este paso a mi lado. Permitiendome así lograr desarrollarme sola en mis posteriores etapas.

Antes de terminar estas líneas, dedico con profundo sentir, el esfuerzo constante que realizaron mis dos hermanos mayores; sin duda alguna, esto no hubiera sido posible sin que ellos no hayan aportando gran parte de sus vidas y sentimientos, con el único fin de yo poder ser la profesional que hoy en día soy.

Me despido con un gran abrazo hasta el cielo, lleno de plenitud y gratitud para las tres personas que aportaron lo más significativo y valioso en toda mi niñez. La felicidad plena ante cualquier situación, llenarme de los mejores momentos de mi niñez ahora guardados en mi memoria, y el haberme inculcado inconscientemente que el fruto proveniente de tu esfuerzo y trabajo arduo, es uno de los mejores sentimientos de la vida.

Gracias.

AGRADECIMIENTOS

Con profunda estima y reconocimiento, extiendo mi gratitud a mi Asesor de tesis, el Dr. Rosalio Cusi Palomino, por su dedicacion como docente durante mi etapa universitaria.

Expreso mi agradecimiento al Sr. Cuadros, personal del area administrativa de mi querida facultad, por la guía y consejos constantes que permitieron poder culminar satisfactoriamente esta importante etapa univertitaria y profesional.

Mi gratitud se extiende de igual manera al Ing. Fernando Monge, por ser pilar importante en mi etapa de desarrollo profesional; ya que gracias a su orientacion, confianza y apoyo profesional, expandió mi desempeño de manera grata en la ingenieria.

A cada uno de ustedes, mi mas profundo agradecimiento por su invaluable contribucion a este viaje academico y profesional.

INDICE DE CONTENIDOS

	Pág.
PORTADA	
DEDICATORIA	I
AGRADECIMIENTO	II
ÍNDICE DE CONTENIDOS	III
ÍNDICE DE TABLAS	IV
ÍNDICE DE FIGURAS	V
RESUMEN	VI
ABSTRACT	VII
I. INTRODUCCIÓN	8
II. ESTRATEGIA METODOLOGICA	9
2.1. Generalidades.	10
2.2. Bases teóricas.	11
2.2.1. Generalidades.	12
2.2.2. Molienda.	16
2.2.3. Molino de bolas.	18
2.2.4. Parámetros que afectan el funcionamiento del molino.	22
2.3. Marco conceptual.	23
2.4. Metodología de la investigación.	23
2.5. Desarrollo experimental.	24
III. RESULTADOS.	29
IV. DISCUSIÓN.	46
V. CONCLUSIONES	47
VI. RECOMENDACIONES.	48
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.	49
VIII. ANEXOS.	50

INDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 2.1. Peso de la porción de muestra para ensayo granulométrico.	26
Tabla 2.2. Ejemplos de tiempo de tamizado usando el método por vía seca.	27
Tabla 3.1. Análisis mineralógico de la muestra mineral de alta dureza.	29
Tabla 3.2. Análisis mineralógico cualitativo de la muestra de baja dureza.	30
Tabla 3.3. Análisis mineralógico del mineral de dureza mixta.	31
Tabla 3.4. Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 10 minutos.	32
Tabla 3.5. Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 11 minutos.	33
Tabla 3.6. Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 12 minutos.	34
Tabla 3.7. Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 13 minutos.	35
Tabla 3.8. Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 14 minutos.	36
Tabla 3.9. Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 15 minutos.	37
Tabla 3.10. Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 16 minutos.	38
Tabla 3.11. Ensayo de molienda mineral blando, tiempo: 8 minutos.	39
Tabla 3.12. Ensayo de molienda mineral blando, tiempo: 9 minutos.	40
Tabla 3.13. Ensayo de molienda mineral blando, tiempo: 10 minutos.	41
Tabla 3.14. Ensayo de molienda mineral Mixto, tiempo: 10 minutos.	42
Tabla 3.15. Ensayo de molienda mineral Mixto, tiempo: 12 minutos	43
Tabla 3.16. Ensayo de molienda mineral Mixto, tiempo: 14 minutos	44
Tabla 3.17. Ensayo de molienda mineral Mixto, tiempo: 16 minutos	45

INDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Transporte del mineral en volquetes de gran tonelaje.	12
Figura 2. Esquema del funcionamiento de una chancadora de quijadas.	13
Figura 3. Chancadora primaria giratoria.	14
Figura 4. Partes de una chancadora de quijadas.	15
Figura 5. Molino de bolas mostrando su estructura básica.	19
Figura 6. Cuerpos molidores del molino de bolas.	20
Figura 7. Movimiento de la carga de un molino que opera a velocidad normal.	21
Figura 8. Juego de tamices en el ro-tap.	28

RESUMEN

La presente investigación titulada **Composición de los minerales polimetálicos y su influencia en el tiempo de molienda y la granulometría obtenida en el molino de bolas**, es un estudio teórico experimental de tipo aplicado de nivel explicativo y de diseño experimental, cuyo objetivo es demostrar como la composición química y mineralógica de los minerales sulfurosos que contienen compuestos de varios metales influye en el tiempo de molienda y la granulometría del mineral obtenido. Para demostrar la hipótesis planteada, se realizaron ensayos en los cuales se emplearon tres tipos de minerales: minerales con especies mineralógicas con dureza superior a 5 en la escala de Mohs, minerales con especies de dureza menor a 5 y mineral con especies mineralógicas duras y blandas (mixto). Los resultados obtenidos nos permitieron concluir que los minerales d alta dureza, que contienen pirita, cuarzo y arsenopirita todos ello con dureza mayor a 5, requieren de mayor tiempo para molerse, requirió de 16 minutos para obtener el 60% de material molido a malla # 200, mientras que el mineral blando en solo 10 minutos alcanza tal granulometría. El mineral mixto al igual que el mineral duro requirió de 16 minutos para generar el 60% de mineral pasante por malla # 200.

PALABRAS CLAVES: Molienda, polimetálicos, refractarios Escala de Mohs, granulometría.

ABSTRACT

The present research entitled Composition of polymetallic minerals and its influence on the grinding time and granulometry obtained in the ball mill, is an applied experimental theoretical study of explanatory level and experimental design, whose objective is to demonstrate how the composition The chemistry and mineralogy of sulfide minerals that contain compounds of various metals influences the grinding time and granulometry of the mineral obtained. To demonstrate the proposed hypothesis, tests were carried out in which three types of minerals were used: minerals with mineralogical species with hardness greater than 5 on the Mohs scale, minerals with species with hardness less than 5 and mineral with hard and soft mineralogical species. (mixed). The results obtained allowed us to conclude that high hardness minerals, which contain pyrite, quartz and arsenopyrite, all with hardness greater than 5, require a longer time to grind, requiring 16 minutes to obtain 60% of material ground to mesh # 200, while the soft mineral reaches such granulometry in just 10 minutes. The mixed ore as well as the hard ore required 16 minutes to generate 60% of ore passing through #200 mesh.

KEYWORDS: Grinding, polymetallics, refractory Mohs scale, granulometry.

I. INTRODUCCIÓN

Los minerales polimetálicos son aquellos que contienen varios tipos de especies mineralógicas las cuales tienen propiedades físicas y químicas diferentes, las mismas que ofrecen ciertas dificultades para el tratamiento del mineral. Entre estas propiedades esta la dureza del mineral, ya que dentro de los sulfuros hay pirita y cuarzo entre otros compuestos que tienen una dureza superior a 5 en la escala de dureza de Mohs, esto influye sobre todo en la preparación mecánica del mineral, tanto en el chancado como en la molienda, requiriéndose mayor tiempo para cada una de estas operaciones, más energía y se presenta un mayor desgaste de los equipos ya que la alta dureza ejerce acción abrasiva sobre las superficies, además de que la presencia de sulfuros genera bajo las condiciones de molienda y chancado sustancias que actúan sobre el metal generando corrosión.

La situación problemática:

Los minerales polimetálicos son asociaciones de compuestos químicos inorgánicos donde prevalecen los sulfuros de varios metales en transición como son los sulfuros de plomo, de zinc, de cobre, de hierro, de aluminio, los mismos que poseen diverso grado de dureza, siendo la pirita la de mayor dureza, al igual que el cuarzo, que es un óxido no metálico (SiO_2) pero que se asocia a ellos en grandes porcentajes, la arsenopirita, etc. los cuales ofrecen una gran resistencia a ser pulverizados y por lo tanto es preciso aumentar la potencia del molino, emplear n mayor tiempo de residencia hasta que estos minerales alcancen la granulometría adecuada. Desde este punto de vista los minerales polimetálicos por la dureza no homogénea de sus componentes que en muchos casos supera el nivel 5 de la escala de Mohs, influye negativamente en varios de los factores que gobiernan la molienda y la granulometría de los minerales que deben de ser flotados, proceso que exige una granulometría fina en muchos casos, cuando se trata de separar el oro nativo que se encuentra encapsulado en los sulfuros y óxidos de hierro, lo cual constituye el tema principal de la presente investigación.

Problemas de investigación:

Problema principal:

¿La composición de los minerales polimetálicos influye en el tiempo de molienda y la granulometría obtenida en el molino de bolas?

Problemas específicos.

- ¿Cuál es la dureza de los componentes de los minerales sulfurosos polimetálicos?
- ¿De qué factores depende la eficiencia de la molienda de los minerales polimetálicos?

Las hipótesis y variables:

Hipótesis general.

La composición de los minerales polimetálicos influye directamente en el tiempo de molienda y la granulometría obtenida en el molino de bolas.

Hipótesis específicas.

- La dureza de los componentes de los minerales sulfurosos polimetálicos es alta.
- La eficiencia de la molienda de los minerales polimetálicos depende de la potencia del molino y del tiempo de molienda.

VARIABLES:**Variable independiente:**

Composición de los minerales polimetálicos

Variable dependiente.

Tiempo de molienda y granulometría

Objetivos del estudio.**Objetivo general.**

Determinar la influencia de la composición de los minerales polimetálicos en el tiempo de molienda y la granulometría obtenida en el molino de bolas.

Objetivos específicos.

- **Determinar** la dureza de los componentes de los minerales sulfurosos polimetálicos.
- Establecer los factores que permiten la eficiencia de la molienda de los minerales polimetálicos.

Justificación e importancia.

Desde el punto de vista teórico la presente investigación se justifica porque aborda el estudio de la dureza de los minerales y la influencia que esto tiene en los demás parámetros del proceso, pero sobre todo en el gasto de energía y en el tiempo de residencia del mineral en el molino de bolas.

Desde el punto de vista técnico la investigación se justifica porque tratará sobre los materiales a moler y el material mismo del molino, para establecer el tipo de acero a emplearse en la construcción no solo del molino de bolas, sino de otros aparatos a fin de evitar su pronto deterioro.

II. ESTRATEGIA METODOLÓGICA

2.1. Generalidades

Antecedentes internacionales.

C. Delgado [1] su tesis fue un estudio tendiente a la evaluación de nuevas tecnologías empleadas últimamente para moler minerales de alta dureza, para ello analizó tres factores de mayor incidencia en la molienda: (1) el incremento de índice de dureza del mineral a procesarse; (2) la mayor cantidad de energía gastada por el molino y (3) la tendencia a la baja ley del mineral sulfurado por lo que se precisa tratar en la planta una mayor cantidad de mineral, para lograr la rentabilidad adecuada. A estos factores el investigador le adiciona el hecho de que la operación de molienda en las circunstancias actuales debe de ser eficiente y a la vez respetuosa del medio ambiente. Se propone en el estudio el empleo de la molienda semi autógena a fin de lograr objetivos. Realizadas las pruebas de campo correspondientes el autor concluye que esta tecnología es más ventajosa ya que reduce en un 7% los gastos en energía y acero, y disminuye la emisión de dióxido de carbono en un 25%, reduciendo así el impacto negativo de este gas en la atmósfera. El tesista sostiene que el proyecto planteado es positivo para la empresa y que en estas circunstancias hay que implementarlo.

J. Jara [2] en su tesis de diseño experimental realiza ensayos donde se varían los factores que inciden en la molienda de minerales como: tiempo de molienda, dosificación sólido-líquido (S:L), porcentaje de sólidos en la pulpa, granulometría; con el fin de elegir experimentalmente los parámetros óptimos de la flotación, seleccionando además las dosis exactas de reactivos para procesar minerales de las siguientes características físico químicas: contenido de humedad de 11.54%, densidad 2.75 g/mL, resistencia a la compresión simple 1197.93g/cm². Como resultado del estudio experimental se obtuvieron los siguientes datos: tiempo de molienda: 21 minutos cuando se emplea la malla #200 para obtener 73.231% de pasante, el tamaño de partícula D80 de 92µm; para un tiempo de molienda de 18 minutos, pasa por malla #200 un 67.85% con D80 de 106µm; y, para un tiempo de molienda de 15 minutos pasa por la malla #200 un 62.17% y el D80 de 124 µm, con el mineral pasante en cada una de las moliendas realizadas se hicieron pruebas de flotación. De ellas la que mejores resultados dio fue el mineral pulverizado a malla # 200 en 18 minutos pasando 92.55% de mineral con una ley de 4.44%.

Antecedentes nacionales.

J. Guerreros [3] Su tesis consiste en un estudio sobre el efecto de las lamas en el mineral que se está flotando. En esta investigación se demuestra que los errores de la molienda del mineral traen grandes prejuicios para la flotación, la presencia de una excesiva cantidad de partículas pulverizadas hasta un diámetro muy inferior a la malla # 250 de acuerdo con el estudio rápidamente se mojan y son arrastradas hacia el fondo de la celda, llevado consigo cierta cantidad de material valioso que se pierde. De acuerdo con el autor el material fino no es captado por la burbuja debido a que su superficie es hidrofílica. De acuerdo con estos resultados se infiere que la molienda deficiente, no controlada en la que se originan demasiada cantidad de partículas finas constituye una gran pérdida para el proceso. Según el autor se ha demostrado que partículas con un diámetro inferior a 0,088mm, no participan activamente en la flotación generando pérdidas de material valioso, lo que repercute en la calidad del concentrado.

J. Haro [4] desarrolla un estudio sobre la deficiencia del proceso de flotación en una planta que está diseñada con un circuito de flotación de cobre que posee tres celdas conectadas tipo cascada y con retroalimentación, el problema existente es un flujo no constante de material que llega las celdas, esto influye en la ley del mineral que se recupera con el concentrado (baja ley) y el aumento del costo de las operaciones y el mayor tiempo de flotación. Los ensayos que realizó el autor, los hizo en una planta piloto considerando la modelación matemática, y se simuló el comportamiento de la planta en el programa Labview. En este caso la estabilidad en las celdas de flotación permitió mejorar el sistema burbuja-mineral, las partículas hidrofílicas se depositan en la parte baja de la celda esto permite elevar el valor final de la ley del proceso; se reduce el desgaste de las válvulas y posicionadores, lo que permite disminuir costos de reparación y reposición de componentes.

Antecedentes locales.

En las universidades de la zona no existe información sobre el tema investigado.

2.2. Bases teóricas.

2.2.1. Generalidades.

En los yacimientos generalmente el mineral es extraído previa voladura la cual destroza la roca en partículas o trozos de diversos tamaños desde fino polvo hasta trozos de 60" y más que tienen que ser previamente quebradas para que puedan ingresar a la tolva de las chancadoras primarias. El extraído de esta manera es llevado a las plantas de beneficio mediante los volquetes de gran tonelaje, fajas transportadoras o ferrocarril.



Figura 1. Transporte del mineral en volquetes de gran tonelaje.

Una vez en planta el mineral se integra al circuito de conminución que comprende en una primera etapa el chancado y en una segunda etapa la molienda, cada una de ellas con sus propias características y subetapas dependiendo del tipo de mineral y de la composición química de este. Las chancadoras empleadas para reducir el tamaño de los grandes trozos de roca son máquinas de gran tamaño y peso que se mueven a velocidades bajas. Las de mayor empleo en las plantas de beneficio de minerales son las chancadoras Blake, las cuales chancan el mineral aplicando la fuerza con la mandíbula móvil que se acerca y aleja alternativamente de la mandíbula fija fracturando la roca que en trozos más pequeños se deslizan por gravedad hacia la parte inferior de la mandíbula donde son sometidas nuevamente a la presión que los fractura y salen por el ángulo inferior.



Figura 2. Esquema del funcionamiento de una chancadora de quijadas.

En las chancadoras paulatinamente se va liberando el componente valioso y se va aumentando poco a poco la superficie de contacto de este con el fin de que cuando esté en contacto con los reactivos, interactúe con este con mayor rapidez y se pueda extraer en su totalidad.

En las plantas procesadoras de minerales las chancadoras se clasifican en función al tamaño de las rocas que ingresan a su tolva, generalmente se consideran tres tipos de chancadoras:

1. La chancadora primaria procesa el material que ingresa de la mina con un tamaño máximo de 60 pulgadas reduciéndolo a 6 pulgadas como mínimo.
2. La chancadora secundaria recibe el material chancado en la chancadora primaria y lo reduce hasta las 2 pulgadas.
3. La chancadora terciaria recibe el material de la chancadora secundaria y lo reduce a 3/8 o 1/2 pulgada.

Para el chancado primario en las plantas de minerales se emplean chancadoras de quijadas o rotatorias, son máquinas que se mueven lentamente, pero tienen la potencia suficiente para triturar minerales duros como la pirita y el cuarzo. En el chancado secundario se emplean las chancadoras giratorias y también las de cono. Mientras que en el chancado terciario se utilizan casi universalmente chancadoras de cono que chancan a mayor velocidad.



Figura 3. Chancadora primaria giratoria.

Las chancadoras de quijadas o de mandíbulas tienen una estructura relativamente sencilla, esto hace que su mantenimiento no sea costoso y su presencia en el mercado ofrece diversos diseños. Para proteger la superficie de las mandíbulas que son las que fragmentan los grandes trozos de mineral se emplean protectores que son empernados a la superficie de trabajo, están hechas de acero al manganeso de gran resistencia, para que resistan el desgaste, cuando esto sucede se reemplazan con otras nuevas.

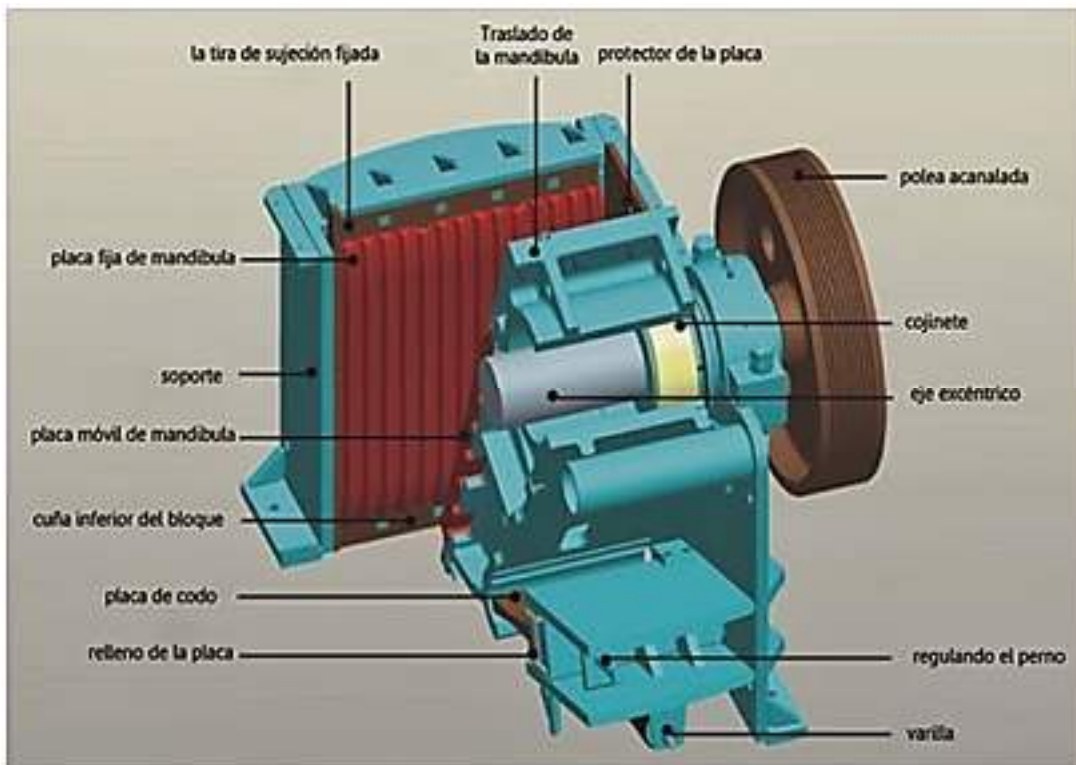


Figura 4. Partes de una chancadora de quijadas.

Las chancadoras de quijadas tienen aplicación en las plantas donde se procesan minerales de alta dureza. Este material debe estar seco y de preferencia antes de cargar la tolva de la chancadora de este tipo, el material debe ser tamizado para evitar atascos.

Sus principales características son las siguientes:

- Tienen una estructura simple lo que permite un mantenimiento rápido y fácil.
- Su rendimiento es alto y la fragmentación del mineral es uniforme.
- Su funcionamiento y operación son fáciles.
- Tiene estabilidad de operación.
- Su operación no requiere de gastos excesivos.
- Los puntos de alimentación y descarga son regulables.

El producto final de las etapas del chancado tiene un tamaño menor a 60 pulgadas. Para llegar a los tamaños indicados anteriormente, decenas de micrómetros, se realizan nuevas etapas de reducción de tamaños, denominadas molienda. La molienda se realiza habitualmente en cilindros rotatorios que contienen diferentes medios molidores en su interior, los que son levantados por la rotación del cilindro, para fracturar las partículas minerales por medio de la combinación de diferentes mecanismos de fractura, como son impacto y abrasión.

principalmente. Los medios de molienda pueden ser el mismo mineral (molinos autógenos), medios no metálicos naturales o manufacturados (molinos de pebbles) o medios metálicos manufacturados (molinos de barras o molinos de bolas).

En general el término molino rotatorio incluye molinos de barras, molinos de bolas, molinos de guijarros y molinos autógenos. El molino rotatorio posee una forma cilíndrica o cónico - cilíndrica, que rota en torno a su eje horizontal. La velocidad de rotación, el tipo de revestimiento y la forma y tamaño de los medios de molienda son seleccionados para proveer las condiciones deseadas de operación para cada aplicación específica de molienda.

La alimentación al molino rotatorio se realiza a través del orificio del muñón de entrada. El método de descarga del producto varía dependiendo del diseño de la descarga del molino. El método de descarga rápida o por rebalse permite al mineral molido pasar a través del orificio del muñón de salida del molino. En un molino con parrilla de retención al interior del molino, el mineral debe ser molido a un tamaño tal que las partículas puedan pasar a través de la parrilla. En este tipo de descarga, se pueden alcanzar velocidades de descarga intermedias y/o lentas. Los molinos rotatorios convencionales (a diferencia de los molinos autógenos o semiautógenos) tienen una razón entre el largo y el diámetro del cilindro del molino, mayor a 1.5.

Por otro lado, en la molienda autógena (AG), rocas de hasta 8 plg o más son alimentadas a un molino cilíndrico, cuya característica física principal es que el diámetro es 2 a 3 veces su largo. La palabra autógena indica que la molienda ocurre debido a la propia acción de caída de las colpas minerales desde una altura cercana al diámetro del molino, es decir, no se emplea otro medio de molienda adicional que la roca misma.

2.2.2. Molienda.

2.2.2.1. Definición.

La molienda es una operación unitaria de reducción de tamaño de trozos o partículas que tienen un tamaño máximo de seis pulgadas, estos trozos o partículas pueden ser de un mineral o de cualquier otro tipo de material que se requiera reducir su tamaño. Para el caso de los minerales, la reducción de tamaño se hace para liberar el metal a recuperar mediante algún método hidrometalúrgico. El material resultante de la molienda es más pequeño y de forma más regular que el que resulta del chancado o trituración. Generalmente se habla de molienda cuando se tratan partículas de tamaños inferiores a 1" (1" = 2.54 cm) siendo el grado de desintegración mayor al de trituración. La molienda se realiza en diversos aparatos que trabajan por choques, aplastamiento o desgaste. En esta operación es donde se realiza la verdadera liberación de los minerales valiosos y se encuentra en condiciones de ser separados de sus acompañantes.

En general, previamente a la molienda se lleva a cabo el chancado, en el circuito de chancado, por lo tanto, la granulometría de los minerales que entran a la sección molienda es casi uniforme. Los tamaños pueden variar de un T_{25} de 20 mm a unos 5 mm, hasta obtener un producto de P_{80} .

variando normalmente entre unas 200 mallas por pulgada lineal (74 micrones) hasta 100 mallas (147 micrones).

2.2.2.2. Factores que influyen en la molienda.

Existen varios factores que inciden en la calidad de la molienda y son los que a continuación se citan:

- Velocidad Crítica.
- Relaciones entre los elementos variables de los molinos.
- Tamaño máximo de los elementos molidores.
- Volumen de carga.
- Potencia.
- Tipos de Molienda: húmeda y seca.

Velocidad Crítica

La velocidad crítica en un molino de bolas es aquella que hace que la fuerza centrífuga que actúa sobre los elementos molidores (bolas), equilibrando el peso de estas durante todo el tiempo. Cuando un molino se mueve a la velocidad crítica, las bolas quedan pegadas a la pared del molino y la molienda del material que se ha cargado no se produce, porque sencillamente no se produce la fuerza de rozamiento necesaria para que se realice el rompimiento de las partículas. Por este motivo el molino deber trabajar a velocidades inferiores a la crítica. Generalmente se recomienda una velocidad igual al 80% de la velocidad crítica.

Relaciones entre los Elementos Variables

El diámetro del molino, su velocidad, y el diámetro de los elementos molidores son los elementos variables del proceso. Teniendo en cuenta que en la molienda se emplean elementos molidores de distintos tamaños, las relaciones entre los elementos variables son:

- A mayor diámetro de bolas, mayor es la rotura de partículas grandes (percusión).
- A menor diámetro de bolas, mayor es la molienda de partículas pequeñas por una mayor superficie de los elementos molidores (fricción).
- A mayor diámetro de bolas, mejora la molienda de material duro (percusión).
- Para igual molienda, a mayor diámetro del molino o mayor velocidad, menor el diámetro necesario de bolas.

Tamaño Máximo de los Elementos Molidores

En los molinos de barras y bolas, como se mencionó anteriormente los todos los elementos molidores no tiene el mismo tamaño, sino que a partir de un diámetro máximo se hace una distribución de los mismos en tamaños inferiores. Luego, ingresando en tablas con el tamaño máximo de los elementos molidores, se obtiene la distribución porcentual y los respectivos diámetros de los componentes para efectuar la molienda.

Volumen de Carga

Los molinos de bolas y barras no trabajan totalmente llenos. El volumen ocupado por los elementos molidores y el material a moler referido al total del cilindro del molino es lo que se denomina Volumen de Carga. Habitualmente es del 30% al 40%, y de este volumen, el material a moler ocupa entre una 30% a un 40%.

Potencia

La potencia máxima se desarrolla cuando el volumen de carga es del 50% aproximadamente, sin embargo, generalmente se trabaja entre un 30% y un 40% ya que como la curva es bastante plana, la potencia entregada es similar a la del 50%.

Tipos de Molienda: Molienda Húmeda y Molienda Seca

La molienda se puede hacer en seco o agregando agua al material a moler y en este caso se hace una molienda húmeda (formando suspensiones de sólidos en agua). La molienda húmeda se usa en la molienda de minerales ya que tiene dos ventajas importantes: bajo ruido y no se genera polvo (material particulado). En la molienda húmeda el material a moler es mojado en el líquido elevando su humedad, favoreciéndose así el manejo y transporte de pulpas, que podrá ser llevado a cabo por ejemplo con bombas en cañerías. En la molienda húmeda moderna, luego del proceso de desintegración, la clasificación de partículas se llevará a cabo en hidrociclones y si se desea concentrar el mineral se podrá hacer una flotación por espumas. El líquido, además, tiene un efecto refrigerante con los calores generados en el interior.

2.2.3. Molinos de bolas

Estos molinos operan con bolas de hierro (o aleaciones antiabrasivas especiales) fundido o acero forjado, con razones de largo/día, 1,5: 1 o menos. El diámetro de bolas usadas varía entre 4" para molienda gruesa y 3/4" para molienda fina y remolienda de concentrados u otros productos intermedios. Estos pueden ser utilizados como molinos de molienda primaria, secundaria y remolienda. Los molinos de bolas para molienda primaria son de forma cilíndrica y de gran tamaño y en su interior la carga molidora o bolas también son de gran diámetro (3-4 1/2"), ocupan el 45% del volumen del molino y trabajan en circuito abierto. En el caso de molinos de bolas de molienda secundaria y de remolienda por lo general son de forma tubular, es decir, su diámetro es ligeramente menor que su largo y trabajan en circuito cerrado con clasificadores mecánicos (rastrillos, espirales) o hidrociclones para maximizar su rendimiento y para evitar sobre molienda que es perjudicial para la concentración.

Los molinos de bolas constituyen hoy día la máquina de molienda más usada y mejor estudiada como molino secundario o como molino único en circuitos de molienda en una sola etapa, que parecen corresponder a la tendencia actual para plantas concentradoras de escalas pequeñas a medianas.

En cuanto a plantas de mayor capacidad y/o de minerales complejos polimetálicos cuyo tratamiento conduce a problemas de diferenciación de varios concentrados selectivos, si bien se prefiere molienda en una sola etapa previa a la concentración (flotación), es frecuente remoler concentrados o productos intermedios.

Partes del molino de bolas:

Blindajes: (conocidos también como forros o chaquetas).

El interior de los molinos está revestido con placas de blindaje. Existen diferentes formas de placas de blindaje para aumentar el rendimiento del molino, la regularidad de la molienda, disminuir el desgaste, así como el consumo de energía por tonelaje producida. Los materiales empleados en la fabricación de los blindajes, depende esencialmente del tipo de material que se va a moler y a las condiciones en las que se va a moler.

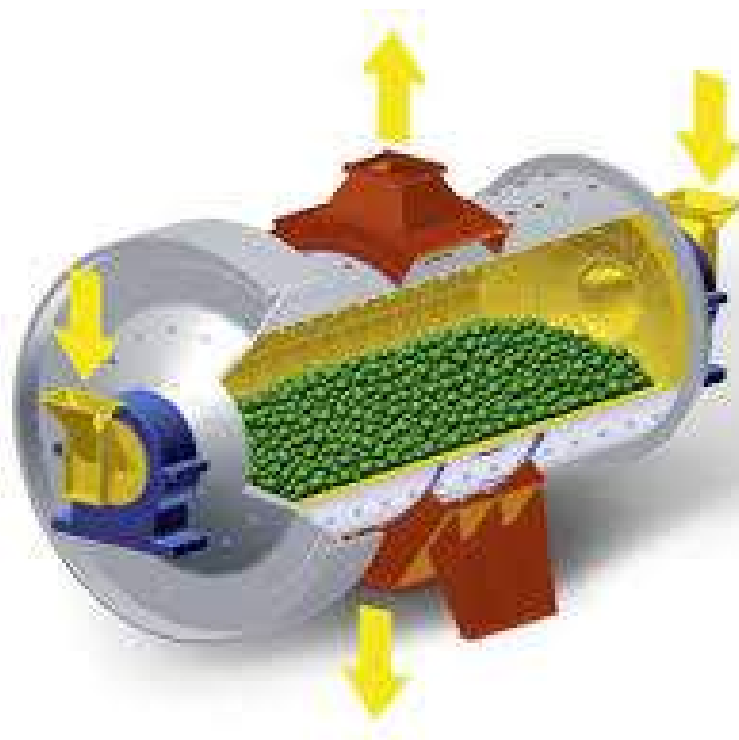


Figura 5. Molino de bolas mostrando su estructura básica.

La importancia de los choques aumenta con la dimensión de los cuerpos molidores, el diámetro del molino, la velocidad de rotación, mientras que un fuerte coeficiente de relleno disminuye la intensidad. El desgaste de los cuerpos molidores y de los blindajes es hasta 15 veces más elevado en el ambiente húmedo que en el ambiente seco.

De una manera general, los materiales destinados a la molienda deben estar provistos para resistir a la abrasión sobre choques repetidos, no deben de romperse ni deformarse.

Actualmente se fabrican y utilizan blindajes de goma o jete con o sin estructura metálica interna. Las experiencias realizadas con este tipo de blindajes demuestran una mayor duración o resistencia a la abrasión con respecto a los blindajes metálicos.

Cuerpos molidores

En los molinos de bolas, los cuerpos molidores son bolas generalmente esféricas. En la fabricación de bolas intervienen una serie de aleaciones, siendo el material base el acero al carbono. A éste se le agrega Ni, Cr, Mo, V, con el objeto de aumentar alguna propiedad específica como puede ser dureza, permeabilidad, etc. La determinación del tamaño adecuado de las bolas se hace de acuerdo con pruebas en planta porque estas dependen mucho del material a moler y el producto a obtener.



Figura 6. Cuerpos molidores del molino de bolas.

Porcentaje de sólidos en las pulpas:

En la molienda húmeda, la humedad de molienda es máxima cuando el porcentaje de los sólidos en la pulpa alcanza a 75 - 80% para los molinos de bolas y 70% para los molinos de barras.

Si la pulpa es espesa, los cuerpos molidores son envueltos en mineral, lo que aumenta la capacidad de molienda, si por el contrario la pulpa es diluida, los cuerpos molidores no son cubiertos por mineral y la molienda es menos selectiva.

Variables de operación del molino de bolas.

Son los factores que al regular éstos determinan una mayor capacidad en el molino. Estas variables son las siguientes:

Carga de mineral

La alimentación de mineral a los molinos debe de ser en cantidad constante (pasa), para tal efecto los alimentadores de mineral deben de cumplir con esta función, además, en casi todas las plantas existen balanzas automáticas que registran el peso de mineral alimentado a los molinos, van acumulando éstos para referirlo al tratamiento diario. La alimentación de mineral a los molinos debe de cumplir la regularidad en tamaño, es decir, que el tamaño de las partículas de mineral alimentado al molino, una vez determinado éste (que debe ser el más apropiado para el tipo de mineral), se debe de cumplir con alimentar el mineral a ese tamaño. Ejemplo: 20% | Malla 65.

La carga de mineral se controla realizando los análisis de malla del mineral que se alimenta al molino y del producto de éste, es decir, de la descarga. La alimentación de carga se controla a un molino se debe procurar que sea la máxima posible. Es por eso que si entra al molino muy poca carga, habrá pérdida de tonelaje y se gastarán inútilmente cuerpos molidores y blindajes; si por el contrario, entra demasiada carga de mineral, el molino se sobrecargará y al descargarlo se perderá tiempo y tonelaje.

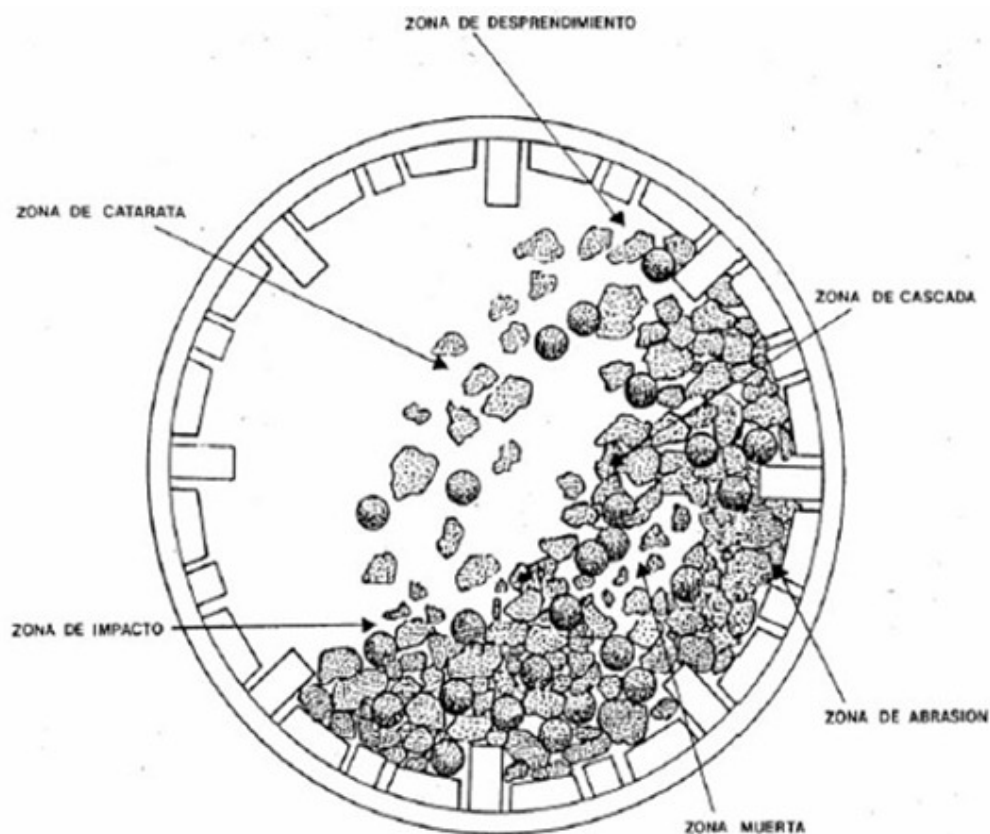


Figura 7. Movimiento de la carga de un molino que opera a velocidad normal

Alimentación de agua

Esta variable se controla tomando la densidad de descarga de los molinos, esta densidad debe de estar entre ciertos límites, si ésta es demasiado baja quiere decir que en el molino hay una mayor cantidad de agua que la requerida, por lo tanto el molino no muele ya que las partículas de mineral tienen una mayor velocidad de desplazamiento saliendo la pulpa con mucha rapidez y así no le permite al molino entregar un producto de las especificaciones en malla requerida; cuando hay muy poco agua quiere decir que la densidad es muy alta, tal que la carga avanza muy lentamente en el molino perdiendo capacidad lo que motivará estar más bajo de lo normal. Por otro lado, cuando la alimentación de agua es deficiente, el barro se vuelve muy espeso alrededor de las bolas o barras impidiendo buenos golpes porque el barro los amortigua, por lo tanto, no habrá buena molienda.

Carga molidora

Esta carga está dada por la carga inicial recomendada en los catálogos del fabricante y para la carga diaria, por los datos estadísticos de operación de cada planta, para la alimentación en el tamaño de bolas, diámetro de las barras. Juegan un papel importante la estadística de la carga diaria y de los análisis granulométricos que se realizan en laboratorio experimental. El consumo de los cuerpos molidores en una planta está dado en función al tonelaje tratado, a la dureza del mineral al tamaño de la carga de mineral alimentado y a la finura de la molienda, o sea, al producto de la malla a la que se quiere llegar.

2.2.4. Parámetros que afectan el funcionamiento del molino.

Toda molienda se reduce a administrar y controlar correctamente las variables. Estas variables se pueden controlar por:

El sonido de las barras o bolas en el molino

Este sonido nos señala la cantidad de carga dentro del molino y debe de ser ligeramente claro. Si las bolas hacen un ruido muy serio es porque el molino está sobrecargado, por exceso de carga o poca agua. Si el ruido es excesivo es porque el molino está descargado o vacío por poca carga o exceso de agua.

La densidad de la descarga del molino

Es también una manera de controlar las variables agua y carga. El porcentaje de sólidos en la molienda debe de mantenerse cerca del 67%, equivalente a 2500 – 3500 g/L de densidad.

El amperaje

Mediante el amperímetro, que es un aparato eléctrico que está conectado con el motor eléctrico del molino. Su misión es señalar cual es el amperaje o consumo de corriente eléctrica que hace el motor. El amperímetro debe de marear entre determinados límites, por lo general en los molinos.

2.3. Marco conceptual.

Conminución

Proceso aplicado al tratamiento físico de los minerales que comprende dos etapas: chancado y molienda, cuyo objetivo es disminuir el tamaño de la partícula mineral.

Chancado.

Operación en la cual se reduce el tamaño de trozos grandes de mineral desde 60 pulgadas hasta los 3/8" o 1/2".

Molienda.

Operación en la cual se reduce el tamaño de la partícula mineral desde 1/2" hasta la malla # 400, que es un material finísimo.

Tamizado.

Operación de separación de partículas a través de un cedazo de apertura regulada.

Granulometría

Es el estudio que permite determinar la distribución estadística del tamaño de las partículas obtenidas de un material pulverizado.

Dureza.

Es la resistencia que ofrece un material a ser rayado, penetrado o fracturado. Cuanta mayor es la dureza, más resistente a la fragmentación es el mineral.

2.4. Metodología de la investigación

Tipo, Nivel y Diseño de la Investigación.

Tipo de investigación: Aplicada

Nivel: Explicativa.

Diseño: Experimental.

Población y muestra.

Población.

La población de estudio estuvo conformada por mineral polimetálico aurífero que contiene una alta concentración de cuarzo y de pirita, que se procesa en las plantas de cianuración de Nasca.

Muestra:

La muestra estuvo conformada por 50 kg de mineral polimetálico tomado de la cancha de minerales de la planta Victoria de Nasca.

Técnicas de recolección de información.

Las técnicas empleadas fueron las técnicas operativas de la química analítica.

Instrumentos de recolección de información.

Los instrumentos fueron los ensayos de laboratorio tanto químicos y de tamizaje.

Técnicas de análisis e interpretación de datos.

Se hizo el análisis estadístico de datos, con las respectivas tabulaciones e interpretación y discusión de resultados.

2.5. Desarrollo experimental.

2.5.1. Chancado.

MATERIALES:

- Balanza granataria
- Chancadora de quijada 21/4x31/2
- Recipientes plásticos de 20 litros de capacidad.
- Tamices de Malla # ½”
- Equipo de protección personal

PROCEDIMIENTO:

Se esa las muestras de mineral poniéndolas luego en bolsas de polietileno debidamente rotuladas y se cierran con cuidado.

Se limpia muy bien la chancadora para evitar contaminación, eliminando las partículas finas que quedan en las ranuras.

Se procede a hacer el chancado con porciones de 2 kg de mineral. El mineral chancado que va saliendo se pasa por el tamiz de ½” y el material de mayor tamaño se devuelve a la chancadora para volverla a pasar, de esta manera se prosigue hasta que pase el 100% de la muestra traída al laboratorio.

Para tamizar, el tamiz seleccionado se coloca en la boca del balde y se hace pasar por el mineral chacado.

Todo el mineral chancado se apila en una superficie limpia y se homogeniza para luego hacer el cuarteo.

Cuarteo del mineral.

MATERIALES:

Regla de cuarteo

Manta para el cuarteo

Cuchara para cuartear

Bolsas de 2kg

Balanza granataria.

PROCEDIMIENTO:

El mineral chancado que tiene un diámetro no mayor a 2 mm (malla #10) se coloca sobre una manta resistente y no porosa del tamaño conveniente para la cantidad de muestra y luego entre dos personas ejecutan el roleo para homogenizar la muestra.

Luego se apila el mineral dándole la forma de un cono, repitiendo la operación dos o tres veces hasta lograr un material homogéneo.

Luego se achata el cono hasta obtener una torta de espesor 5cm aproximadamente y con una regla se divide en cuatro, eliminándose dos cuartos que están frente a frente, con los dos restantes se repite la formación del cono y la torta y el cuarteo, para eliminar os partes más y así hasta obtener una muestra de 500 g

Esta muestra se divide en tres partes y se guardan en bolsas de plástico rotuladas, hasta el momento en el que se van a hacer los análisis del mineral.

Molienda del mineral

MATERIALES:

- Molino de bolas
- Balde de 5 litros
- Cronómetro
- Probeta graduada de 1L
- Pizeta
- Cocinilla eléctrica
- Rodillo de plástico
- Balanza Tecnoquímica

PROCEDIMIENTO:

Se limpia el molino utilizando 200g de arena, 5g de cal y medio litro de agua que se echan al molino junto con las bolas se hace funcionar por 1 minuto el molino y se lava tanto las bolas como el molino con la pizeta.

En esta primera parte moleremos el mineral para hallar su curva de moliendabilidad y el tiempo estimado para que el mineral este a 60% malla # 200, lo cual se va comprobando mediante tamizaje. La molienda aquí es seca y sin agregar reactivos. Esta muestra molida se emplea luego en los análisis del mineral. La molienda se repite tres veces.

100 g de muestra se pasan por tamiz #200 se pesa y se calcula el % sólidos en peso que han pasado la malla 200, se hace los apuntes necesarios.

ANÁLISIS DEL MINERAL.

Antes de proceder a realizar los ensayos de molienda del mineral duro y blando, se realizó el análisis químico cuantitativo del mineral, entre estos análisis químicos se han realizado los siguientes:

- Determinación de hierro, método volumétrico
- Determinación de cobre, método volumétrico
- Determinación de zinc, método volumétrico.
- Determinación de Aluminio, método volumétrico.

- Determinación de plomo, método volumétrico.
- Determinación de Sílice, método gravimétrico
- Determinación de azufre, método volumétrico
- Determinación de oro, método gravimétrico.
- Determinación de plata, método gravimétrico.

Análisis granulométrico por tamizado.

ALCANCE

Esta Norma se emplea para clasificar la distribución del tamaño de las partículas por tamizado de minerales de todo tipo.

FUNDAMENTO DEL MÉTODO

Este método se basa en pesar la muestra y hacerla pasar por un juego de tamices, pesando el retenido en cada tamiz, y determinar el porcentaje de este con relación a la masa de la muestra inicial.

APARATOS Y MATERIALES

- Juego de tamices de la serie Tyler.
- Horno de secado.
- Balanza de precisión.
- Ro tap (sacudidor universal)
- Cepillo de nylon.
- Brocha de cerda animal.
- Cuarteadores manuales.
- Capsulas de evaporación.
- Pala.
- Rociador de agua.
- Desecadoras.
- Baño ultrasónico.

PREPARACIÓN DE LA MUESTRA

La muestra inicial se lleva a secado a una temperatura de $105^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$ por 3 horas para eliminar la humedad, después de lo cual se enfría y se homogeniza para proceder al cuarteo.

Para el análisis de laboratorio con tamices de ensayo de malla # 200 de diámetro se tomarán las cantidades de muestra de acuerdo con la tabla.

Tabla 2.1

Peso de la porción de muestra para ensayo granulométrico

Tamaño nominal máximo de las partículas, mm	Peso de la porción de muestra para ensayo g
0,149	100
4,76	500
25	1000
38	1500
71	2000

Para que las mallas no se dañen durante el tamizaje, el diámetro de las partículas mayores de la carga no excederá el valor de:

$$10 \times W^{0,3}, \text{ mm}$$

Donde:

W es la abertura nominal del tamiz

PROCEDIMIENTO.

Preparación y limpieza de los tamices de ensayo o juego de tamices.

En caso de tamices que van a ser utilizados por primera vez, estos serán desengrasados y limpiados. La limpieza de los tamices será llevada a cabo con gran cuidado para que la malla no sea dañada.

En los tamices con abertura igual o mayor a 500 μm , la limpieza será realizada utilizando una brocha para eliminar el remanente en el tamiz.

Para tamices con abertura menor que 500 μm la limpieza debe hacerse con sumo cuidado para no dañarlo. En este caso se puede golpearlos ligeramente para retirar las partículas atrapadas.

A veces se tiene que lavar los tamices finos con una solución de agua y jabón tibia. Después de lavados deben ser secados.

Tiempo de tamizado.

El tiempo de tamizado depende de las características del material, el volumen de la carga inicial, la intensidad del tamizado y la abertura del tamaño nominal de los tamices.

Un tiempo de tamizado fijo basado en la experiencia puede ser conveniente.

En la tabla 2.2 se dan ejemplos como una indicación general de tiempo de tamizado por vía seca que pueden tomarse en cuenta.

Tabla 2.2
Ejemplos de tiempo de tamizado usando
el método por vía seca

Abertura del tamiz mm	Tiempo para tamizado manual, min	Tiempo para tamizado mecánico, min.
4 y mayores	3	3
-4 a 1	Variable	5
-1	Variable	20

TAMIZADO POR VÍA SECA

Tamizado manual

- a) Se pesa el mineral a tamizar en las cantidades indicada en la tabla 2.1.
- b) Para el análisis de laboratorio se emplea tamices de malla # 200.
- c) Se arma el juego de tamices en forma decreciente de acuerdo con su abertura nominal unida a un fondo de tamices.
- d) Colocar el juego de tamices sobre el sacudidor universal e inicie su funcionamiento, estableciendo previamente el tiempo de tamizado.
- e) Terminado el tiempo se detiene el sacudidor universal y se deja reposar unos 5 minutos.
- f) Pese las fracciones de tamaño de partículas separadas individualmente.

Tamizado mecánico

Este procedimiento es aplicable a cualquier tamaño de partícula usando un tamiz simple o un juego de tamices y se procede de la siguiente forma:

- a) Pese la porción de ensayo según la cantidad necesaria indicada en la tabla 2.1.
- b) Monte el juego de tamices de mayor abertura en la parte superior y el fondo de tamiz en la base.
- c) Coloque la carga en el tamiz superior y ajuste la tapa.
- d) Monte el juego de tamices en el vibrador mecánico y conecte el equipo.
- e) Detenga la operación cuando se alcance el tiempo de tamizado fijado o el punto final de tamizado y compruebe el tamizado manualmente en cada tamiz de acuerdo con el procedimiento anteriormente descrito.
- f) Pese las fracciones de tamaño de partículas separadas individualmente.



Figura 8. Juego de tamices en el ro-tap.

III. RESULTADOS

3.1. Resultados obtenidos.

3.1.1 Resultado del estudio de composición mineralógica del mineral duro

Tabla 3.1

Análisis mineralógico de la muestra mineral de alta dureza

Componente	Fórmula	Dureza (H)	Resultado
Pirita	FeS ₂	6 – 6,5	+++
Cuarzo	SiO ₂	7	++
Hematita	Fe ₂ O ₃	5 – 6,5	+
Magnetita	Fe ₃ O ₄	5 – 6,5	+
Arsenopirita	FeAsS	5,5 – 6	++
Marcasita	FeS ₂	6 – 6,5	++
Oro	Au	2,5 – 3	+
Plata	Ag	2,5 - 3	+

Fuente: Datos experimentales.

Observación:

- +++ Mayor presencia
- ++ Presencia significativa
- + Menor presencia.

La tabla 3.1 muestra los resultados del análisis mineralógico cualitativo del mineral de alta dureza, es decir, que tiene una dureza superior a 5 en la escala de Mohs. Como se observa la especie mineralógica pirita es el más abundante y su dureza es de 6 – 6,5, el cuarzo tiene una presencia significativa y su dureza es 7, posee hematita y magnetita que tienen una dureza similar (5 – 6,5), también hay arsenopirita que tiene una dureza de 5,5 – 6 y marcasita que tiene dureza entre 6 y 6,5 en la escala de Mohs.

3.1.2. Resultados del análisis mineralógico del mineral blando.

Tabla 3.2

Análisis mineralógico cualitativo de la muestra de baja dureza

Componente	Fórmula	Dureza (H)	Resultados
Esfarelita	ZnS	3,5 -4	++
Galena	PbS	2 – 2,7	++
Calcosina	Cu ₂ S	2,5 -3	+
Covelina	CuS	1,5 – 2	++
Pirrotita	Fe ₇ O ₈	3,5 -4,5	++
Calcopirita	CuFeS ₂	3,5 – 4	+++
Pirrotina	Fe ₇ S ₈	3,5 – 4,5	+
Tetrahedrita	(Cu,Fe) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	3,5 – 4	+
Oro	Au	2,5 - 3	+
Plata	Ag	2,5 - 3	+

Fuente: Datos experimentales.

Nota:

- +++ Mayor presencia
- ++ Presencia significativa
- + Menor presencia.

La tabla 3.2 muestra los resultados del análisis mineralógico cualitativo del mineral de baja dureza, es decir, que tiene una dureza por debajo de 5 en la escala de Mohs. Como se observa la especie mineralógica tienen una dureza máxima que alcanza los 4,5 y la mínima es de 1,5 como en el caso de la calcosina.

3.1.3. Resultado del análisis mineralógico del mineral de dureza mixta.

Tabla 3.3

Análisis mineralógico del mineral de dureza mixta

Componente	Fórmula	Dureza (H)	Resultado
Pirita	FeS ₂	6 – 6,5	+++
Cuarzo	SiO ₂	7	++
Hematita	Fe ₂ O ₃	5 – 6,5	+
Magnetita	Fe ₃ O ₄	5 – 6,5	+
Arsenopirita	FeAsS	5,5 – 6	++
Marcasita	FeS ₂	6 – 6,5	++
Esfarelita	ZnS	3,5 – 4	++
Galena	PbS	2 – 2,7	++
Calcosina	Cu ₂ S	2,5 – 3	+
Covelina	CuS	1,5 – 2	++
Pirrotita	Fe ₇ S ₈	3,5 – 4,5	++
Calcopirita	CuFeS ₂	3,5 – 4	+++
Tetrahedrita	(Cu,Fe) ₁₂ Sb ₄ S ₁₃	3,5 – 4	+
Oro	Au	2,5 – 3	+
Plata	Ag	2,5 - 3	+

Fuente: Datos experimentales.

Nota:

+++ Mayor presencia

++ Presencia significativa

+ Menor presencia.

La tabla 3.3 muestra los datos obtenidos en el análisis mineralógico del mineral de dureza mixta que se obtuvo mezclando las muestras de minerales duros y blandos, cuya dureza se considera promedio ya que los minerales blandos son los que se encuentran en mayor proporción.

3.1.4. Resultados de la molienda de la muestra de dureza superior a 5 en la escala de Mohs en diferentes tiempos.

Tabla 3.4

Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 10 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	765,8	76,58	231,7	23,17	2,5
02	766,3	76,63	230,2	23,02	3,5
03	765,2	76,52	232,5	23,25	2,3
04	764,9	76,49	232,0	23,20	3,1
05	767,1	76,71	231,4	23,14	1,5
Promedio	765,9	76,58	231,6	23,16	2,6

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.4 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral duro durante 10 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 76,58% y del pasante de 23,16%, registrándose una pérdida de 2,6 g de material.

Tabla 3.5

Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 11 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	708,7	70,87	288,3	28,83	3,0
02	709,3	70,93	287,4	28,74	3,3
03	708,4	70,84	286,7	28,67	4,9
04	707,2	70,72	288,2	28,82	4,6
05	707,8	70,78	286,6	28,66	5,6
Promedio	708,3	70,83	287,4	28,74	4,3

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.5 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral duro durante 11 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 70,83% y del pasante de 28,74%, registrándose una pérdida de 4,3 g de material.

Tabla 3.6

Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 12 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	675,6	67,56	321,2	32,12	3,2
02	674,9	67,49	320,8	32,08	4,3
03	674,6	67,46	321,4	32,14	4,0
04	675,1	67,51	321,0	32,10	3,9
05	675,2	67,52	320,7	32,07	4,1
Promedio	675,1	67,51	321,0	32,10	3,9

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.6 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral duro durante 12 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 67,51% y del pasante de 32,10%, registrándose una pérdida de 3,9 g de material.

Tabla 3.7

Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 13 minutos

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	622,6	62,26	374,5	37,45	2,9
02	623,1	62,31	374,1	37,41	2,8
03	622,2	62,22	373,3	37,33	4,5
04	623,5	62,35	373,4	37,34	3,1
05	622,2	61,22	374,2	37,42	3,6
Promedio	622,7	62,27	373,9	37,39	3,4

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.7 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral duro durante 13 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 62,27% y del pasante de 37,39%, registrándose una pérdida de 3,4 g de material.

Tabla 3.8

Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 14 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	568,9	56,89	428,3	42,83	2,8
02	567,6	56,76	427,5	42,75	4,9
03	567,9	56,79	427,8	42,78	4,3
04	568,3	56,83	427,1	42,71	4,6
05	568,1	56,81	428,2	42,82	3,7
Promedio	568,2	56,82	427,8	42,78	4,1

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.8 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral duro durante 14 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 56,82% y del pasante de 42,78%, registrándose una pérdida de 4,1 g de material.

Tabla 3.9

Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 15 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	482,4	48,24	512,9	51,29	4,7
02	482,7	48,27	513,6	51,36	3,7
03	483,1	48,31	513,5	51,35	4,2
04	482,3	48,23	513,2	51,32	4,5
05	481,7	48,17	513,1	51,31	5,2
Promedio	482,4	48,24	513,3	51,33	4,5

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.9 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral duro durante 15 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 48,24% y del pasante de 51,33%, registrándose una pérdida de 4,5 g de material.

Tabla 3.10

Ensayo de molienda mineral duro, tiempo: 16 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	387,2	38,72	608,2	60,82	4,6
02	386,3	38,63	607,4	60,74	6,3
03	386,5	38,65	607,6	60,76	5,9
04	387,1	38,71	607,9	60,79	5,0
05	386,9	38,69	607,7	60,77	5,4
Promedio	386,8	38,68	607,8	60,78	5,4

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.10 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral duro durante 16 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 38,68% y del pasante de 60,78%, registrándose una pérdida de 5,4 g de material.

3.1.5. Resultados de la molienda de la muestra de dureza menor a 5 en la escala de Mohs en diferentes tiempos.

Tabla 3.11

Ensayo de molienda mineral blando, tiempo: 8 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	637,3	63,73	357,2	35,72	5,5
02	637,8	63,78	356,8	35,68	5,4
03	636,4	63,64	357,1	35,71	6,4
04	636,7	63,67	356,5	35,65	6,8
05	636,5	63,65	357,1	35,71	6,4
Promedio	636,9	63,69	356,9	35,69	6.1

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.11 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral blando durante 10 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 63,69% y del pasante de 35,69%, registrándose una pérdida de 6,1 g de material.

Tabla 3.12

Ensayo de molienda mineral blando, tiempo: 9 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	512,6	51,26	484,7	48,47	2,7
02	512,2	51,22	485,2	48,52	2,6
03	511,8	51,18	484,4	48,44	3,8
04	512,4	51,24	484,3	48,43	3,3
05	511,9	51,19	485,0	48,50	3,1
Promedio	512,2	51,22	484,7	48,47	3,1

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.12 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral blando durante 10 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 51,22% y del pasante de 48,47%, registrándose una pérdida de 3,1 g de material.

Tabla 3.13

Ensayo de molienda mineral blando, tiempo: 10 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	376,3	37,63	619,5	61,95	4,2
02	375,8	37,58	618,4	61,84	5,8
03	376,1	37,61	619,1	61,91	4,8
04	375,4	37,54	618,7	61,87	5,9
05	375,1	37,51	618,2	61,82	6,7
Promedio	375,7	37,57	618,8	61,88	5,5

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.13 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral blando durante 10 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 37,57% y del pasante de 61,88%, registrándose una pérdida de 5,5 g de material.

3.1.6. Resultados de la molienda de la muestra de dureza mixta en diferentes tiempos.

Tabla 3.14

Ensayo de molienda mineral de dureza mixta, tiempo: 10 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	756,3	75,63	239,6	23,96	4,1
02	755,6	75,56	240,2	24,02	4,2
03	756,7	75,67	239,2	23,92	4,1
04	755,4	75,54	239,8	23,98	4,8
05	755,7	75,57	239,7	23,97	4,6
Promedio	755,9	75,59	239,7	23,97	4,4

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.14 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral de dureza mixta durante 10 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 75,59% y del pasante de 23,97%, registrándose una pérdida de 4,4 g de material.

Tabla 3.15

Ensayo de molienda mineral de dureza mixta, tiempo: 12 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	661,2	66,12	335,7	33,57	3,1
02	660,4	66,04	336,4	33,64	3,2
03	660,7	66,07	335,3	33,53	4,0
04	661,5	66,15	335,1	33,51	3,4
05	661,3	66,13	336,2	33,62	2,5
Promedio	661,0	66,10	335,7	33,57	3,2

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.15 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral de dureza mixta durante 12 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 66,10% y del pasante de 33,57%, registrándose una pérdida de 3,2 g de material.

Tabla 3.16

Ensayo de molienda mineral de dureza mixta, tiempo: 14 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	558,1	55,81	437,4	43,74	4,5
02	559,2	55,92	436,8	43,68	4,0
03	558,3	55,83	437,2	43,72	4,5
04	558,7	55,87	436,6	43,66	4,7
05	558,4	55,84	437,1	43,71	4,5
Promedio	558,5	55,85	437,0	43,70	4,4

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.16 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral de dureza mixta durante 14 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 55,85% y del pasante de 43,70%, registrándose una pérdida de 4,4 g de material.

Tabla 3.17

Ensayo de molienda mineral de dureza mixta, tiempo: 16 minutos.

N°	Retenido		Pasante		Pérdida, g
	Peso, g	%	Peso, g	%	
01	386,1	38,61	610,5	61,05	3,4
02	385,6	38,56	611,2	61,12	3,2
03	385,7	38,57	610,4	61,04	3,9
04	386,2	38,62	610,3	61,03	3,5
05	385,3	38,53	611,3	61,13	3,4
Promedio	385,8	38,58	610,7	61,07	3,5

Fuente: Datos experimentales.

Peso de la muestra: 1000 g

Malla # 200

La tabla 3.17 muestra los resultados promedios de la molienda a la que fue sometido el mineral de dureza mixta durante 16 minutos y luego tamizado en malla # 200, como se observa, el porcentaje de retenido es de 38,58% y del pasante de 61,07%, registrándose una pérdida de 3,5 g de material.

IV. DISCUSIÓN

En esta investigación con el fin de reunir los datos necesarios para demostrar la hipótesis se han diseñado un conjunto de experimentos, en los cuales se trabajó con minerales duros como la pirita (H 6 - 6,5) la arsenopirita (H 5,5 – 6) y el cuarzo (H 7) los cuales ofrecen una mayor resistencia al impacto de los cuerpos moledores (bolas) que caen unas sobre otras sobre el mineral y la carcasa del molino y a la abrasión de sus partículas entre los cuerpos. Con materiales duros, con una dureza mayor a 5 en la escala de Mohs, la abrasión, es decir, la acción mecánica de rozamiento y desgaste que provoca la erosión de un material se ve disminuida y requiere de un mayor tiempo para poder cumplir su función adecuadamente, lo mismo sucede con el impacto, el cual en condiciones de la molienda se produce en cierto sector de la superficie de molienda que corresponde a la periférica. El efecto abrasivo de la actividad por cascada no tiene mayor importancia cuando se produce en el molino en movimiento ya que en este caso las bolas ruedan sobre ellas causando un mínimo efecto, La abrasión es realmente efectiva cuando se produce por efecto catarata, las bolas se separan del conjunto y de manera aislada caen al voltear el molino produciendo un efecto contundente, pero este régimen de movimiento de las bolas es muy limitado en cada vuelta del molino, se circunscribe a un 10% del total del efecto molidor, es una de las razones por las cuales la molienda de minerales de alta dureza, requieren de mayor tiempo; en nuestro caso se requirió hasta 16 minutos para lograr que ese tipo de minerales sea molido hasta malla # 200 y pase por el tamiz el 60%.

Los minerales blandos sin embargo no requieren de mucho tiempo para lograr que el pasante por la malla # 200 alcance el 60% en el molino de bolas en un promedio de 10 minutos se logra este objetivo, una retención mayor del mineral blando en el molino en movimiento genera excesivos finos (laminas) los cuales afectan el proceso de flotación disminuyendo el rendimiento del proceso y pérdida de los materiales valiosos.

Los ensayos con el mineral mixto, es decir con aquel que contiene especies mineralógicas blandas y duras en proporciones significativas, nos han permitido establecer que el tiempo de molienda es el mismo que con los minerales duros, lo que quiere decir que la presencia de estos son los que gobiernan el tiempo de molienda.

V. CONCLUSIONES

1. Experimentalmente se ha determinado que la composición mineralógica y química de los minerales polimetálicos influyen en el tiempo de molienda y la granulometría obtenida en el molino de bolas., siendo los minerales duros como la pirita y el cuarzo los que determinan el tiempo de molienda requerido.
2. La dureza de los componentes de minerales polimetálicos es heterogénea ya que existen componentes como la pirita, el cuarzo y la arsenopirita que tienen una dureza superior a 5 en la escala de Mohs y otros como la covelina, calcopirita, galeno cuyas durezas son inferiores a 5. (ver tabla 3.3)
3. Los factores que permiten la eficiencia de la molienda de los minerales polimetálicos son el tiempo de residencia y la densidad de la pulpa cuando se trabaja en condiciones de molienda húmeda.

VI. RECOMENDACIONES

- a. Se recomienda realizar ensayos con cantidades mayores de mineral polimetálico de alta dureza en molinos de mayor capacidad para verificar los datos obtenidos en la presente investigación y que luego sean aplicados a nivel industrial.
- b. Se recomienda estudiar la posibilidad de retirar del mineral la mayor parte del cuarzo antes de someterlo a molienda para evitar sus efectos negativos en la operación de molienda. Sobre todo para acortar los tiempo de molienda y abaratar costos.

VII. FUENTES DE INFORMACIÓN.

- [1] C. Delgado, “Evaluación de la posibilidad de sustituir los métodos de molienda semi autógeno y la molienda en molinos de bolas por otra tecnología que permita un mayor rendimiento”, Tesis, México, Universidad Autónoma, 2016.
- [2] C. Ortiz, “Diseño de un molino de bolas con eje de giro desplazado a diferentes distancias desde su posición central, para molienda húmeda de minerales”, Tesis, Chile, Universidad de Santiago, 2019.
- [3] L. Porras, “Disipación de la energía mecánica durante la operación de molienda en función a la reducción del tamaño de la partícula de minerales de diferente dureza”, Tesis, Ecuador, Universidad Nacional de Quito, 2015.
- [4] E. Díaz, “Obtención de un modelo geometalúrgico predictivo del consumo de medios de molienda, basado en el pH de molienda, el tiempo de conminución, la abundancia másica porcentual de minerales sulfurados y la dureza del mineral expresada en términos del Bond Work index”, Tesis, Chile, Universidad de Copiapo, 2018.
- [5] M. Arroyo, “Determinación del nivel de desgaste de los medios moledores cuando se emplea agua de mar en la operación de molienda, sin haber desalinizado el agua”, Tesis, Ecuador, Universidad Nacional, 2019.
- [6] P. Huamán, “Determinación de los parámetros adecuados para el diseño de un molino de bolas para molienda de sulfuros y óxidos de minerales”, Tesis, Perú, Universidad Nacional del Centro, 2016.
- [7] E. Echevaudis y Y Pérez, “Determinación del tamaño de partícula óptima en molienda para la concentración por flotación de sulfuro de plomo a partir de un mineral polimetálico”, Tesis, Perú, Universidad Nacional del Altiplano, Puno, 2017.
- [8] D. Zumarán, “Evaluación de la influencia del índice de trabajo de Bond, el tiempo de molienda y la distribución de tamaño de bola en el tamaño de partícula del producto del molino de bolas a nivel de laboratorio”, Tesis, Perú, Universidad Nacional de Ingeniería, 2015.

VIII. ANEXO

MÉTODOS DE ANÁLISIS DEL MINERAL

a) Determinación de FeO .

PROCEDIMIENTO:

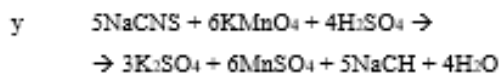
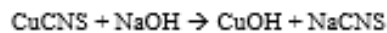
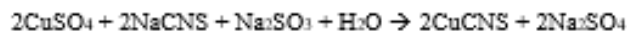
- De la muestra representativa seleccionada, se pesa 7 g con una aproximación de 0,0001 g, se disuelve el mineral pesado en 200mL de ácido sulfúrico N (195mL de agua y 5mL de ácido sulfúrico concentrado) en un matraz aforado de 250mL, se lleva a volumen con agua destilada y se homogeniza.
- Se toma 25mL de la solución, mediante pipeta y se pasa a un frasco cónico de 250mL, se agrega 25mL de ácido sulfúrico N y se titula con solución de permanganato de potasio 0,1N hasta obtener coloración rosa pálida permanente.
- Se repite con otras dos porciones de 25mL de la solución preparada.
- Las titulaciones efectuadas deben concordar en 0,1mL.
- Se calcula el tanto por ciento de óxido de hierro en la muestra analizada teniendo en cuenta que:

$$1 \text{ mL de } \text{KMnO}_4 \text{ 0,1N} = 0,05884 \text{ g de FeO}$$

b) Determinación del cobre.

Este método se basa en la precipitación del cobre como tiocianato cuproso, el cual se descompone después de filtrar con sulfito de sodio al 7-8% hirviendo y después de lavar el filtro con agua caliente, la solución se hace ácida con H_2SO_4 (1:1) y se titula con solución valorada de permanganato de potasio hasta color rosa permanente.

Durante el desarrollo del método se producen las siguientes reacciones químicas:



La solución del sulfocianuro cuproso en la manipulación de este método es posible que sufra una oxidación incompleta.

PROCEDIMIENTO.

1. Pesar de 0,5 a 2,0 gramos de muestra preparada a malla -100, y ponerla en un Erlenmeyer de 300mL.
2. Agregar 10-15mL de ácido nítrico y atacar a bajo calor, cuando ha cesado de desprender vapores nitrosos, agregar 0,1 g de clorato de potasio y seguir atacando a bajo calor, hasta que el volumen de la solución se reduzca a unos 7mL aproximadamente.

3. Agregar 5-10mL de ácido clorhídrico y continuar el ataque hasta que quede 7mL aproximadamente.
4. Agregar 5mL de ácido sulfúrico, seguir atacando hasta que comience a desprenderse vapores blancos, mantener en la plancha caliente hasta que se obtenga una masa pastosa, bajar y enfriar.
5. Agregar cuidadosamente 30mL de agua y calentar hasta ebullición, hervir por 5 minutos, bajar.
6. Filtrar en caliente, usando filtro N°2 ó 4, recibiendo el filtrado en un Erlenmeyer de 300mL. Lavar bien el recipiente usado para el ataque, limpiándolo si es preciso con una varilla protector de goma en su extremo para arrastrar todo el sólido que pudiera quedar en él. Lavar el precipitado 5 veces con pequeñas porciones de agua caliente, descartar el residuo del filtro.
7. Neutralizar la solución con hidróxido de amonio, hasta que aparezca precipitado de hierro, agregar HCl gota a gota hasta que desaparezca el precipitado, agregar dos gotas de exceso, lavar las paredes del frasco con agua caliente.
8. Agregar 10-20mL de solución de sulfito de sodio al 10 % y calentar.
9. Agregar 5-10mL de solución de sulfito de sodio al 10% y hervir unos minutos más. Agregar más sulfito si el color rojo persiste. El precipitado debe ser blanco lechoso.
10. Filtrar la solución en caliente, usando papel filtro N°5 (o doble papel filtro N°2 o N°4). Pasar todo el precipitado con agua caliente a un Erlenmeyer de 300mL. Descartar el filtrado.
11. Colocar debajo del embudo el frasco de 300mL. Disolver el precipitado de ~~CuSCN~~ con solución caliente de NaOH al 7% lavando dos veces, removiendo bien el precipitado.
12. Lavar 6 veces con pequeñas porciones de agua caliente. Descartar el residuo que queda en el papel filtro.
13. Dejar enfriar la solución. Agregar 25mL de ácido sulfúrico (1:1) al frasco y titular con solución valorada de permanganato de potasio.
14. Hacer una prueba en blanco usando los mismos reactivos. Descontar el blanco de la titulación.

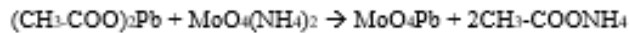
$$\%Cu = \frac{\text{Gasto x factor de la solución x 100}}{\text{Peso de la muestra}}$$

c. **Plomo - método del molibdato de amonio.**

FUNDAMENTO.

El plomo al estado de acetato se precipita con una solución estándar de molibdato de amonio. El final de la reacción se reconoce ensayando una gota del líquido con una gota de solución de ácido tánico (Indicador externo) que da un color amarillo en cuanto hay exceso de molibdato de amonio.

REACCION:



PROCEDIMIENTO.

1. Pesar de 0,5 a 2,5 gramos de muestra pulverizada a malla -100, en vaso de 250mL o 400mL.
2. Agregar de 10 a 15mL de ácido nítrico y atacar en la plancha a bajo calor, hasta que cese al desprendimiento de vapores nitrosos; después agregar aproximadamente 0,01 gramos de clorato de potasio y continuar atacando a bajo calor, hasta que quede aproximadamente en unos 7mL.
3. Agregar 10mL de ácido clorhídrico y seguir atacando en la plancha a bajo calor hasta que quede en unos 7mL aproximadamente. Bajar y dejar enfriar ligeramente.
4. Agregar de 10 a 15mL de ácido sulfúrico y colocar nuevamente en la plancha, primero a calor lento para que no salpique y después a calor fuerte esfumar hasta fuerte desprendimiento de humos blancos, durante 15 - 20 minutos. Bajar. Enfriar.
5. Diluir a 100mL con agua destilada. Hervir durante 10 minutos. Bajar, enfriar en la bandeja de refrigeración, durante 45 minutos.
6. Filtrar en papel filtro Whatman N°40 de 11 o 12 cm. (según la cantidad de precipitado) que contenga pulpa de papel. Pasar todo el precipitado del vaso al filtro, lavando dos veces al vaso con agua fría. Lavar el precipitado del filtro 5 veces con agua fría, sin llenar el embudo. Descartar el precipitado.
7. Colocar el papel filtro con el precipitado en vaso de 400mL (en el vaso original). Agregar después 200mL de agua destilada caliente y seguir hirviendo durante 15 minutos.
8. Titular en caliente con solución valorada de Molibdato de Amonio, usando solución de ácido tánico al 0,5% como indicador externo.
9. Calcular el % de Pb.

$$\% \text{ Pb} = \frac{\text{Gasto x factor de la solución x 100}}{\text{Peso de muestra}}$$

d. Plata- método de escorificación y copelación.

PROCEDIMIENTO.

1. Pesar 0,1 A.T. (Assay Ton) de muestra preparada a malla -100 en ~~escorificadores~~ de 2,5 que contenga 25 g de plomo granulado.
2. Agregar 2-3 g de bórax y mezclar bien con espátula.
3. Cubrir con unos 15 g de plomo granulado y encima cubrir con 4-5 gramos de Bórax.
4. Escorificar en la mufla eléctrica a 1100 °C. Primero con la puerta cerrada. Tan pronto se funda el plomo, se abre la puerta de la mufla para admitir aire a medida que la oxidación avanza, se forma alrededor del plomo un anillo de escoria. Se cierra la puerta unos minutos más para que toda la escoria quede líquida con el aumento del calor. Todo este proceso dura aproximadamente 30 minutos.
5. Vaciar el contenido de los ~~escorificadores~~ a los moldes. Dejarlo enfriar. Romper la escoria con un martillo y limpiar el botón por martilleo, dándole la forma de un cubo.
6. Los cubos deben tener un aproximado de 20-25 g, si posee mayor peso es necesario volver a escorificar. Cuando las muestras poseen mucho cobre, también es necesario hacer doble escorificación.

COPELACION.

1. Se calientan las copelas previamente enumeradas, unos 20 minutos antes de introducir los cubos de plomo (a unos 900°C)
2. Colocar los cubos de plomo con la pinza apropiada.
3. Tan pronto como se ha terminado de colocar los botones, se cierra la puerta de la mufla manteniendo la temperatura. (Unos 5 minutos).
4. Después que ha fundido se abre la puerta de la mufla y se deja bajar la temperatura hasta 800°C cuidando que el litargirio que se forma no se solidifique sobre la Ag
5. El Pb es absorbido por la copela y parte volatizado y a veces es necesario colocar corriente de aire.
6. Alrededor del botón de plata debe quedar unas plumillas de litargirio, lo que demuestra una buena copelación.
7. El tiempo de copelación es también aproximadamente 30 minutos.
8. Sacar las copelas de la mufla, dejarlas enfriar y pesar los botones de plata.
9. Reportar en onzas por toneladas (ó en la forma que indique).

CALCULO.

Cuando se pesa el mineral en ~~Assay~~ Ton, el peso de los botones de plata en miligramos, da directamente el resultado en onzas por toneladas.

1.0 ~~Assay~~ Ton da onze/Ton

0.5 ~~Assay~~ Ton x 2 da onze/Ton

0.2 ~~Assay~~ Ton x 5 da onze/Ton

0.1 ~~Assay~~ Ton x 10 da onze/Ton

e. **Oro – método de la mufla eléctrica.**

PROCEDIMIENTO

1. Pesar 0,5 A.T. para concentrados de Pb, Zn, y Cu y 1,0 A.T. para cabezas y colas, de muestra preparada a malla -100 en crisol de 30 gramos, que contenga 65 gramos de flux (Usar de 85 - 90 g de flux para 1,0 A.T)
2. Agregar un poquito de nitrato de plata y mezcla bien con ayuda de una espátula, poner un clavo de 5" y cubrir con 25 g de flux. Si no se usa clavo, usar 10 g de nitrato de potasio. Para mineral paco no usar clavos ni nitrato, si no usar 5 gramos de harina.
3. Colocar el crisol en la mufla eléctrica a 900°C, ir subiendo la temperatura hasta 1100°C. proceso que dura de 50 - 60 minutos (se conoce que ya ha fundido el mineral cuando el crisol se ve transparente).
4. Sacar de la mufla y vaciar al molde de forma cónica y dejarlo enfriar (calentar previamente el molde en la parte de la mufla 2-3 minutos para que no salte la escoria al vaciar).
5. Separar la escoria del metal, valiéndose de un martillo, moldear el metal dándole forma cúbica.
6. Escorificar y vaciar etc. como en el caso anterior (cuando hay Bi ó As es recomendable escorificar dos veces).
7. Colocar el cubo de metal en una copela que de antemano ha sido calentada durante 15 a 20 minutos a 1000°C.
8. Proceder a la copelación como en caso anterior.
9. Sacar la copela de la mufla y enfriar totalmente (cuando es solo para plata, pesar el botón después de frío, reportar en ~~onz~~/Ton cuando no tiene nitrato de plata).
10. El botón de plata que también contiene el oro, limpiarlo con una brocha especial y colocarlo en un crisol de porcelana, agregar ácido nítrico (1:7) si el botón es grande, o (1:5) si es pequeño y calentar lentamente hasta que no haya mayor ataque a la plata. Bajarlo.
11. Descartar con bastante cuidado la solución, agregar ácido nítrico (1:1) y seguir atacando a calor lento, hasta que toda la plata haya reaccionado, si es necesario se puede decantar y echar ácido 1:1 y seguir el mismo proceso. Tener cuidado de no atacar a calor fuerte

porque el oro se sedimenta en pequeñas partículas que al lavar o decantar se pierden y los resultados salen errados.

12. Decantar la solución cuidadosamente. Lavar el oro 3 veces por decantación como agua amoniacal caliente (1:7).
13. Agregar más o menos 5 cc. de amoniac y calentar suavemente. Bajarlo y decantar y lavar dos veces con agua caliente por decantación.
14. Secar el crisol en la plancha y después llevarlo al horno por 20".
15. Enfriar, pesar el botón de oro y expresar el resultado en onzas por toneladas o por la forma que soliciten.

f. Azufre en minerales.

PROCEDIMIENTO

1. Pesar 0.5 gramos de muestra en un vaso de 400mL.
2. Agregar 0,01 g de clorato de potasio, 25mL de agua de bromo y 15mL de ácido nítrico y atacar lentamente en plancha con asbesto y llevar sequedad.
3. Agregar 5mL de HCl y atacar lentamente hasta sequedad. retirar de la plancha.
4. Agregar 70mL de solución de carbonato de sodio al 10% y hervir por 15 minutos. Bajarlo.
5. Filtrar en vaso de 600mL usando papel filtro N°2 de 12,5 cm (o N°40 de 12,5 cm)
6. Neutralizar la solución con ácido clorhídrico usando anaranjado de metilo como indicador y agregar 5mL en exceso.
7. Llevar a ebullición. Agregar 25mL de solución caliente de cloruro de bario al 10 % y hervir durante 5-10 minutos. Bajarlos y dejarlos en reposo toda la noche (para precipitar es recomendable que ambas soluciones estén a la misma temperatura de lo contrario salta el precipitado).
8. Filtrar en papel filtro N°42 usando un poco de pulpa de papel y lavar 10-12 veces con agua caliente.
9. Pasar el papel con el precipitado a un crisol de arcilla, secar y calcinar a 800°C durante 2 horas.
10. Enfriar y pesar como BaSO₄

CALCULO:

$$\%S = \frac{\text{Peso (BaSO}_4) \times 0.13735 \times 100}{\text{Peso de muestra.}}$$

g. **Sílice.**

PROCEDIMIENTO.

1. Pesar 1,0 gramos de muestra en un crisol de níquel, mezclar con 8-10 gramos de fundente $\text{Na}_2\text{O}_2 - \text{NaOH}$ y cubrir con una pequeña capa del fundente.
2. Fundir en el horno al rojo oscuro (700°C) cerca de 5 minutos.
3. Vaciar la masa fundida un molde de Hierro apropiado o en una cápsula de níquel o cápsula apropiada expresamente.
4. Lavar el crisol de níquel en una cacerola, con agua caliente o con HCl (1:1) alternando con agua caliente procurando sacar todas las partículas adheridas al crisol con una varilla de goma.
5. Pasar la masa del molde de fierro a la cacerola y disolverlo todo, agregando agua si es necesario. Cuando todo se ha disuelto, agregar HCl hasta que la solución se ponga clara.
6. Evaporar a sequedad. Después de seco dejar unos 10-15 minutos más en la plancha (para que oxide el hierro).
7. Enfriar agregar 5mL de HCl 30mL de agua caliente y calentar hasta disolver todas las sales solubles.
8. Filtrar la solución caliente a través de un papel filtro N°40, lavando bien la cacerola y recibiendo el filtrado en vaso de 400mL, lavar el precipitado 2 veces con HCl (1:1) caliente y 8 veces con agua caliente. **RESERVAR EL FILTRADO.**
9. Colocar el papel filtro que contiene el precipitado, en un crisol de arcilla y secar en la plancha. Calcinar en la mufla eléctrica al rojo brillante 1500°C por 1 o 2 horas.
10. Enfriar y pesar el residuo como sílice.
11. Hacer una prueba en blanco, usando los mismos reactivos.

$$\% \text{SiO}_2 = \frac{\text{Peso residuo calcinado} \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

Colocar el filtrado que se reservó en un frasco volumétrico de 200mL y diluir a la marca con agua destilada, agitar bien y tomar 100mL para Fe, Ca y Mg los otros 100mL para la determinación del aluminio.

Si se quiere evitar diluciones tomar otra muestra exclusivamente para Al y trabajar de idéntica manera, separando el SiO_2 y continuando para el Al.

h. Hierro.

PROCEDIMIENTO.

1. La solución que se pipetea de la dilución (100mL) o (la solución contenida en el vaso si el proceso es directo) agregar 3 gramos de cloruro de amonio y 30mL de hidróxido de amonio y hervir durante 8 minutos.
2. Filtrar en caliente a través de papel filtro N°4 recibiendo el filtrado en vaso de 600mL. Lavar el precipitado 5 veces con agua caliente. RESERVAR EL FILTRADO PARA EL ENSAYO DE Ca y Mg.
3. Pasar el precipitado de Fe al vaso original extendiendo el papel en el filo del vaso y lavar con un chorro fino de agua y con solución caliente de HCl (1:1) 3 veces y lavar con agua 3 veces. Disolver todo el precipitado con HCl (no usar mucha agua para el lavado).
4. Calentar a ebullición y agregar cloruro estañoso gota a gota hasta reducir todo el Fe. (hasta que la solución quede clara) agregar 2 gotas de exceso).
5. Diluir a 200mL con agua fría y enfriar después agregar 15mL de solución fosfo-sulfúrica, 10mL de solución de cloruro mercurico y 3 gotas de digenilamina como indicador.
6. Titular con solución valorada de bicromato de potasio. Hacer los cálculos para Fe₂O₃.

$$\% \text{Fe}_2\text{O}_3 = \% \text{Fe} \times 1.4298$$

i. Oxido de calcio.

PROCEDIMIENTO.

1. Calentar a ebullición el filtrado que se reservó de la determinación del Fe y agregar 25mL de solución de oxalato de amonio al 5% y hervir durante 10 min.
2. Dejar que el precipitado se sedimente. (Dejarlo unas cuantas horas en lugar caliente).
3. Filtrar la solución caliente a través de papel filtro N°5 recibiendo el filtrado en vaso de 600mL. Lavar el precipitado 8 veces con agua caliente. RESERVAR EL FILTRADO PARA LA DETERMINACION DE MAGNESIO (estar seguro de haber lavado bien el precipitado de oxalato de calcio).
4. Pasar el precipitado a un vaso de 400mL con el papel filtro, agregarle 200mL de agua caliente y 20mL de H₂SO₄ diluido (1:1) y calentar a ebullición durante cinco minutos.
5. Titular la solución caliente con solución valorada de KMnO₄ (1mL = 0.005 g de CaO). Descontar el valor de la prueba en blanco.
6. Calcular el % CaO o hacer los cálculos correspondientes si se desea reportar como Ca.

$$\% \text{CaO} = \frac{\text{mL de KMnO}_4 \text{ gastados} \times 0.005 \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

$$\% \text{ Ca} = \frac{\text{mL de KMnO}_4 \text{ gastados} \times f \text{ de Ca} \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

j. **Aluminio.**

PROCEDIMIENTO.

1. Solución reservada para la alúmina, se calienta a ebullición y se pasa gas H₂S por 20 minutos. Dejar que el precipitado se asiente.
2. Filtrar en papel filtro N°5 recibiendo el filtrado en vaso de 600mL lavar el precipitado 3 veces con agua caliente.
3. Hervir el filtrado hasta expulsar todo el H₂S.
4. Agregar 5mL de HNO₃ y evaporar a un volumen de 60mL.
5. Diluir a 100mL con agua destilada, agregar hidróxido de amonio, pero evitar la precipitación de hierro como hidróxido.
6. Agregar 6mL de HCl 25mL de solución de fosfato de sodio (10%) 30mL de solución de tiosulfato de sodio (al 10%) 20mL de ácido acético (1:1) y diluir con agua a 400mL. Hervir por 30 minutos.
7. Filtrar en papel filtro N°40 y lavar 6 veces con agua caliente. Descartar el filtrado.
8. Colocar el papel con el precipitado en un crisol de arcilla, secar en la plancha y después de secar, calcinar en la mufla eléctrica al rojo brillante por una hora.
9. Enfriar y pesar el residuo como AlPO₄.
10. Descartar la prueba en blanco que se han hecho siguiendo el método y usando los mismos reactivos.
11. Hacer los cálculos y reportar como Al₂O₃ (AlPO₄ x 0,4178 = Al₂O₃) si se reporta como Al será (AlPO₄ x 0,22195 = Al)

$$\% \text{ Al}_2\text{O}_3 = \frac{(\text{Peso AlPO}_4 \times 0,4178 \times 100)}{\text{Peso de la muestra}}$$