



UNIVERSIDAD DEL AZUAY
FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**“Determinación del Índice de Moliendabilidad en
materiales metálicos y no metálicos mediante la
implementación de un molino de Bond”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Autores

DAVID ESTEBAN RIERA LOACHAMÍN

FERNANDO SEBASTIAN VALDIVIESO CRESPO

Director

ING. EDUARDO ANDRÉS LUNA MÉNDEZ

CUENCA - ECUADOR

2022

DEDICATORIA

A mis padres, Juan Fernando Valdivieso y Andrea Crespo, los pilares de mi vida quienes siempre han estado presentes y me han motivado a tener una carrera y ser un profesional de bien.

A mis abuelos Fernando, Clara y Cumandá, mis mayores ejemplos a seguir, que con sus valores y enseñanzas han forjado en mi un hombre de principios.

A mis hermanas, Paulina y Micaela, que siempre han estado dispuestas a brindarme su apoyo incondicional en todo momento.

A Carolina, por enseñarme muchas cosas valiosas.

Sebastián Valdivieso

A mis padres, David Riera N. y Sandra Loachamín, quienes me apoyaron en todo momento y supieron inculcar los mejores valores en mí, para que se vea reflejado en la calidad de persona y el tipo profesional que seré.

A mis hermanos Brayan, Paúl y Sebastián, con los que puedo contar en momentos de dificultad, sabiendo que me brindarán todo su apoyo.

A mi abuela, Manuela y mi tío Diego, que me han ayudado a lo largo de la carrera y en esta etapa final.

David Riera

AGRADECIMIENTOS

A nuestra querida Universidad del Azuay, que a lo largo de los años invertidos nos brindó conocimientos, enseñanzas y sabiduría para así forjar profesionales de bien, conscientes y comprometidos con un trabajo digno para la sociedad.

A nuestros docentes, en especial al Ing. Eduardo Luna, por su dedicación y ganas de colaborar siempre con los estudiantes, haciendo del proceso de aprendizaje algo mucho más ameno.

A nuestros familiares, que siempre nos apoyaron y confiaron en este camino universitario, permitiéndonos crecer profesionalmente y socialmente creando lazos con nuestros compañeros mineros.

Al taller de metalmecánica de la Universidad en especial a Sergio, por toda su ayuda en la construcción del molino.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTOS.....	iii
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	iv
ÍNDICE DE TABLAS.....	x
ÍNDICE DE ANEXOS.....	xi
ABSTRACT.....	xiii
INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO 1.....	3
1.1. Molienda.....	3
1.2. Molienda convencional y no convencional.....	4
1.2.1. Molienda convencional.....	4
1.2.2. Molienda no convencional.....	5
1.3. Medios moledores.....	6
1.3.1. Barras como medios moledores.....	6
1.3.2. Bolas como medios moledores.....	6
1.4. Tipos de molinos.....	7
1.4.1. Molino de barras.....	7
1.4.2. Molino de bolas.....	8
1.4.3. Molinos autógenos.....	9
1.4.4. Molinos semiautógenos.....	9
1.5. Medios por los que se realiza la molienda.....	10
1.5.1. Molienda húmeda.....	10
1.5.2. Molienda seca.....	10
1.6. Molino de Bond.....	11
1.7. Variables en el diseño de un molino.....	13

1.7.1.	Velocidad crítica (N_c) del Molino	13
1.7.2.	El volumen de la carga	13
1.7.3.	Potencia versus carga en el molino	14
1.8.	Variables operacionales de un molino	14
1.8.1.	Carga mineral	14
1.8.2.	Carga de medios moledores	14
1.8.3.	Tiempo de residencia	15
1.9.	Mecanismos de fractura de partículas	15
1.10.	Granulometría	16
1.10.1.	Análisis granulométrico	17
1.10.2.	Método del tamizado	17
1.10.3.	Método de sedimentación.....	17
1.10.4.	Tamices de ensayo.....	17
1.10.5.	Modelos de distribución	19
1.10.6.	Gates Gaudin–Schuhmann	19
1.10.7.	Rosin-Rammler	20
1.11.	Leyes de conminución	21
1.11.1.	Postulado de Rittinger (1867) (Primera Ley de la Conminución)....	21
1.11.2.	Postulado de Kick (1885) (Segunda Ley de la Conminución).....	21
1.11.3.	Postulado de Bond (1952) (Tercera Ley de la Conminución).....	22
1.11.4.	Postulado de Charles Walker.....	23
1.12.	Ensayos de moliendabilidad	23
1.12.1.	SAG Power Index (SPI)	23
1.12.2.	Ensayo normalizado de moliendabilidad de Bond (BW_i)	24
1.13.	Etapas del ensayo de Bond	25
1.13.1.	ETAPA 1: Ensayo normalizado de moliendabilidad de Bond	25
1.13.2.	ETAPA 2: Cálculo del Índice de Trabajo del ensayo	26

1.13.3.	ETAPA 3: Escalamiento a molinos mayores	26
1.13.4.	ETAPA 4: Corrección para otras condiciones de operación	27
1.13.5.	ETAPA 5: Cálculo de la energía específica consumida para una razón de reducción determinada	29
1.13.6.	ETAPA 6: Cálculo de la potencia para mover los medios de molienda	30
1.13.7.	Retro cálculo del diámetro del molino	30
1.14.	Importancia del modelo de Bond.....	30
2.	CAPÍTULO 2.....	31
2.1.	Diseño.....	31
2.2.	Parámetros de diseño.....	32
2.3.	Construcción del molino	33
2.3.1.	Adquisición de las piezas	33
2.3.2.	Ensamblaje del molino.....	33
2.3.3.	Instalación en el laboratorio.....	34
3.	CAPÍTULO 3.....	36
3.1.	Lugar de obtención.....	36
3.2.	Características de las muestras	39
3.3.	Geología	43
3.3.1.	Caolín.....	43
3.3.2.	Andesita.....	44
3.3.3.	Roca mineralizada.....	46
3.4.	Preparación de las muestras	47
3.4.1.	Trituración primaria	47
3.4.2.	Trituración secundaria.....	47
3.4.3.	Cuarteo	48
3.4.4.	Peso de las muestras.....	49
3.4.5.	Tamizado de las muestras	49

3.4.6.	Granulometría de entrada de las muestras	49
3.4.7.	D80 de las muestras	57
3.5.	Ejecución del ensayo de Bond.....	58
3.5.1.	Etapa 1. Ensayo normalizado de Bond	58
3.5.2.	Etapa 2. Cálculo del Índice de Trabajo del ensayo	61
3.5.3.	Etapa 3. Escalamiento a molinos mayores.....	64
3.5.4.	Etapa 4. Factores de corrección para otras condiciones de operación .	66
3.5.5.	Etapa 5. Cálculo de la energía específica de fractura.....	70
3.5.6.	Etapa 6. Determinación de la potencia mecánica de molienda.....	71
3.5.7.	Retro cálculo del diámetro del molino	73
4.	CAPÍTULO 4.....	75
4.1.	Análisis del $W_{i\text{TEST}}$ de las muestras	75
4.2.	Análisis del W_{iD}	76
4.3.	Análisis del W_i corregido	77
4.4.	Análisis de la energía específica de fractura	78
4.5.	Análisis de la potencia mecánica obtenida.....	79
4.6.	Análisis de los diámetros óptimos.....	81
	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	84
	Conclusiones	84
	Recomendaciones.....	86
	BIBLIOGRAFÍA.....	87
	ANEXOS.....	91

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1 Tipos de molienda	4
Figura 1.2 Tipos de molinos convencionales.....	5
Figura 1.3 Tipos de molinos no convencionales.....	5
Figura 1.4 Barras de acero	6
Figura 1.5 Bolas de acero.....	7
Figura 1.6 Molino de barras y sus partes	8
Figura 1.7 Molino de bolas y sus partes	9
Figura 1.8 Molino autógeno y semiautógeno	9
Figura 1.9 Circuito Estándar de Bond.....	12
Figura 1.10 Molino de Bond.....	12
Figura 1.11 Mecanismos de fractura.....	16
Figura 1.12 Tejidos de tela metálica (a) tejido plano, (b) trenzado cruzado.....	18
Figura 2.1 Molino de Bond y sus partes	31
Figura 2.2 Diagrama vistas molino de Bond	32
Figura 2.3 Tambor listo para ser ensamblado	33
Figura 2.4 Cilindro montado en la estructura metálica.....	34
Figura 2.5 Instalación del molino en el laboratorio	35
Figura 3.1 Mapa de ubicación Mina Tierra Blanca	37
Figura 3.2 Mapa de ubicación MTOP Cojitambo.....	38
Figura 3.3 Mapa de ubicación Mina Chinapintza.....	39
Figura 3.4 Imagen del mineral caolín	40
Figura 3.5 Imagen de roca andesita	41
Figura 3.6 Imagen de la roca mineralizada	42
Figura 3.7 Mapa geológico Mina Tierra Blanca.....	43
Figura 3.8 Mapa geológico MTOP Cojitambo	44
Figura 3.9 Mapa geológico Mina Chinapintza	46
Figura 3.10 Trituradora de Mandíbulas	47
Figura 3.11 Alimentación de trituradora de rodillos.....	48
Figura 3.12 Cuarteo de mineral caolín.....	48
Figura 3.13 Tamizado de las muestras para análisis granulométrico	49
Figura 3.14 Distribución de Schuhmann caolín.....	51
Figura 3.15 Distribución de Rosin-Rammler caolín	52

Figura 3.16 Distribución de Schuhmann andesita	54
Figura 3.17 Distribución de Rosin Rammler andesita	54
Figura 3.18 Distribución de Schuhmann roca mineralizada	56
Figura 3.19 Distribución de Rosin Rammler roca mineralizada.....	57
Figura 3.20 D80 de alimentación de materiales.....	58
Figura 4.1 Test del índice de trabajo de los materiales.....	75
Figura 4.2 Resultados de índice de trabajo respecto al diámetro.....	76
Figura 4.3 Resultados de índice de trabajo corregido de cada material.....	77
Figura 4.4 Resultados de energía específica de trabajo de los materiales	78
Figura 4.5 Comparación de potencia global y mecánica de cada material.....	79
Figura 4.6 Comparación de potencia global y mecánica de cada material con un mismo caudal	80
Figura 4.7 Comparación de diámetros óptimos y propuestos de cada material.....	81
Figura 4.8 Comparación de diámetros óptimos y propuestos de cada material con mismo caudal	83

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1	Comparación de molienda húmeda vs molienda seca.....	11
Tabla 1.2	Series de tamices	18
Tabla 1.3	Distribución de bolas de acero	26
Tabla 1.4	Conversión de circuito cerrado a circuito abierto	28
Tabla 3.1	Tabla granulométrica del caolín.....	50
Tabla 3.2	Modelos de distribución caolín	51
Tabla 3.3	Resumen de resultados del análisis granulométrico caolín.....	52
Tabla 3.4	Tabla granulométrica de la Andesita.....	53
Tabla 3.5	Modelos de distribución andesita.....	53
Tabla 3.6	Resumen de resultados del análisis granulométrico andesita	55
Tabla 3.7	Tabla granulométrica de roca mineralizada	55
Tabla 3.8	Modelos de distribución roca mineralizada	56
Tabla 3.9	Resumen de resultados del análisis granulométrico roca mineralizada...	57
Tabla 3.10	Tabla modelo de Gbp	59
Tabla 3.11	Resultados de cálculos del Gbp para caolín.....	60
Tabla 3.12	Resumen de resultados del Gbp de la Andesita	60
Tabla 3.13	Resultados de cálculos del Gbp para roca mineralizada	61
Tabla 3.14	Tabla de parámetros de molienda del caolín.....	62
Tabla 3.15	Resultados del cálculo de índice de trabajo de la Andesita	63
Tabla 3.16	Resultados del cálculo de índice de trabajo de la roca mineralizada	64
Tabla 4.1	Resumen de parámetros obtenidos.....	75
Tabla 4.2	Parámetros para el índice de trabajo WiD.....	76
Tabla 4.3	Parámetros para el índice de trabajo de Bond Wi.....	77
Tabla 4.4	Resumen de cálculo para energía específica de fractura.....	78
Tabla 4.5	Resultados de la potencia mecánica obtenida	79
Tabla 4.6	Resultados de la potencia mecánica obtenida, para un mismo caudal.....	80
Tabla 4.7	Resultados de los diámetros óptimos	81
Tabla 4.8	Resumen de parámetros obtenidos para el mismo caudal.....	82

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1 Zona de obtención del caolín.....	91
Anexo 2 Zona de obtención de la andesita.....	91
Anexo 3 Zona de obtención de la roca mineralizada	92
Anexo 4 Muestra de andesita	92
Anexo 5 Muestra de caolín	93
Anexo 6 Muestra de roca mineralizada.....	93
Anexo 7 Diagrama molino de Bond y ejes	94
Anexo 8 Diagrama cilindro en cm	95
Anexo 9 Diagrama mesa de trabajo en cm.....	96
Anexo 10 Diagrama cajón 1 en cm	97
Anexo 11 Diagrama cajón 2 en cm	98
Anexo 12 Diagrama criba en cm.....	99
Anexo 13 Diagrama caja de control en cm	100
Anexo 14 Diagrama motor en cm	101
Anexo 15 Mapa de ubicación Mina Tierra Blanca	102
Anexo 16 Mapa de ubicación MTOP Cojitambo.....	103
Anexo 17 Mapa de ubicación Mina Chinapintza.....	104
Anexo 18 Mapa Geológico Mina Tierra Blanca	105
Anexo 19 Mapa Geológico MTOP Cojitambo	106
Anexo 20 Mapa Geológico Mina Chinapintza	107

**“DETERMINACIÓN DEL ÍNDICE DE MOLIENDABILIDAD EN
MATERIALES METÁLICOS Y NO METÁLICOS MEDIANTE LA
IMPLEMENTACIÓN DE UN MOLINO DE BOND”**

RESUMEN

El propósito del presente trabajo fue analizar tres tipos de materiales de diferentes resistencias: caolín de Azogues, roca andesítica del Cojitambo y roca polimetálica de Chinapintza, con el objetivo de determinar su índice de moliendabilidad (G_{bp}) e índice de Bond (W_i) mediante el diseño y construcción de un molino estandarizado de Bond. La experimentación se basó en el ensayo de Bond, con un tamaño de corte de $75 \mu\text{m}$ y condiciones de operación específicas que permitió comparar los tres casos de estudio. Los resultados obtenidos para el índice de moliendabilidad presentaron una relación inversamente proporcional a la resistencia del material siendo 4.08, 1.22 y 1.01 g/revolución y la constante de Bond de 6.10, 6.56 y 21.13 kWh/t para el caolín, andesita y roca polimetálica, respectivamente.

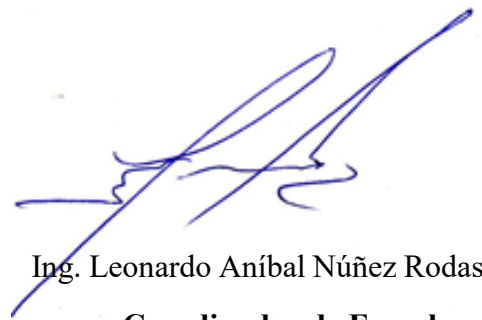
El estudio finalizó concluyendo que existe un sobredimensionamiento en los molinos utilizados convencionalmente para procesar caolín, y una ineficiencia en los molinos para fragmentar las rocas andesítica y polimetálica.

Palabras clave: Molino de Bond, moliendabilidad, Índice de Bond, procesar, fragmentar.



Ing. Eduardo Andrés Luna Méndez

Director del Trabajo de Titulación



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

Coordinador de Escuela



David Esteban Riera Loachamín

Autor



Fernando Sebastián Valdivieso Crespo

Autor

**"DETERMINATION OF THE GRINDABILITY INDEX IN METALLIC AND
NON-METALLIC MATERIALS THROUGH THE IMPLEMENTATION OF
A BOND MILL"**

ABSTRACT

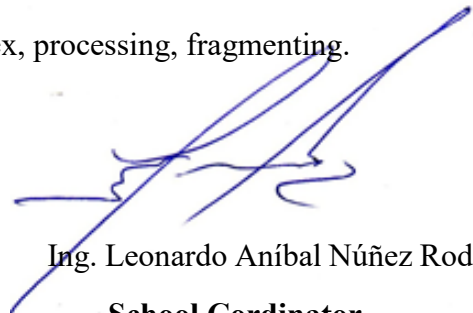
The purpose of this work was to analyze three types of materials of different strengths: kaolin from Azogues, andesitic rock from Cojitambo and polymetallic rock from Chinapintza, to determine their grindability index (Gbp) and Bond Work Index (Wi) through the design and construction of a standardized Bond mill. The experimentation was based on the Bond test, with a cut-off size of 75 μm and specific operating conditions that allowed comparing the three study cases. The results obtained for the grindability index presented an inversely proportional relationship to the strength of the material being 4.08, 1.22 and 1.01 g/revolution and the Bond constant of 6.10, 6.56 and 21.13 kWh/t for kaolin, andesite and polymetallic rock, respectively. The study concluded that there is an oversizing in the mills conventionally used to process kaolin and inefficiency in the mills for fragmenting andesite and polymetallic rocks.

Keywords: Bond mill, grindability, Bond index, processing, fragmenting.



Ing. Eduardo Andrés Luna Méndez

Thesis Director



Ing. Leonardo Aníbal Núñez Rodas

School Coordinator



David Esteban Riera Loachamín

Author

Sebastian Valdivieso

Fernando Sebastián Valdivieso Crespo

Author

Translated by the authors.



David Esteban Riera Loachamín

Fernando Sebastián Valdivieso Crespo

Trabajo de Titulación

Ing. Eduardo Andrés Luna Méndez

Noviembre, 2022

DETERMINACIÓN DEL ÍNDICE DE MOLIENDABILIDAD EN MATERIALES METÁLICOS Y NO METÁLICOS MEDIANTE LA IMPLEMENTACIÓN DE UN MOLINO DE BOND

INTRODUCCIÓN

Las labores de fragmentación mineral representan una de las fases más importantes y de mayor consumo energético dentro de los procesos industriales de tratamiento de tierras. La etapa de conminución es donde se produce el mayor consumo de energía, por lo que, es propicia la búsqueda de un procedimiento en el que se aproveche de mejor medida el trabajo útil de molienda para llegar a un proceso más eficiente. Uno de los procedimientos más conocidos es mediante el Ensayo estandarizado de Bond, que fue propuesto por Fred Bond en el año 1952, en el que relaciona los datos empíricos de la energía consumida para disminuir el tamaño de entrada de partícula de un material frente a su tamaño de salida.

El molino de bolas creado por Fred Bond, fue un mecanismo diseñado para adaptar un patrón estandarizarlo y así dimensionar el tamaño requerido de maquinaria en una planta. Algunos factores importantes a tomar en cuenta en la construcción del molino van desde tipo de material a tratar, los cuerpos moledores, la cantidad de mineral a tratarse, entre otros.

Para el presente proyecto de grado se comenzó con el diseño y la construcción de un molino de Bond, entre los egresados de la escuela de ingeniería en minas y el taller metalmecánico de la Universidad del Azuay, este proceso tuvo una duración de dos meses para posteriormente poder aplicar la metodología de Bond con el objetivo de

determinar el comportamiento de tres tipos de materiales que poseen diferentes densidades y resistencias a la compresión simple, siendo la caliza, la andesita y una muestra polimetálica de sulfuros provenientes de una veta mineralizada, determinando que los índices de molturabilidad (Gbp) presentaron una relación inversamente proporcional a la resistencia del material, siendo 4.08, 1.22 y 1.01 g/revolución los valores para el caolín, andesita y roca mineralizada respectivamente. La misma situación se presentó en los índices de trabajo siendo los valores obtenidos 4.66, 12.62 y 16.64 kWh/t para $W_{i \text{ TEST}}$ de las muestras de caolín, andesita y roca mineralizada respectivamente.

A continuación, se detallará la metodología y los valores que fueron utilizados para determinar las variables de operación a través de datos obtenidos de empresas cerámicas y también de fuentes bibliográficas sobre la cantidad de material a ser procesado, tamaños de entrada y de salida necesarios para cada operación y las dimensiones de los molinos, con el objetivo de obtener los valores más representativos posibles, e incluso poder dimensionar molinos que sean rentables tanto en consumo energético como de potencia, según las necesidades y características de las plantas que deben procesar los diferentes tipos de minerales.

CAPÍTULO 1

MARCO TEÓRICO

1.1. Molienda

La disminución del tamaño de las partículas es una operación necesaria en una gran cantidad de actividades que engloba a las industrias: minera y metalúrgica, entre otras. El objetivo que se busca al realizar el proceso de molienda en la industria minera es obtener un producto, de un tamaño determinado, en el cual los minerales de interés se encuentren liberados y puedan ser separados del estéril en procesos subsiguientes. (Cárcamo, 2003)

El proceso de la liberación de un mineral se inicia con el chancado y termina con la molienda. En la etapa final de reducción del tamaño de partículas, los principales problemas a los que se encuentran ligados una inadecuada molienda radica en un trabajo ineficiente por parte de los equipos, un gasto indebido de energía dentro de la planta y una mala distribución de tamaños de las partículas para conseguir que disminuyan su tamaño mediante los distintos mecanismos de fractura. La molienda puede subdividirse según el: tipo de molino, tipo de medios moledores y según el medio donde se realiza siendo molienda húmeda o molienda seca (Taggart, 1966).

1.2. Molienda convencional y no convencional

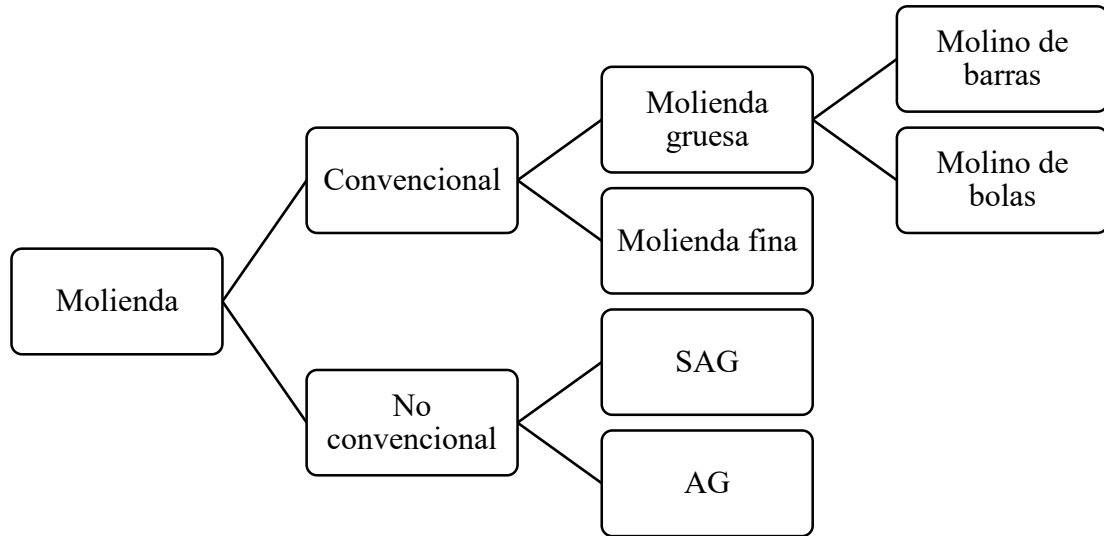


Figura 1.1 Tipos de molienda

Fuente: Elaboración propia

1.2.1. Molienda convencional

La molienda convencional, a diferencia de la no convencional, es un tipo de molienda que se ejecuta en dos etapas principalmente. En esta se utiliza el molino de barras y el molino de bolas respectivamente, aunque en las plantas de procesamiento actuales esta ha sido reemplazada mayoritariamente por el molino de bolas. En los dos molinos se agrega agua junto con el mineral para la obtención de una molienda eficiente y homogénea. El producto resultante de este proceso (pulpa) luego es dirigido a la siguiente etapa, la flotación. Aunque en esta molienda exista un consumo energético ineficiente frente a otras tecnologías modernas, el uso del molino de bolas siempre se ha presentado como una opción para la molienda fina de minerales, ya sea esta en etapas singulares o múltiples, incorporando molinos SAG o molinos de barras. (Portal Minero S.A., 2006)



Figura 1.2 Tipos de molinos convencionales

Fuente: (IMSCO, 2020)

1.2.2. Molienda no convencional

El proceso unitario más importante dentro del sistema de molienda consta en la liberación de especies minerales. La molienda no convencional apareció a lo largo de los años 80 en la búsqueda de disminuir los costos operativos que representa el uso de materiales de molienda. Este proceso se realiza mediante molinos autógenos y semiautógenos, principalmente para la molienda de minerales en plantas de tratamiento de alta capacidad. La molienda autógena se efectúa cuando el único medio de molienda que se tiene es el propio mineral. Por otra parte, el molino semiautógeno es una variación del autógeno, solo que este utiliza un porcentaje de bolas para la molienda del material, estas bolas representan entre el 4 y 15 % del producto. (Industrias, I, 2012)



Figura 1.3 Tipos de molinos no convencionales

Fuente: (CAP, 2022)

1.3. Medios moledores

Los medios moledores o también conocidos como medios de molienda son utilizados en el proceso de disminución del tamaño de partículas, para molinos cuya forma es cilíndrica, vertical o de martillos y que estos mismos giren a lo largo de un eje horizontal (Luna, 2016).

Los medios más utilizados son:

- Bolas de acero (muy poco usadas)
- Barras de acero (más común)
- Fragmentos de roca dura
- Material de mena.

1.3.1. Barras como medios moledores

Son cilindros con aleación de acero, manganeso o un alto contenido de carbono. Se utilizan principalmente en molienda gruesa con un volumen del 35-45% del tamaño total del molino. Sus diámetros varían de 1 ½” a 4 ½” y de largo hasta 10”. La molienda mediante barras se distingue porque el producto que entrega cuenta con poca cantidad de sobremolienda, esto se da porque el material molido por las barras será de mayor tamaño en comparación con el molino de bolas, por lo que el producto es más homogéneo en tamaño (Cárcamo, 2003).



Figura 1.4 Barras de acero

Fuente: (CAP, 2022)

1.3.2. Bolas como medios moledores

Las bolas para molienda se fabrican a base de acero y hierro fundido, para que cuenten con una gran resistencia al impacto y a la fricción. Sus tamaños pueden ir desde 5”

hasta $\frac{1}{2}$ ". Si se utilizan en la primera etapa de conminución los tamaños pueden utilizarse desde 2"-5", mientras que si se emplean para molienda secundaria sus tamaños van desde 3" hasta $\frac{3}{4}$ " y para molienda más fina se usan hasta de $\frac{1}{2}$ ". La carga de bolas en el molino puede ser de un tamaño o distribuirse de varios diámetros. El volumen que las bolas ocupan en el molino es del 40 % al 45% (Energosteel, 2016)



Figura 1.5 Bolas de acero

Fuente: (Rivera M, Quintero, & Bustamante, 2012)

1.4. Tipos de molinos

1.4.1. Molino de barras

El molino de barras es utilizado normalmente cuando la finalidad es obtener un producto grueso con un bajo porcentaje de lodos blandos, conocidos comúnmente como "lama". Dentro de los equipos se cuentan con barras de un gran número de diámetros, estas van desde los diámetros más grandes (3,5") hasta los más pequeños (2"), los cuales serán sustituidos de acuerdo al desgaste sufrido. Estos molinos suelen tener un casco de forma cilíndrica con una longitud que varía de 1 a 3 veces el diámetro del molino. Para la obtención de un producto grueso es necesario que haya abundancia de barras de gran tamaño, por el contrario, para obtener un producto fino se utilizan barras de menor tamaño. (Alcalá, Flores, & Beltran, 2014)

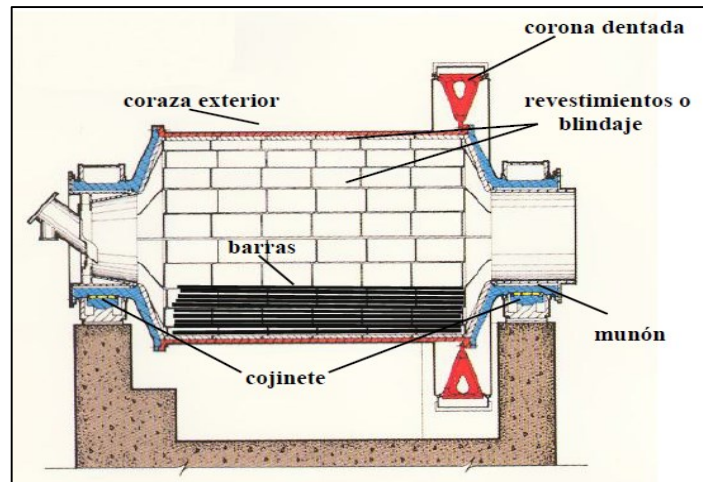


Figura 1.6 Molino de barras y sus partes

Fuente: (Fuller-Traylor, 2014)

1.4.2. Molino de bolas

Los molinos de bolas son equipos conformados por cámaras giratorias de acero. Estos pueden tener formas cilíndricas o cónicas, este se rellena hasta la mitad de su capacidad total con bolas de hierro o más comúnmente de acero. En los molinos cilíndricos la relación existente entre la longitud y diámetro no supera los valores de 1,5:1. Por otro lado, en los cilindro-cónicos los componentes generatrices forman ángulos entre 60° y 30° respecto al eje de molino.

Para asegurar que una carga sea apropiada, esta deberá contar con bolas de diferentes diámetros, desde bolas de tamaños gruesos (5”) que pueden ser sustituidas hasta bolas descargadas con el producto por su reducido tamaño ($2\frac{1}{2}$ ”). El molino debe ser cargado con una cantidad de bolas escogidas de tal manera que se consiga una carga apropiada.

Para conseguir un producto grueso es necesario el uso prioritario de bolas de un diámetro considerable, y si se desea conseguir un producto fino se deben utilizar bolas más reducidas. Mientras menor sea el tamaño del medio de molienda, más óptima y económica será la operación de molienda, esto gracias a que la presencia de un medio de molienda más pequeño genera una mayor superficie. Por último, se requieren bolas hechas de acero forjado, con dureza, tenacidad y densidad uniformes. (Alcalá, Flores, & Beltran, 2014)

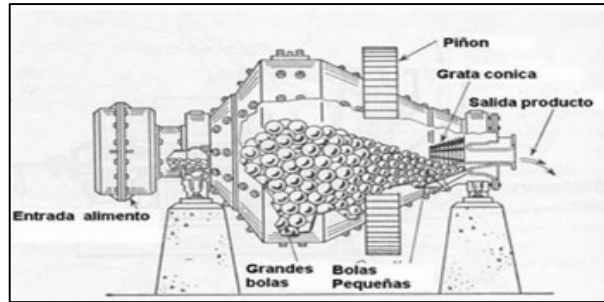


Figura 1.7 Molino de bolas y sus partes

Fuente: (Dávalos, 2019)

1.4.3. Molinos autógenos

En este tipo de molinos comúnmente es el mismo material el que realiza el proceso de molienda y trituración. El proceso se da al momento en que las partículas de mayor tamaño golpean a las menores hasta desintegrarlas, reduciendo de igual manera a las más grandes.

La dureza del material que suele tratarse no es suficiente para moler y liberar el mineral, dado que la trayectoria de caída que exista en el molino debe ser elevada para generar la energía de fragmentación necesaria. Estos tipos de molinos son generalmente caros, voluminosos y trabajan en circuitos cerrados para el aumento de capacidad moledora (Blanco, 2014).



Figura 1.8 Molino autógeno y semiautógeno

Fuente: (Bristol, 2021)

1.4.4. Molinos semiautógenos

Los molinos SAG o semiautógenos son aquellos sistemas de disminución de tamaño de partículas que utilizan bolas de acero, las cuales en porcentaje de carga se

encuentran ente el 4% a un 15% del molino. Para la obtención de tamaños variables es necesario impactar los fragmentos de roca tratada con las bolas de acero, causando así una reducción en su tamaño (Mardones, 2018).

Son semejantes a los molinos de bolas con una característica a diferenciar, el elemento molturador, que constituye una mezcla de bolas y elementos del propio mineral a moler con una mayor granulometría a la granulometría trabajada en los molinos de bolas. Similar a los molinos autógenos, este molino también tiene un aumento en el diámetro del molino, para compensar la diferencia de densidad del material a moler frente a las bolas de acero o fundición. Es muy frecuente encontrar el equipo trabajando en serie con un molino de bolas, debido a que el sistema es más eficiente trabajando de esta manera. La primera etapa fragmenta las unidades de mayor tamaño de la alimentación a la vez que muele lo fino y la segunda afina el proceso, previo a eliminar del sistema los finos ya molidos mediante clasificadores como la espiral o hidrociclones. (Blanco, 2014)

1.5. Medios por los que se realiza la molienda

1.5.1. Molienda húmeda

En la molienda húmeda, el material a moler es mojado para así incrementar su humedad, haciendo más fácil el manejo y transporte de pulpas. A pesar de su importancia dentro de los últimos años, la concentración de materiales sólidos y la viscosidad de la pulpa se han convertido en parámetros realmente importantes cuando se requiere determinar las condiciones de operación. Dentro de las ventajas que provee la utilización de una molienda seca encontramos la utilización de menos potencia por tonelada tratada, un mayor consumo de revestimiento y no requiere equipos auxiliares para tratamiento de polvos. (Luna, 2016)

1.5.2. Molienda seca

Cuando se habla en términos de consumo de energía para una distribución de tamaños de partículas, la molienda seca representa un alto consumo de energía en comparación de la molienda húmeda. Este tipo de molienda debe contar con menos de 1% en relación al peso de la humedad y es usada principalmente en procesos pirometalúrgicos y en la fabricación del cemento. Sus particularidades más importantes radican en un

requerimiento mayor de potencia por tonelada procesada y la utilización de maquinaria para realizar el tratamiento de polvos generados.

Tabla 1.1 Comparación de molienda húmeda vs molienda seca

Molienda Húmeda	Molienda Seca
<ul style="list-style-type: none"> • Requiere menos potencia por tonelada tratada. 	<ul style="list-style-type: none"> • Requiere más potencia por tonelada tratada.
<ul style="list-style-type: none"> • No requiere equipos adicionales para el tratamiento de polvos. 	<ul style="list-style-type: none"> • Requiere equipos adicionales para el tratamiento de polvos.
<ul style="list-style-type: none"> • Por corrosión, consume más revestimiento. 	<ul style="list-style-type: none"> • Consume menos revestimiento.

Fuente: (Industrias, I, 2012)

1.6. Molino de Bond

El molino de Bond es una maquina especializada que se utiliza para determinar los índices de trabajo de materiales triturados. El test de Bond se realiza a un gran número de materiales fracturados que se encuentren en su forma natural. El índice de trabajo de Bond (W_i) hace referencia a la cantidad de energía específica que necesita un material para minimizar su tamaño, partiendo de un F_{80} alto (engloba el 80% de la alimentación) de todo el producto hasta un producto final P_{80} con un tamaño de 100 micras. Este índice es habitualmente utilizado para cálculo del consumo energético al momento de la molienda de distintos materiales (Robert E. Mcivor, 2016).

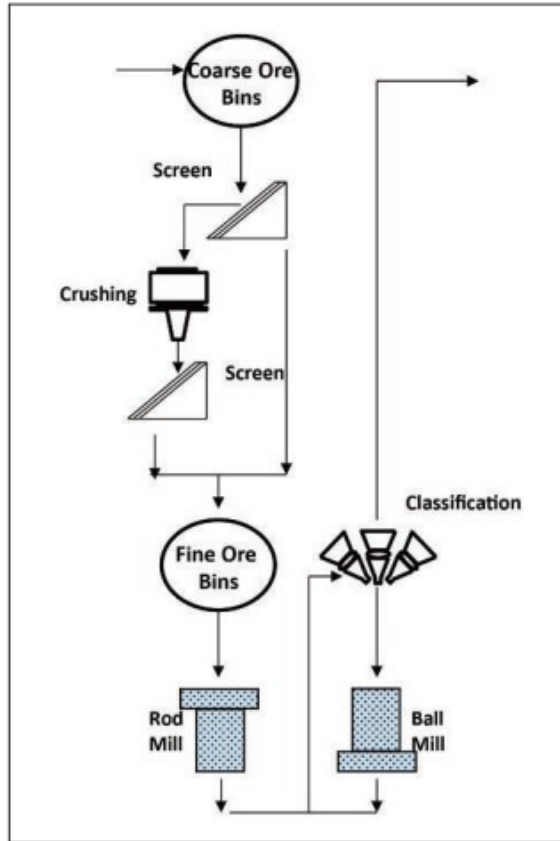


Figura 1.9 Circuito Estándar de Bond

Fuente: (The Bond Standard Circuit, 2016)



Figura 1.10 Molino de Bond

Fuente: Elaboración propia

1.7. Variables en el diseño de un molino

1.7.1. Velocidad crítica (N_c) del Molino

Se denomina velocidad crítica al efecto que produce la fuerza centrífuga sobre los medios moledores, causando un equilibrio constante en estos. Al momento de llegar a la velocidad crítica, los medios moledores utilizados en el proceso quedan adheridos a las paredes del molino, lo que causa un trabajo ineficiente al no alcanzar la fuerza de rozamiento requerida para lograr la molienda. Por ende, para que el molino trabaje correctamente, es necesario trabajar a velocidades menores a la crítica (Huaman, 2015).

La velocidad crítica resulta ser:

$$\text{Velocidad crítica} = \frac{76.6}{\sqrt{D-d}} \text{ [rpm]} \quad \text{para unidades en pies} \quad (1)$$

$$\text{Velocidad crítica} = \frac{42.2}{\sqrt{D-d}} \text{ [rpm]} \quad \text{para unidades en metros} \quad (2)$$

Donde

- D: es el diámetro interno del molino
- d: es el diámetro máximo de las bolas

1.7.2. El volumen de la carga

Referente al rendimiento del molino, el volumen de carga es un factor muy importante a tener en cuenta ya que se debe aplicar un conjunto estable de mena y medios moledores para que la potencia del equipo no se vea perjudicada al momento de su utilización. La potencia máxima que se logra en los molinos se da con una carga que ronda entre el 50 al 55% del volumen intrínseco. Pasado este porcentaje de carga la potencia se ve reducida hasta volverse completamente ineficiente. Esta se calcula mediante la fórmula (Blanco, 2014):

$$V (\%) = \frac{(V \text{ material a moler} + V \text{ elementos moledores})}{(V \text{ interior del cilindro})} * 100 \quad (3)$$

1.7.3. Potencia versus carga en el molino

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% (Cárcamo, 2003).

1.8. Variables operacionales de un molino

1.8.1. Carga mineral

La carga mineral durante el proceso de alimentación será uniforme y constante, pudiendo esta ser adaptada mediante una faja ubicada en la zona de alimentación.

Para lograr que la trituración del material obtenga el tamaño deseado, es necesario que no existan elementos que puedan causar el bloqueo de los alimentadores, obstrucciones al momento de la descarga, etc. Los molinos suelen contener habitualmente entre un 70% a 78% de sólidos tomando en cuenta el peso específico y densidad del mineral a ser tratado, la suma de material que puede ser montado dentro este es de 0,45 tonelada por m³ de cubida (Huaman, 2015).

$$f_c = \left[\frac{\text{masa de sólidos} / \text{densidad de sólidos}}{V_{\text{Molino}}} \right] \left(\frac{1.0}{1 - \text{Porosidad}} \right) \quad (4)$$

1.8.2. Carga de medios moledores

Los medios de molienda usados son las barras y las bolas. Las barras son generalmente de acero forjado, aunque en algunos casos se usa hierro fundido. La carga del medio de molienda, depende del volumen que ocupará en el molino (30% al 45%), principalmente depende del tamaño y diseño del molino. Cuando el molino tiene exceso de bolas se disminuye la capacidad del molino, ya que estas ocupan el espacio para la carga. Cuando la carga de bolas está por debajo de lo normal, se pierde capacidad moledora porque habrá dificultad para llevar el mineral a la granulometría deseada (Austin & Concha A., 1994).

El número de medios moledores que se ubican dentro del molino depende esencialmente de la energía que posea este para moverse. El volumen que se maneja

respecto a las bolas cargadas oscila entre 20% y 50% siendo estos sus límites de carga. Es posible el incremento de la carga, si se realiza el aumento en el peso de los medios molidores o bien utilizando un nivel de líquidos mayor (Huaman, 2015).

La carga puede ser calculada a través de la siguiente ecuación.

$$J = \frac{\left(\frac{\text{masa de bolas}}{\text{densidad de bolas}} \right)}{\text{Volumen del molino}} * \frac{1}{1-\text{porosidad del lecho}} \quad (5)$$

1.8.3. Tiempo de residencia

La permanencia del mineral dentro del molino determina el grado de finura de las partículas liberadas. El grado de finura está en relación directa con el tiempo de permanencia en el interior del molino, pero el tonelaje de mineral tratado disminuirá si es demasiado prolongado. El tiempo de permanencia se regula por medio de la cantidad de agua añadida al molino; el tiempo será mayor cuando ingresa al molino menor cantidad de agua y será menor cuando ingresa al molino mayor cantidad de agua (Austin & Concha A., 1994).

Se puede determinar con la siguiente ecuación.

$$\text{Tiempo de residencia} = \frac{\text{Volumen del molino (m}^3\text{)}}{\text{Caudal de material (m}^3\text{/h)}} \quad (6)$$

1.9. Mecanismos de fractura de partículas

La fractura de los materiales se realiza en función de las leyes de la mecánica aplicada y de las propiedades macroscópicas de los materiales. Nos proporciona un método cuantitativo que se basa en el análisis de las tensiones, que relaciona la resistencia a la fractura de la carga aplicada y la geometría estructural de los defectos del componente que los contiene (Atkinson, 1985).

Se pueden describir tres tipos de mecanismos de fractura:

- **Abrasión:** Se presenta cuando la energía que se aplica no es suficiente para fracturar significativamente la partícula. Las tensiones localizadas dan lugar a fracturas en pequeñas áreas superficiales, por lo que las partículas resultantes tienen un tamaño similar al original y son muy finas.

- **Compresión:** Se presenta cuando la energía aplicada es la necesaria para producir la fractura en pequeñas regiones de la partícula. Las partículas resultantes tienen tamaños aproximadamente iguales al original.
- **Impacto:** Se presenta cuando la energía aplicada es mayor a la necesaria para fracturar la partícula, dando lugar a gran cantidad de partículas con tamaños de un rango bastante amplio (Cáceres, 2015).

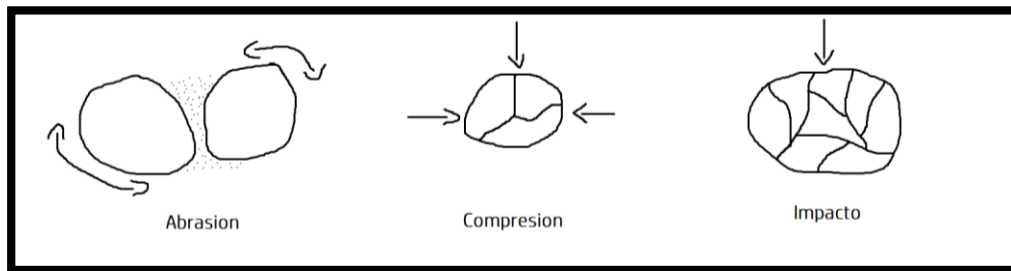


Figura 1.11 Mecanismos de fractura

Fuente: Elaboración propia

1.10. Granulometría

La granulometría comprende el porcentaje de los distintos tamaños de agregados del que se compone una muestra. Por lo general se representa de mayor a menor tamaño, en peso, porcentaje de tamaño pasante o retenido de las mallas utilizadas para realizar la medición (Toirac, 2012).

El tamaño de las partículas o granos es un atributo fundamental de las muestras de partículas como en caso de sedimentos y rocas sedimentarias. Se puede decir mucho del análisis no sólo del tamaño de las partículas, sino también de la distribución en general del tamaño, los porcentajes de tamaño, la madurez textural del sedimento o su clasificación, la caracterización de la textura superficial y la forma de la partícula. Varias propiedades de los suelos, sedimentos o materiales están estrechamente influenciadas por el tamaño de sus partículas, así como por su forma (redondez y textura superficial) y tejido (interrelación grano a grano y su orientación), como la textura y el aspecto, la densidad, la porosidad y la permeabilidad (López, 2017).

1.10.1. Análisis granulométrico

Procedimiento en laboratorio mediante el que se determina la proporción en la que se encuentran los granos de una muestra en función de sus tamaños. A esta proporción se le llama gradación del suelo. La gradación de los tamaños es diferente a los términos que se utilizan en el ámbito geológico que aluden a la agradación y degradación del relieve por procesos geológicos como erosión, sedimentación, tectonismo, entre otros (Duque-Escobar & Escobar P, 2016).

Se realiza mediante dos tipos de ensayos de laboratorio: método del tamizado y método de sedimentación.

1.10.2. Método del tamizado

El tamizado es la más básica de las técnicas de clasificación de partículas. Consiste en hacer pasar el material, mediante agitación, en una serie de tamices apilados con tamaños de malla definidos. Cada tamiz retiene los granos de tamaño mayor que su tamaño de malla, de modo que los tamices sucesivos descomponen la muestra en fracciones de tamaño decreciente. La fracción de sedimento retenida en cada tamiz se pesa para obtener su porcentaje respecto a la muestra completa. Esta técnica puede utilizarse en condiciones secas o húmedas (López, 2017).

1.10.3. Método de sedimentación

Puede utilizarse dos procedimientos para la sedimentación: el método de la pipeta y el método del hidrómetro. Los dos procesos se basan en las características que poseen las partículas del suelo para sedimentarse en un medio acuoso. Se aplica estos métodos a muestras de finos, los que han quedado en los tamices de menor tamaño, y se denomina “pasante” (Duque-Escobar & Escobar P, 2016).

1.10.4. Tamices de ensayo

Los tamices de laboratorio se designan por el tamaño de su abertura nominal, es decir, la separación central de los lados opuestos de una abertura cuadrada o el diámetro de una abertura redonda. En la actualidad se utilizan diversos rangos de aberturas del tamiz, siendo la más popular la norma alemana DIN 4188; la norma ASTM E11; la

serie americana de Tyler; la serie francesa AFNOR y la norma británica BS 410 (Wills & Napier-Munn, 2006).

Tabla 1.2 Series de tamices

Tamaño abertura (μm)	Tyler	ASTM E11	BS 410	DIN 4188
38	400	400	400	
40				0.040
45	325	325	350	0.045
50				0.050
53	270	270	300	
56				0.056
63	250	230	240	0.063

Fuente: (Flores, 2016)

Los tamices de tela de alambre son entrelazados para producir aperturas cuadradas uniformes dentro de las tolerancias requeridas. Las telas metálicas de los tamices con una abertura nominal de $75 \mu\text{m}$ y superior son de tejido plano, mientras que las de las telas con aberturas inferiores a $63 \mu\text{m}$ pueden ser de trenzado cruzado (Wills & Napier-Munn, 2006).

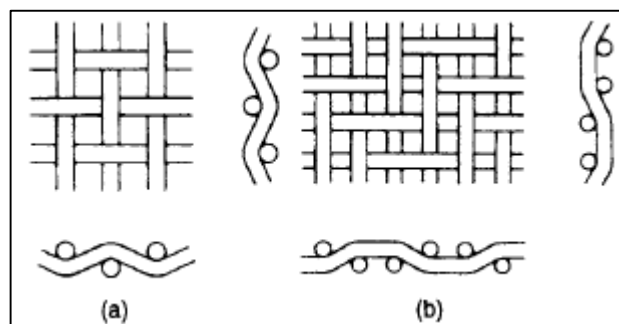


Figura 1.12 Tejidos de tela metálica (a) tejido plano, (b) trenzado cruzado

Fuente: (Orientland Wire Mesh Products Co., 2014)

Los tamices de ensayo estándar no están disponibles para tamaños de abertura inferiores a $20 \mu\text{m}$. Los tamices de micromalla están disponibles en tamaños de

abertura de 2 μm a 150 μm , y se fabrican mediante electroformación de níquel en mallas cuadradas y circulares. Otro tipo muy popular es el tamiz de microplaca, que se fabrica mediante el grabado electrolítico de una placa de níquel (Wills & Napier-Munn, 2006).

1.10.5. Modelos de distribución

La representación de las distribuciones de tamaño resulta mucho más fácil al utilizar una función matemática, debido a que se puede mostrar gráficamente las curvas uniformes mediante puntos experimentales, además para limitar la distribución de tamaño en parámetros ajustados que los permitan ser utilizados en otros ámbitos como modelación y simulación (Quijano, 2018).

Las dos principales funciones de distribución de tamaño son la de Gates Gaudin-Schuhmann y la de Rosin Rammler.

1.10.6. Gates Gaudin-Schuhmann

Es la distribución más utilizada en América para demostrar las distribuciones obtenidas mediante el proceso de tamizado. Existe la posibilidad de que la distribución granulométrica sea sesgada y se puede obtener una representación lineal a través del uso de una gráfica entre el logaritmo del porcentaje del pasante acumulado y el tamaño de la malla, de preferencia en papel con escala logarítmica.

La ventaja que tiene esta representación gráfica es que sin la necesidad de una gran cantidad de tamices se puede calcular el tamaño de las partículas entre dos tamaños de malla y obtener una completa distribución de los tamaños de partícula que se encuentran en la muestra (Álvarez, 2010).

La ecuación de Gates Gaudin-Schuhmann es la siguiente:

$$F(x) = \left[\frac{x}{K_{sc}} \right]^n \quad (7)$$

Siendo:

- **F(x)**: fracción de pasante acumulado para un tamaño “x”
- **x**: tamaño de partícula

- **K_{sc}**: parámetro de tamaño
- **n**: parámetro de distribución

Aplicando propiedades de logaritmos se obtiene:

$$\log F(x) = n \cdot \log(x) - n \cdot \log(k) \quad (8)$$

Que corresponde a la ecuación de la forma:

$$y = m \cdot X - b \quad (9)$$

1.10.7. Rosin-Rammler

Esta función para representar la distribución de tamaños es muy utilizada en Europa. Nos sirve para ajustar los tamaños de las partículas de las muestras una vez realizado el tamizaje. Representa en escala logarítmica el tamaño de partícula (abscisas) y el porcentaje retenido acumulado (ordenadas) (Álvarez, 2010).

La ecuación de Rosin-Rammler es la siguiente:

$$F(x) = 1 - \exp\left[-\left(\frac{x}{K_{RR}}\right)^m\right] \quad (10)$$

Donde:

- **F(x)**: fracción de peso acumulado pasante para un tamaño (x)
- **m**: parámetro de distribución
- **K_{RR}**: parámetro de tamaño
- **X**: tamaño de partícula

Aplicando propiedades de logaritmos se obtiene:

$$\ln\left[\ln\left(\frac{1}{1-F(x)}\right)\right] = m \cdot \ln(x) - m \cdot \ln(K_{RR}) \quad (11)$$

Que corresponde a la ecuación de la forma:

$$y = m \cdot X - b \quad (12)$$

1.11. Leyes de conminución

La energía que se consume para realizar los procesos de chancado, molienda, clasificación y remolienda está muy relacionada con el grado al que se tiene que reducir el tamaño de las partículas en la etapa de molienda. Actualmente se ha demostrado que una gran parte de la energía se disipa y se pierde en forma de deformación elástica, ruido, calor, vibraciones, entre otros, como de procesos derivados del funcionamiento de la maquinaria.

Es por lo anterior que se pone en evidencia la necesidad de implementar correlaciones entre la energía específica consumida en el proceso de conminución y la correspondiente a la reducción del tamaño de las partículas alcanzados por dicho proceso (Quezada, 2015).

1.11.1. Postulado de Rittinger (1867) (Primera Ley de la Conminución)

Se toma como principio únicamente la energía necesaria para la rotura de los cuerpos sólidos ideales, que vendrían a ser aquellos que son homogéneos, isotrópicos y que no contienen fallas, cuando el material alcanza su límite de ruptura o deformación crítica.

Aunque no tenga el respaldo experimental necesario, se puede observar que en la práctica funciona mucho mejor para partículas gruesas, por lo que su uso es mayor en el proceso de chancado (Tala, 2015).

$$\hat{E}_R = K_R \left[\left(\frac{1}{P_{80}} \right) - \left(\frac{1}{F_{80}} \right) \right] \quad (13)$$

Dónde:

- \hat{E}_R : Energía específica de conminución [kWh / t]
- K_R : Constante de Rittinger
- P_{80} : Tamaño del 80% de pasante acumulado en el producto
- F_{80} : Tamaño del 80% de pasante acumulado en la alimentación

1.11.2. Postulado de Kick (1885) (Segunda Ley de la Conminución)

Este postulado nos habla acerca de la energía que se necesita para que se den cambios parecidos en el tamaño de los cuerpos, es proporcional al volumen que poseen los

mismos. Lo anterior quiere decir que si se producen grandes cantidades de energía estas producirán los mismos cambios en las dimensiones del tamaño del sólido. Para este cálculo se considera que la energía de fractura en un cuerpo sólido ideal es solo la requerida para que el sólido se deforme, es decir, que llegue a su límite de ruptura, por lo que ignora la energía adicional que se produce en la ruptura.

Aunque no posea el respaldo experimental necesario, en el campo demuestra ser de mayor utilidad para partículas finas (Quezada, 2015).

$$\hat{E}_R = K_R \text{Log} \left(\frac{F_{80}}{P_{80}} \right) \quad (14)$$

Dónde:

- \hat{E}_R : Energía específica de conminución [kWh/t]
- K_R : Constante de Kick
- P_{80} : Tamaño del 80% de pasante acumulado en el producto
- F_{80} : Tamaño del 80% de pasante acumulado en la alimentación

1.11.3. Postulado de Bond (1952) (Tercera Ley de la Conminución)

Este postulado indica que la energía que se utiliza para reducir el 80% del tamaño de un material es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del pasante del tamaño 80% de las partículas, todo esto en micrones. Bond definió el parámetro \hat{E}_B en función del WI (índice de trabajo), que es el trabajo total [kWh/t corta] que se requiere para reducir una tonelada corta del material desde cualquier tamaño hasta partículas que su pasante 80% sea menor que 100 micrones (Tala, 2015).

$$\hat{E}_B = 10W_t \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (15)$$

Dónde:

- \hat{E}_B = Energía específica de conminución [kWh/t]
- WI = Índice de trabajo [kWh/t corta]
- P_{80} = Tamaño del 80% de pasante acumulado en el producto
- F_{80} = Tamaño del 80% de pasante acumulado en el alimento

El parámetro WI (índice de trabajo) depende de varias características como del tipo de material, equipo empleado para la molienda, entre otros, por lo que requiere su determinación experimentalmente según la aplicación para la que se empleará.

1.11.4. Postulado de Charles Walker

En 1957, Charles propuso una relación generalizada “energía-tamaños” que engloba las tres leyes de conminución. En 1937 Walker publicó una ecuación empírica similar a la que Charles propuso, por lo que a partir de entonces se le conoció como el postulado de Charles Walker. En este postulado la ley general que relaciona el consumo energético específico de la conminución con el tamaño reducido de las partículas (Contretas, 2016). Esto se da mediante la ecuación:

$$dW = -C \cdot \frac{dx}{x^n} \quad (16)$$

Donde

- **dW**= Variación de energía consumida en la conminución
- **C**= Constante
- **dx**= Variación de dimensión que necesita un trabajo dW por unidad de volumen
- **x**= Dimensión del bloque
- **n**= Constante en función de la forma de molienda

1.12. Ensayos de moliendabilidad

1.12.1. SAG Power Index (SPI)

El objetivo del ensayo del Índice de Energía SAG es encontrar el tiempo que se necesita para moler un material desde el 80% que pasa por ½ pulgada (12.7 mm) hasta el 80% que pasa por malla 10 (1.7 mm).

El molino para el SPI tiene una dimensión de 12 pulgadas (30.5 cm) de diámetro x 4 pulgadas (10.2 cm) de largo. El molino trabaja a una velocidad crítica del 70%, utiliza el 15% del volumen de mineral y el 15% del volumen en bolas de acero de un tamaño

de 1 ½ pulgada (38.1 mm). El ensayo se realiza con 2 Kg de muestras de mineral (Starkey, 1997).

Se puede calcular el consumo de energía específica o SAG Power Index (SPI) con la siguiente ecuación:

$$W = 0.11 \cdot t^* [min] + 0.9 \quad \left[\frac{kWh}{t} \right] \quad (17)$$

Dónde: t^* es el tiempo de molienda expresado en minutos

1.12.2. Ensayo normalizado de moliendabilidad de Bond (BW_i)

Para cálculos prácticos, se considera el tamaño en micras del pasante 80% como criterio del tamaño de partículas. El diámetro en micras por el que pasa el 80% del producto se designa como P, el tamaño por el que pasa el 80% del alimento se designa como F, y el trabajo de entrada expresado en kilovatios-hora por tonelada corta es W_i (Bond, 1961).

$$W = \frac{10W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10W_i}{\sqrt{F}} \quad (18)$$

El Índice de Trabajo (W_i) es un parámetro de conminución que manifiesta la resistencia que posee un determinado material al aplastamiento o a la molienda. Se expresa en kWh por tonelada corta requerida para reducir el tamaño del material desde un alimento de tamaño teóricamente infinito a un 80% pasante de 100 μ m (Bond, 1961).

Esta ecuación fue calculada con los siguientes parámetros estándar:

- Un molino con dimensiones de 12” de diámetro x 12” de largo (30.48 cm x 30.48 cm)
- Bolas de acero de diferentes tamaños con un peso total de 21,125 kg
- Velocidad de molino de 70 rpm
- Un peso de 700 cm³ de material de alimento

1.13. Etapas del ensayo de Bond

Según el libro *Diseño y simulación de circuitos de Molienda y Clasificación de* (Austin & Concha A., 1994) se detalla las etapas de la siguiente manera:

1.13.1. ETAPA 1: Ensayo normalizado de moliendabilidad de Bond

Se prepara el material con un tamaño pasante del 100% menor a 6 mallas (3.350 mm), para obtener un aproximado de 80% del material con tamaño menor a 2 mm. Se calculan 700 cm^3 de material, que corresponde a un peso de W en gramos, haciendo énfasis para que la densidad aparente se pueda replicar, finalmente se carga en un molino de bolas de dimensiones 30,5x30,5 cm (12x12 pulgadas), con bordes interiores redondeados. La carga es de 285 bolas de acero con un peso de 20,125 kg con la siguiente distribución (Austin & Concha A., 1994):

Tabla 1.3 Distribución de bolas de acero

Número de bolas #	Tamaño (mm)	Tamaño (")
43	36,83	1,45
67	29,72	1,17
10	25,40	1,00
71	19,05	0,75
94	15,49	0,61

Fuente: (Austin & Concha A., 1994)

Al alcanzar la carga circulante del 350%, esta se llama moliendabilidad y se designa con Gbp que es el número de gramos netos bajo cierta malla por revolución, que puede calcularse con la siguiente ecuación:

$$Gbp = \frac{\text{Producto molido} - \text{peso nuevo cargado} * \text{fracción pasante acumulado}}{\# \text{ revoluciones}} \quad (19)$$

1.13.2. ETAPA 2: Cálculo del Índice de Trabajo del ensayo

Para el cálculo del índice de trabajo utilizamos la siguiente fórmula:

$$W_{iTEST} = \frac{1.1 * 44.5}{(P_1)^{0.23} * Gbp^{0.82} \left[\frac{10}{\sqrt{X_{PT}}} - \frac{10}{\sqrt{X_{FT}}} \right]} \left[\frac{kWh}{ton \text{ métrica}} \right] \quad (20)$$

donde:

- **W_{iTEST}**: Es el índice de trabajo [kWh/tonelada métrica]
- **P₁**: es el tamaño de malla que se utiliza como corte de clasificación [μm]
- **Gbp**: moliendabilidad
- **X_{PT}**: Es el d80 del producto [μm]
- **X_{FT}**: Es el d80 del alimento [μm]

1.13.3. ETAPA 3: Escalamiento a molinos mayores

Bond propuso la siguiente expresión para hallar el índice de trabajo operacional para un molino de diámetro D:

$$W_{iD} = \begin{cases} (2.44/D)^{0.2} W_{iT} & \text{para } D \leq 3.81 \text{ m} \\ 0.914 W_{iT} & \text{para } D > 3.81 \text{ m} \end{cases} \quad (21)$$

Dónde: W_{iD} es el índice de trabajo a usar en un molino de diámetro D.

1.13.4. ETAPA 4: Corrección para otras condiciones de operación

Para que el índice de trabajo funcione en condiciones de operación se debe utilizar la siguiente fórmula:

$$W_i = K \cdot W_{iD} \quad (23)$$

Dónde:

$$K = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \quad (24)$$

Con:

- **K₁**: factor de conversión a circuito abierto
- **K₂**: factor de conversión a molienda seca
- **K₃**: factor de corrección por sobre tamaño en la alimentación
- **K₄**: factor de corrección por la fineza de molienda
- **K₅**: factor de corrección por razón de reducción

Conversión a circuito abierto

Para un circuito cerrado utilizamos un K_1 de 1, para un circuito abierto utilizamos valores de la tabla donde p_1 es la malla de separación en el test de Bond y $P(p_1)$ el porcentaje menor a la malla p_1 deseado en el producto del circuito abierto de molienda.

Tabla 1.4 Conversión de circuito cerrado a circuito abierto

$P(p1)$	$K1$
50	1.035
60	1.05
70	1.10
80	1.20
90	1.40
92	1.46
95	1.57
98	1.70

Fuente: (Austin & Concha A., 1994)

Conversión a molienda seca

$$K_2 = \begin{cases} 1,3 & \text{molienda seca} \\ 1,0 & \text{molienda húmeda} \end{cases}$$

Corrección por sobre tamaño en la alimentación

Si el tamaño de alimentación cumple con:

$$X_F > 4000\sqrt{1.10(13/Wi_T)} \quad (25)$$

se debe corregir el índice de trabajo mediante la siguiente fórmula:

$$K_3 = 1 + \frac{[(Wi_T/1.10)-7] \left[\frac{X_F}{4000\sqrt{1.10(13/Wi_T)}} - 1 \right]}{(X_F/X_P)} \quad (26)$$

En caso de que no cumpla, el factor $K_3=1$

Corrección por la fineza de molienda

Cuando la molienda es fina, cumpliendo que $X_F < 75 \mu\text{m}$ en molienda **húmeda** y $15 \mu\text{m} \leq X_F \leq 75 \mu\text{m}$ en molienda **seca**, el Índice de Trabajo se debe corregir mediante una fórmula y el resultado no debe ser mayor a 5 para molienda húmeda.

$$K_4 = \frac{(X_P + 10.3)}{1.145 X_F} \quad (27)$$

Caso contrario K_4 debe ser 1.

Corrección por razón de reducción

Para moliendas que tengan una razón de reducción baja, cumpliendo $X_F/X_P < 6$, se debe corregir el Índice de Trabajo con K_5 :

$$K_5 = 1 + \frac{0.13}{(X_F/X_P) - 1.35} \quad (28)$$

De no cumplir se utiliza $K_5=1$.

1.13.5. ETAPA 5: Cálculo de la energía específica consumida para una razón de reducción determinada

Mediante la siguiente expresión calculamos la energía en relación con los tamaños d_{80} :

$$E = W_i \left[\frac{10}{\sqrt{X_P}} - \frac{10}{\sqrt{X_F}} \right] \quad (29)$$

Donde E es la energía específica de molienda en kWh/t y X_P y X_F son los tamaños del 80% del producto y alimentación al circuito en μm y W_i el Índice de Trabajo en kWh/t.

1.13.6. ETAPA 6: Cálculo de la potencia para mover los medios de molienda

La potencia mecánica viene dada por:

$$Pot = EQ \quad (30)$$

Dónde:

- **Q**: es la capacidad del molino
- **E**: es la energía específica de fractura

Esta potencia es la usada en el piñón de entrada al molino. Normalmente se asume para instalaciones nuevas un factor de eficiencia de energía del 95 %

1.13.7. Retro cálculo del diámetro del molino

Basándonos en la ecuación de potencia se puede calcular el diámetro que debería tener el molino, la ecuación es:

$$D = \left[\frac{P_G}{K_B^{0.461} \cdot \phi_C^{1.505} \cdot \frac{L}{D}} \right]^{\frac{1}{3.5}} \quad (31)$$

Dónde:

- **P_G**: Es la potencia global [HP]
- **K_B**: Se asume de $4,9120 \times 10^{-5}$ para descarga en parrilla [J]
- **ϕ_C**: Fracción de velocidad crítica
- **L/D**: relación longitud/diámetro

1.14. Importancia del modelo de Bond

El método de Bond nos sirve para tener una primera estimación del consumo energético neto necesario para la molienda del material de cierto equipo a escala industrial, con un error promedio de un 20%. Dada la sencillez del procedimiento se utiliza para el dimensionamiento de molinos de bolas y barras a escala piloto o a escala industrial (Wasmuth, 1970).

CAPÍTULO 2

DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DEL MOLINO DE BOND

2.1. Diseño del equipamiento

El molino con el que se trabajó es un molino estandarizado, por lo cual, cuenta con un diseño preestablecido para su construcción e implementación, basándose principalmente en los principios de Fred Bond en su trabajo “Trituración y cálculos de Molienda” (Bond, 1961).

Las principales características del molino son:

- Cilindro de acero inoxidable de 12” de diámetro y 12” de largo y grosor de 6 mm
- Carga de 285 bolas con un peso de 20.125 Kg
- Motor de 2 HP
- Sistema de control Siemens
- Variador de velocidad DELTA 3HP
- Chumacera (cojinete) P208
- Poleas “Ecuapolea 7x2”
- Doble banda de polea

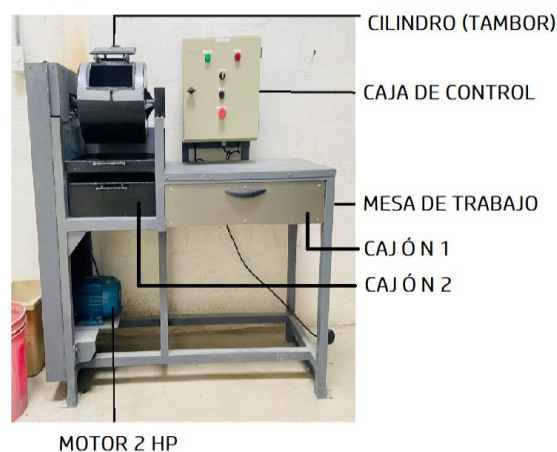
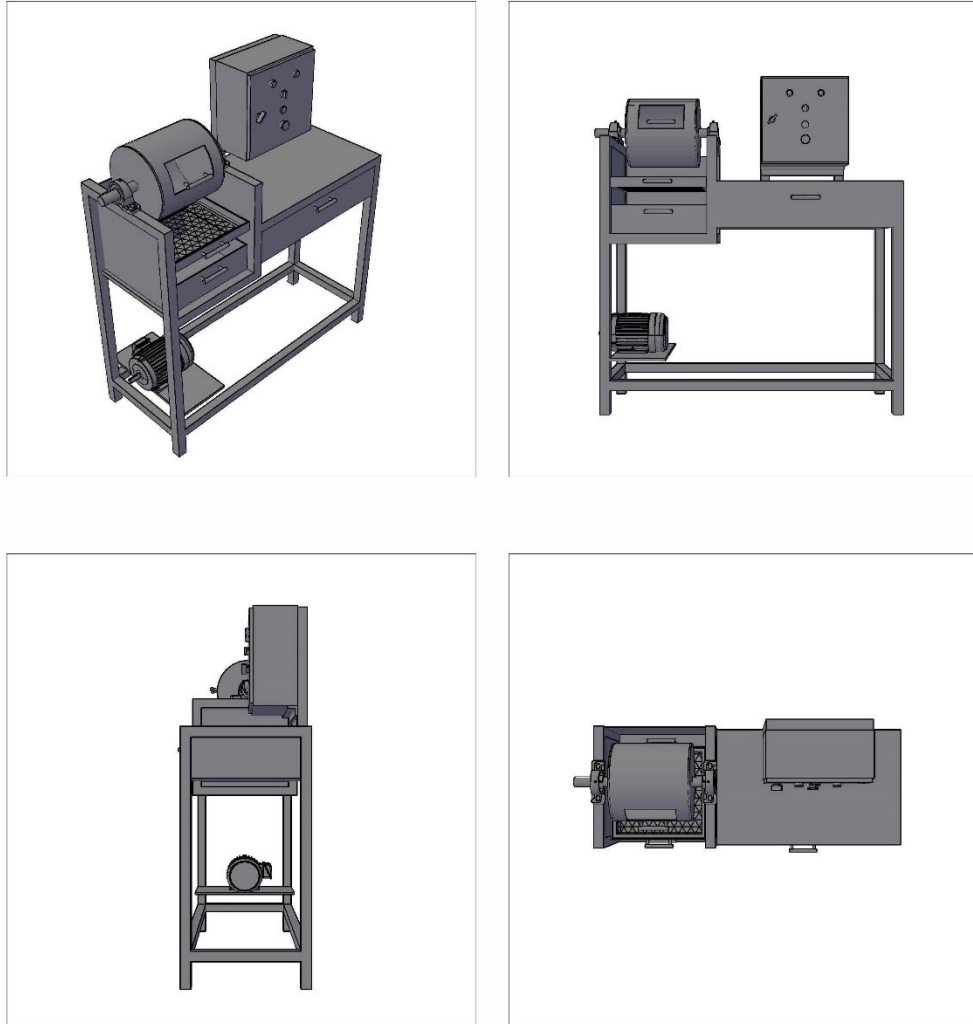


Figura 2.1 Molino de Bond y sus partes

Fuente: Elaboración propia

2.2. Parámetros de diseño



	Fecha	Nombre	 UNIVERSIDAD DEL AZUAY
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS		MOLINO DE BOND	DIAGRAMA
DATUM			1
ESCALA	1:35		

Figura 2.2 Diagrama vistas molino de Bond

Fuente: Elaboración propia

2.3. Construcción del molino

2.3.1. Adquisición de las piezas

Previo a la construcción del molino se realizó la adquisición de los materiales y piezas necesarias para su posterior ensamblaje. La empresa “FERREINDUSTRIAL” nos facilitó el cilindro de acero inoxidable, la placa A/C, sistema de control y variador de velocidad, los cuales tardaron dos meses en ser importados. El motor fue adquirido en la empresa “METALAUSTR0”, y los materiales para la mesa de trabajo fueron facilitados por el taller metal – mecánico de la Universidad del Azuay.



Figura 2.3 Tambor listo para ser ensamblado

Fuente: Elaboración propia

2.3.2. Ensamblaje del molino

Una vez reunidos los materiales, estos fueron entregados al taller de la universidad para proceder con la construcción del molino final y una mesa de trabajo donde se incorporó la caja de control, cilindro y motor. La mesa, criba y cajones fueron diseño por parte del equipo de trabajo de titulación con el objetivo de que este molino pueda

ser utilizado de una manera didáctica con todos los estudiantes de la Escuela de Ingeniería en Minas. La construcción tardó un mes y medio en ser finalizada.



Figura 2.4 Cilindro montado en la estructura metálica

Fuente: Elaboración propia

2.3.3. Instalación en el laboratorio

Al finalizarse la construcción del molino se realizó la adecuación del mismo en el laboratorio de minas, sin embargo, la estructura se tuvo que empernar al piso, incluso fue necesario soldarlo a la pared tanto la mesa como la caja de control, debido a que en pruebas previas realizadas la estructura no resistía las condiciones de operación necesarias, siendo necesaria una mejor adecuación en las instalaciones del laboratorio.



Figura 2.5 Instalación del molino en el laboratorio

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO 3

DESARROLLO EXPERIMENTAL

La experimentación consistió en el cálculo del índice de trabajo para tres distintos materiales metálicos y no metálicos, mediante el ensayo de estandarizado de Bond, con el que se obtuvo el índice de moliendabilidad para poder realizar sus respectivos cálculos posteriores. Se realizó una comparativa para los tres casos en base a sus resistencias (alta, media y baja) para observar el consumo energético de cada uno y optar por un diseño a escala que resulte más eficiente en planta.

3.1. Lugar de obtención

Las muestras se obtuvieron de la zona sur del Ecuador, provenientes de sitios de interés minero para distintas actividades comerciales, de producción o infraestructura civil. Estos lugares se eligieron debido a la calidad del material, su accesibilidad y abundancia, siendo el caolín, andesita y roca mineralizada. Estos materiales cumplían con los requerimientos de las resistencias propuestas para las pruebas y posteriores análisis.

Caolín

Las muestras de caolín se obtuvieron de la mina “TIERRA BLANCA” que se encuentra ubicada en la provincia de Cañar, cantón Azogues, en el límite entre las parroquias Luis Cordero y Azogues.

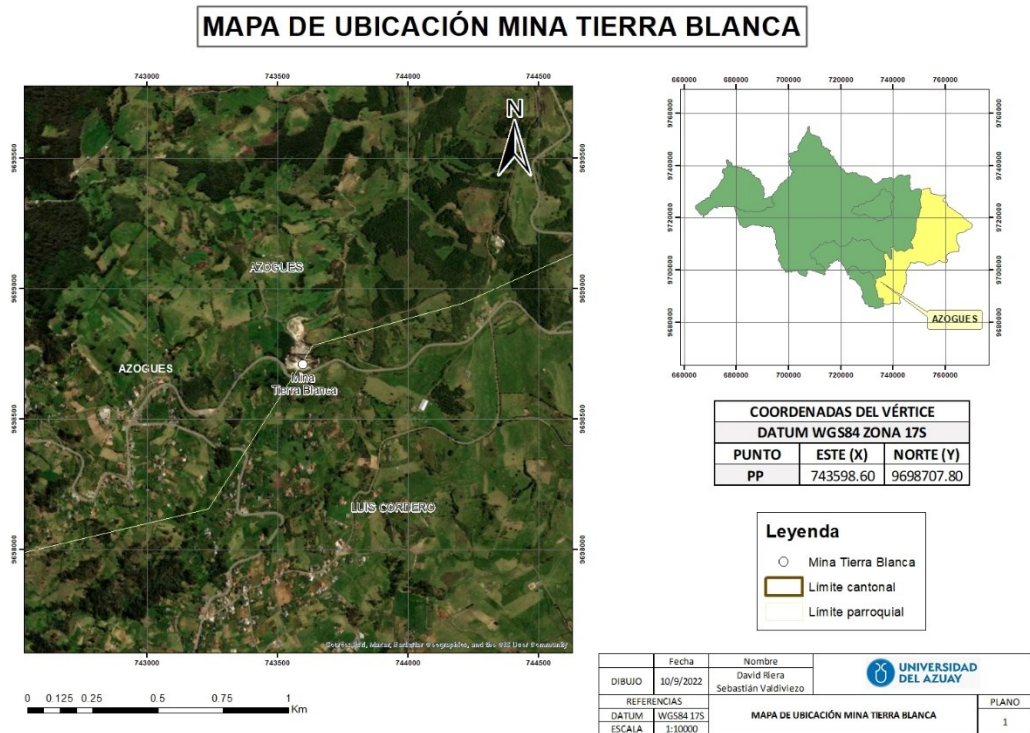


Figura 3.1 Mapa de ubicación Mina Tierra Blanca

Fuente: Elaboración propia

Andesita

Las muestras de andesita se tomaron del libre aprovechamiento “MTO COJITAMBO”, que se encuentra ubicado en la provincia del Cañar, cantón Azogues, parroquia Cojitambo.

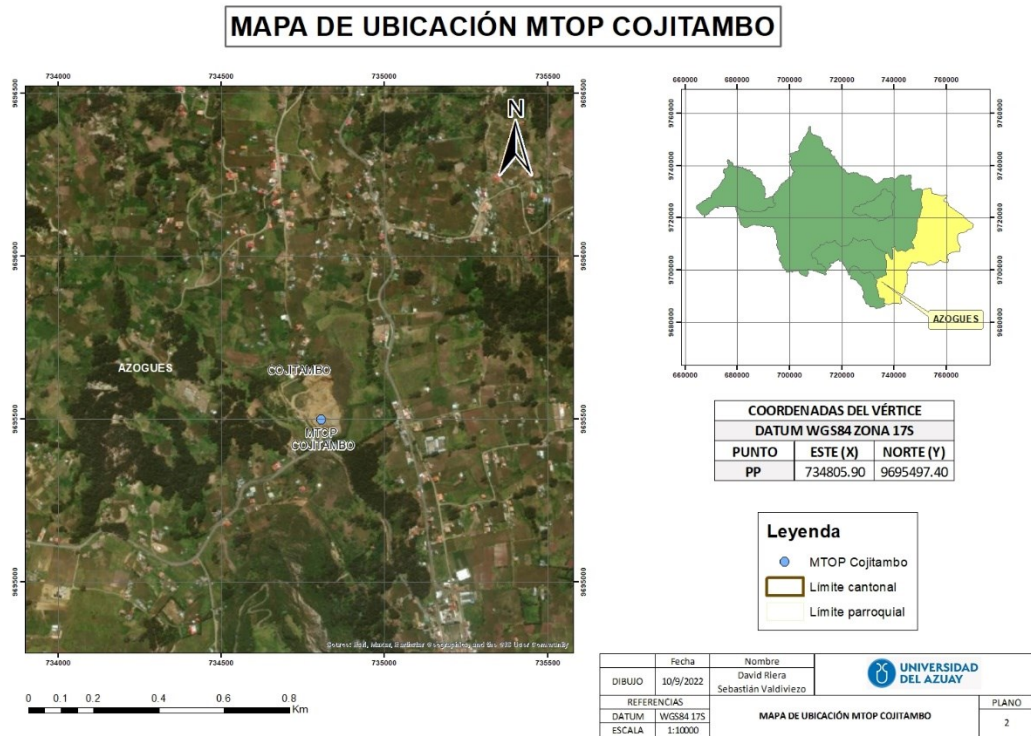


Figura 3.2 Mapa de ubicación MTO Cojitambo

Fuente: Elaboración propia

Roca mineralizada

Las muestras de veta mineralizada se obtuvieron de la mina “Chinapintza” ubicada en la provincia de Zamora Chinchipe, cantón Nangaritza, parroquia Guayzimi.

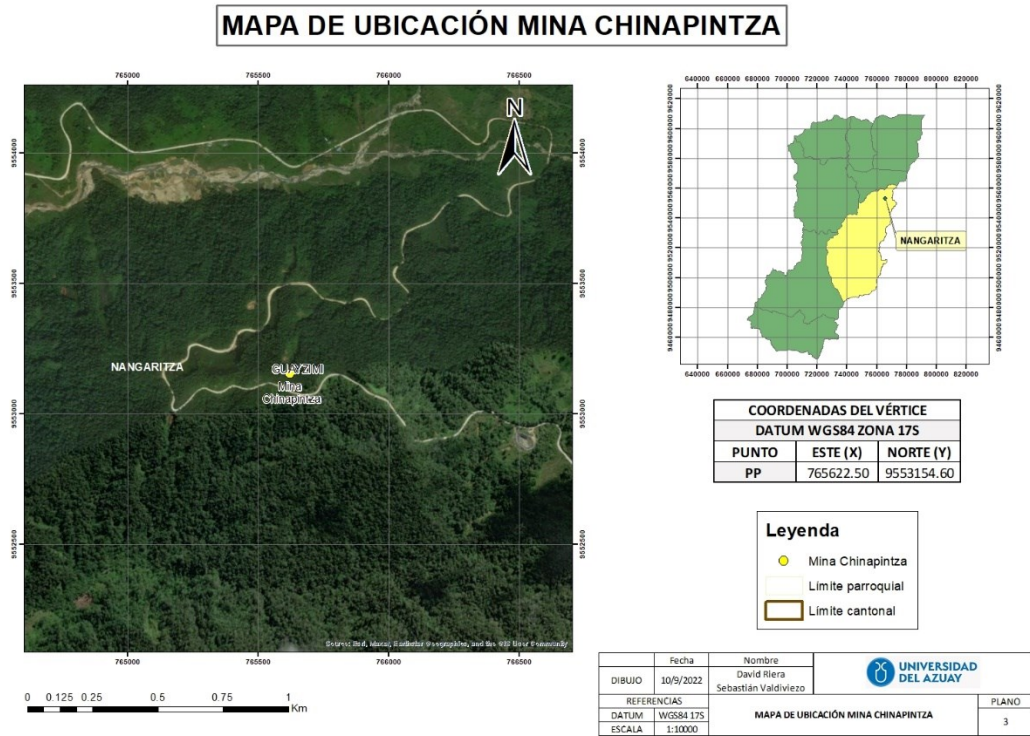


Figura 3.3 Mapa de ubicación Mina Chinapintza

Fuente: Elaboración propia

3.2. Características de las muestras

Caolín

El caolín es un mineral compuesto de silicatos de aluminio hidratado $Al_2(Si_2O_5)(OH)_4$, siendo estos productos de una degradación y descomposición de rocas feldespáticas.

Entre sus propiedades más relevantes se encuentran:

- Dureza de 2 en la escala de Mohs
- Peso específico de 2.6
- Tono de color blanco
- Sistema de cristales triclinico

- Fractura irregular
- Usado como pigmento en pinturas y papel, además de ser utilizado como relleno funcional en caucho y plástico.
- Resistencia a la compresión de 65,89 kg/cm²



Figura 3.4 Imagen del mineral caolín

Fuente: Elaboración propia

Andesita

La andesita es un tipo de roca ígnea volcánica de composición química intermedia y es producto de la cristalización del magma.

- Color gris claro
- Textura porfídica
- Peso específico de 2.7 g/cm³
- Dureza menor a 6 en la escala de Mohs.
- Se utiliza para la obtención de lastre, ripio y rellenos en carreteras y caminos.
- Resistencia a la compresión de 500-600 kg/cm²



Figura 3.5 Imagen de roca andesita

Fuente: Elaboración propia

Roca mineralizada

La muestra de roca mineralizada es un ejemplar de roca polimetálica de resistencia mediana - alta en la cual se encuentran elementos mineralizados como galena, pirita, cobre e indicios de oro. Las características más importantes son las siguientes.

- Dureza de 3 a 4 en la escala de Mohs
- Posee una densidad media de 12 g/cm^3
- Tonalidad gris claro y oscuro dependiendo de los elementos
- El plomo se utiliza en aleaciones, el oro en dispositivos electrónicos y el cobre aporta resistencia a la corrosión



Figura 3.6 Imagen de la roca mineralizada

Fuente: Elaboración propia

3.3. Geología

3.3.1. Caolín

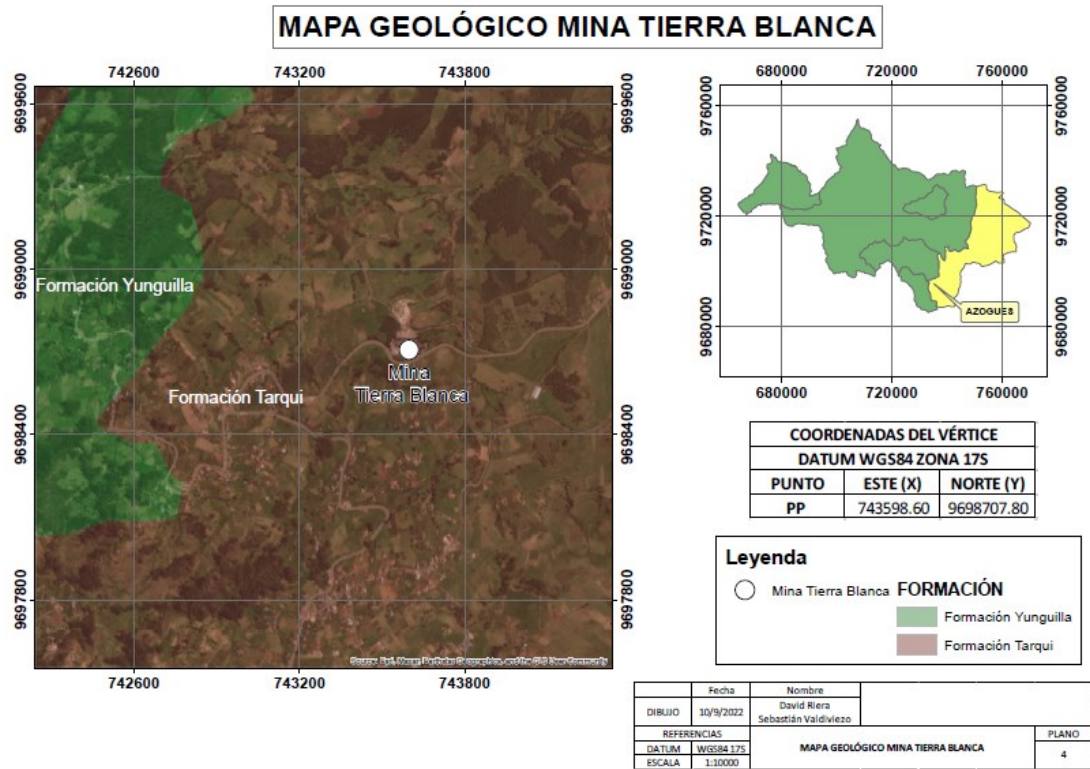


Figura 3.7 Mapa geológico Mina Tierra Blanca

Fuente: Elaboración propia

- **Formación Yunguilla**

La Formación Yunguilla aflora en una franja amplia en el Norte hasta desvanecerse al Sur bajo depósitos sedimentarios y volcánicos relativamente recientes. Al Este, entra en contacto tectónico con la Unidad Maguazo de la Cordillera Oriental, siendo la falla de San Antonio la que marca dicho contacto.

Consta de secuencias de gran estratificación, lutitas en ocasiones silíceas, limolitas y areniscas de grano fino de colores negro a gris verdoso. En sectores de alteración de las rocas presenta colores caquis, inclusive blanquecinos (Verdezoto, 2006).

- **Formación Tarqui**

La Formación Tarqui constituye una cubierta volcánica ubicada sobre las rocas sedimentarias y es la que anteriormente se le conocía como Formación Tambo Viejo del Mioceno superior.

Vislumbra tobas ácidas caolinizadas, algunas fuertemente meteorizadas, mientras que otras son de color blanco y rojo, cubriendo en su totalidad las unidades más antiguas de la zona. Es distintivo la presencia de gran abundancia de cristales de cuarzo euhedrales bipiramidales ubicados en pequeños bolsillos residuales en la superficie (Albán, 2009).

3.3.2. Andesita

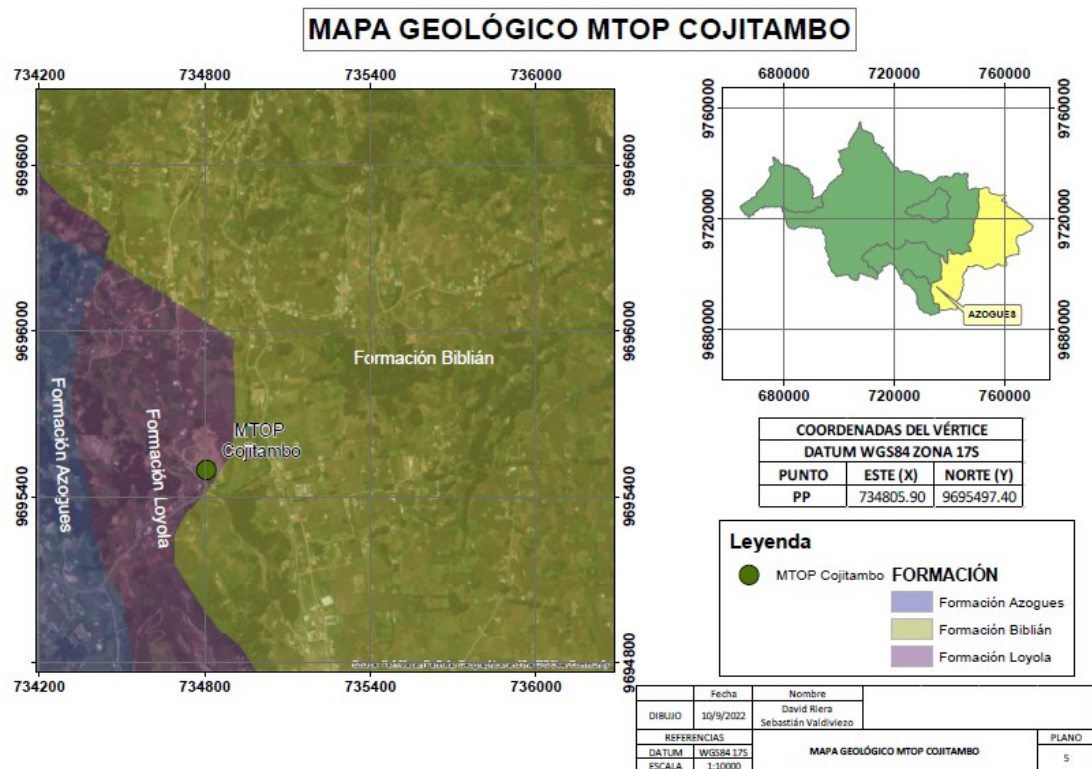


Figura 3.8 Mapa geológico MTOP Cojitambo

Fuente: Elaboración propia

- **Formación Azogues**

Existe un contacto transicional entre la Formaciones Loyola y Azogues, siendo evidenciado por la intercalación de lutitas, limolitas y areniscas tobáceas, que son las que se encuentran más presentes en la Formación.

Consiste esencialmente de areniscas tobáceas con granulometría fina a gruesa, de colores gris claro en estados recientes, y colores claros a amarillentos de alteración, estando interpuestas con capas de lutitas y limolitas. En las areniscas existe presencia de nódulos del material cementadas por carbonato de calcio, con tamaños aproximados entre 40 y 80 cm de diámetro (Verdezoto, 2006).

- **Formación Biblián**

Aflora a lo largo del camino entre Azogues y Biblián, presentando pliegues anticlinales de escala baja. Es complicado dar una estimación del espesor de la formación debido a que aflora únicamente una pequeña parte del tope de la formación.

Consiste de arcillolitas con colores verde y púrpura con granos de conglomerados y areniscas finos. Los clastos constan de cuarcitas y cuarzo lechoso, en menor medida se observan filitas y volcánicos (Verdezoto, 2006).

- **Formación Loyola**

Su afloramiento se observa en los flancos del anticlinal de Biblián y en forma de pequeños fragmentos al costado este del sinclinal de Azogues. Está compuesta por lutitas negras ricas en pirita con inserciones de granos de areniscas finas, presenta una coloración amarilla en condición meteorizada pero cuando en estado fresco su color varía entre negro a café. Generalmente sobreyace de manera paralela a la Formación. Biblián y se observa presencia de gran cantidad de fósiles de moluscos, gasterópodos, esqueletos de peces, entre otros (Gonzaga, 2018).

3.3.3. Roca mineralizada

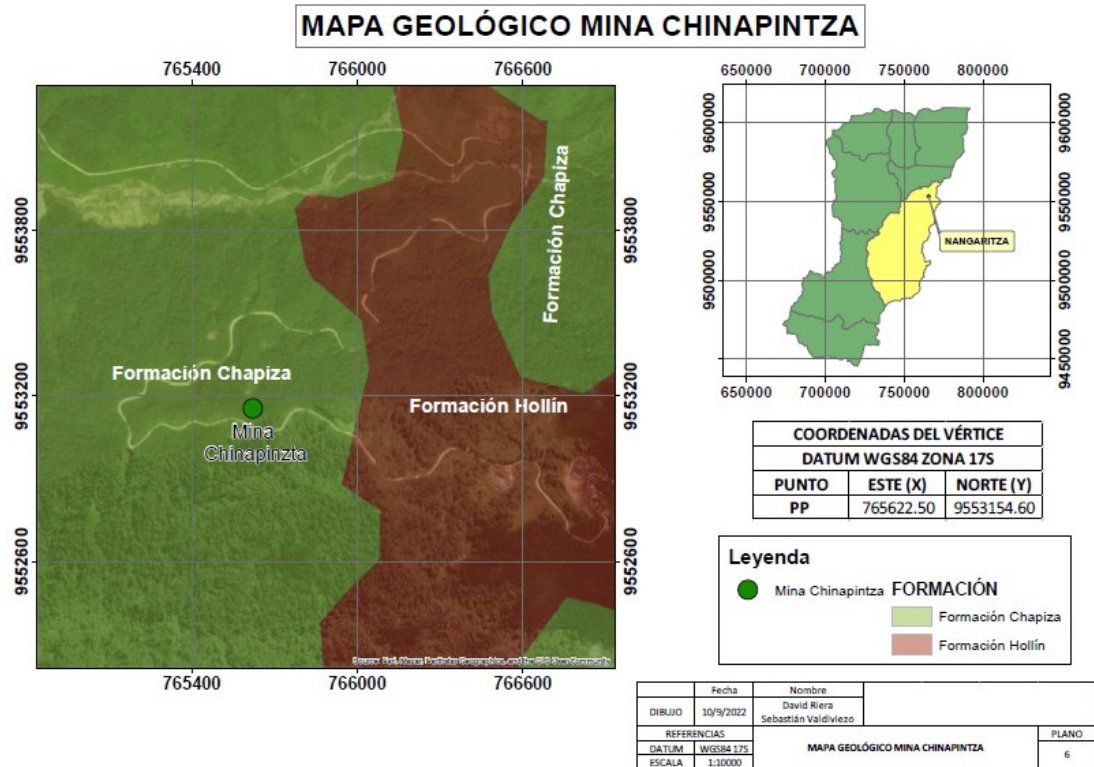


Figura 3.9 Mapa geológico Mina Chinapintza

Fuente: Elaboración propia

- **Formación Chapiza**

Está integrada por depósitos volcánico-sedimentarios, con presencia de basaltos en su parte superior con edad datada en 132 millones de años en el pozo Sacha Profundo. La sección sísmica muestra que este anticlinal es producto de una inversión tectónica de la falla normal del límite oeste de la fosa tipo graben del sach-shushufindi. Hacia el techo de la formación, existe un truncamiento erosional con una evidente discordancia angular entre el contacto con la Formación Hollín (Baby, 2004).

- **Formación Hollín**

La Formación Hollín puede ser subdividida regionalmente en dos Unidades:

Hollín Principal: una serie de areniscas cuarzosas con depósitos someros superiores, en presencia de estratificación cruzada, en cuya parte basal se encuentran conglomerados esporádicos, con correspondencia a depósitos de ríos entrelazados y diacrónicos provenientes de planicies aluviales. Las unidades arenosas se separan por

lutitas carbonosas que clasifican llanuras de inundación, y depósitos costeros (Ramirez, 2007).

Hollín Superior: Percibe una alternancia de arenas con estratificación cruzada y planar, con ondulitas. En la parte superior presenta arenas cuarzosas y glauconíticas, lutitas depositadas en una plataforma marina somera y calizas margas (Ramirez, 2007).

3.4. Preparación de las muestras

3.4.1. Trituración primaria

Las muestras minerales primero se sometieron al proceso de trituración en una trituradora de mandíbulas para así reducir la granulometría con la que fueron encontradas en campo. Para esto se pasó 10 kg de caolín, 15 kg de andesita y 10 kg de veta mineralizada.



Figura 3.10 Trituradora de Mandíbulas

Fuente: Elaboración propia

3.4.2. Trituración secundaria

Mediante una trituradora de rodillos se procedió a triturar nuevamente los materiales para conseguir disminuir aún más el tamaño de las partículas, quedando listas para el análisis granulométrico y posterior ensayo y pruebas en el molino de Bond.



Figura 3.11 Alimentación de trituradora de rodillos

Fuente: Elaboración propia

3.4.3. Cuarteo

Es un procedimiento que ayuda a tomar muestras representativas partiendo de muestras más grandes y poco homogéneas. El procedimiento consta de reunir, mezclar y posteriormente separar el material en cuatro partes iguales para luego descartar dos de estas que se encuentren diagonal entre ellas y utilizar los dos restantes como muestra real para el experimento.



Figura 3.12 Cuarteo de mineral caolín

Fuente: Elaboración propia

3.4.4. Peso de las muestras

El peso de las muestras fue realizado en el laboratorio mediante una balanza electrónica. Los valores obtenidos de material para los experimentos fueron 206, 953 y 994 g para el caolín, andesita y roca mineralizada respectivamente.

3.4.5. Tamizado de las muestras

Los tamices y la máquina de tamizado fueron necesarios para efectuar los análisis de las muestras en los cálculos del D_{80} de ingreso correspondiente y en los procesos para conseguir estabilizar el Gbp de los diferentes materiales en las pruebas del molino de bolas.



Figura 3.13 Tamizado de las muestras para análisis granulométrico

Fuente: Elaboración propia

3.4.6. Granulometría de entrada de las muestras

Una vez obtenido el peso retenido de cada malla se pudo realizar el análisis granulométrico de cada material, para ello se emplearon tablas en Excel que facilitaron los cálculos y la elaboración de las gráficas para determinar la línea de distribución.

Se realizó una tabla donde para cada peso retenido en cada malla se calcula la fracción retenida, para esto se divide el peso retenido para la suma de todo el peso retenido. Una vez calculada la fracción retenida se calculó la fracción pasante acumulada mediante una resta del total de fracción retenida con la fracción retenida para cada malla. Finalmente se obtuvo la fracción retenida acumulada sumando progresivamente la fracción retenida en cada malla.

Se tuvo en cuenta dos modelos de distribución para cada análisis granulométrico, el modelo de Gates Gaudin–Schuhmann y el de Rosin Rammler, siendo el primero el que obtuvo un coeficiente de determinación (R^2) más cercano a 1, indicando que es el modelo que mejor se ajusta a los datos.

Una vez graficado el modelo se pudo obtener la línea de tendencia en conjunto con su ecuación, con la que se despejan variables como el parámetro de tamaño (K_{sc}) y el parámetro de distribución (n), valores con las que se puede despejar el D_{80} (tamaño por el que pasa el 80% del peso del material) de entrada, así como el tamaño de corte del ensayo (P_1) necesario para el ensayo de Bond.

Caolín

Tabla 3.1 Tabla granulométrica del caolín

Malla	Tamaño malla (μm) x	Peso retenido (g)	Fracción retenida $f(x)$	Fracción pasante acumulada $F(x)$	Fracción retenida acumulada $R(x)$
+ 3/8	12700	0	0.000	1.00	0.000
-3/8 +8	9510	22	0.107	1.00	0.000
-8 +10	2380	18	0.087	0.89	0.107
-10 +30	2000	63	0.306	0.81	0.194
-30 +50	595	25	0.121	0.50	0.500
-50 +80	297	16	0.078	0.38	0.621
-80 +100	177	5	0.024	0.30	0.699
-100 +200	149	15	0.073	0.28	0.723
+ 200	74	42	0.204	0.20	0.796
Total		206	1	0.00	1

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.2 Modelos de distribución caolín

Schuhmann		Rosin Rammler	
y	x	y	X
log F(x)	log (x)	ln (x)	ln(ln(1/1-F(x)))
-0.049	3.377	7.775	0.805
-0.094	3.301	7.601	0.494
-0.301	2.775	6.389	-0.367
-0.422	2.473	5.694	-0.743
-0.521	2.248	5.176	-1.027
-0.558	2.173	5.004	-1.127
-0.691	1.869	4.304	-1.478

Fuente: Elaboración propia

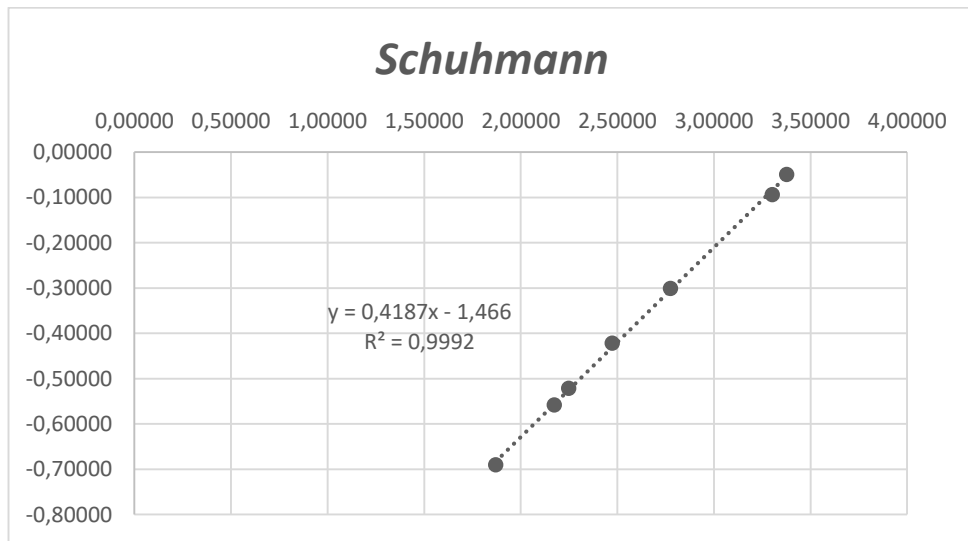


Figura 3.14 Distribución de Schuhmann caolín

Fuente: Elaboración propia

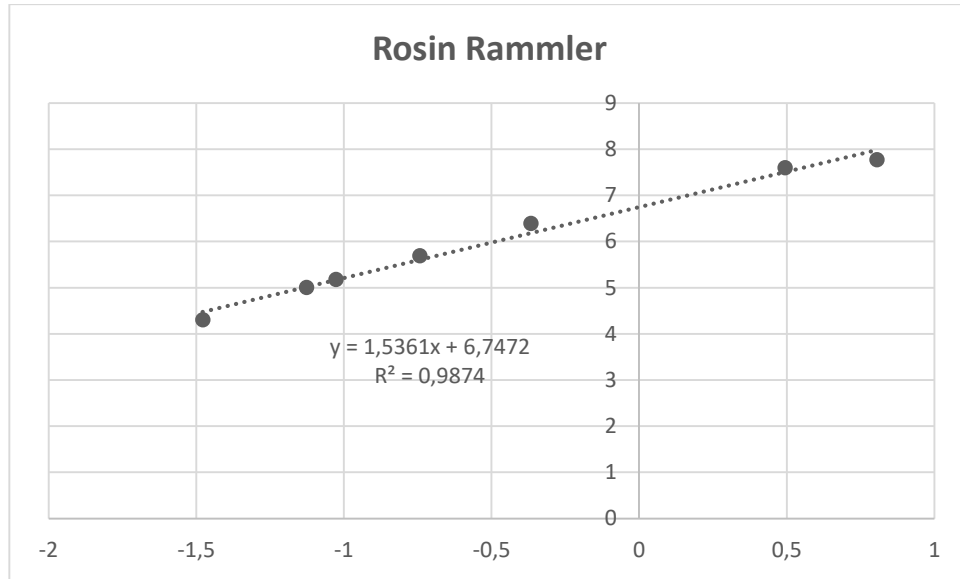


Figura 3.15 Distribución de Rosin-Rammler caolín

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.3 Resumen de resultados del análisis granulométrico caolín

Variable	Símbolo	Valor
Parámetro de distribución	n	0.4187
Parámetro de tamaño	K_{sc}	3208.77
80% del pasante	F_{80}	1883
Tamaño del corte	P_1	75
Fracción pasante acumulado		0.2074
Porcentaje del tamaño de corte		20.7483

Fuente: Elaboración propia

Andesita**Tabla 3.4** Tabla granulométrica de la Andesita

Malla	Tamaño malla (μm) x	Peso retenido (g)	Fracción retenida f(x)	Fracción pasante acumulada F(x)	Fracción retenida acumulada R(x)
+ 3/8	12700	0	0.000	1.00	0.000
-3/8 +8	9510	491	0.515	1.00	0.000
-8 +10	2380	77	0.081	0.48	0.515
-10 +30	2000	238	0.250	0.40	0.596
-30 +50	595	50	0.052	0.15	0.846
-50 +80	297	28	0.029	0.10	0.898
-80 +100	177	9	0.009	0.07	0.928
-100 +200	149	24	0.025	0.06	0.937
+ 200	74	36	0.038	0.04	0.962
		953	1	0.00	1

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.5 Modelos de distribución andesita

Schuhmann		Rosin Rammler	
y	x	y	x
$\log F(x)$	$\log(x)$	$\ln(x)$	$\ln(\ln(1/1-F(x)))$
-0.314	3.38	7.77	-0.411
-0.394	3.3	7.6	-0.659
-0.812	2.77	6.39	-1.79
-0.992	2.47	5.69	-2.23
-1.14	2.25	5.18	-2.59
-1.2	2.17	5	-2.73
-1.42	1.87	4.3	-3.26

Fuente: Elaboración propia

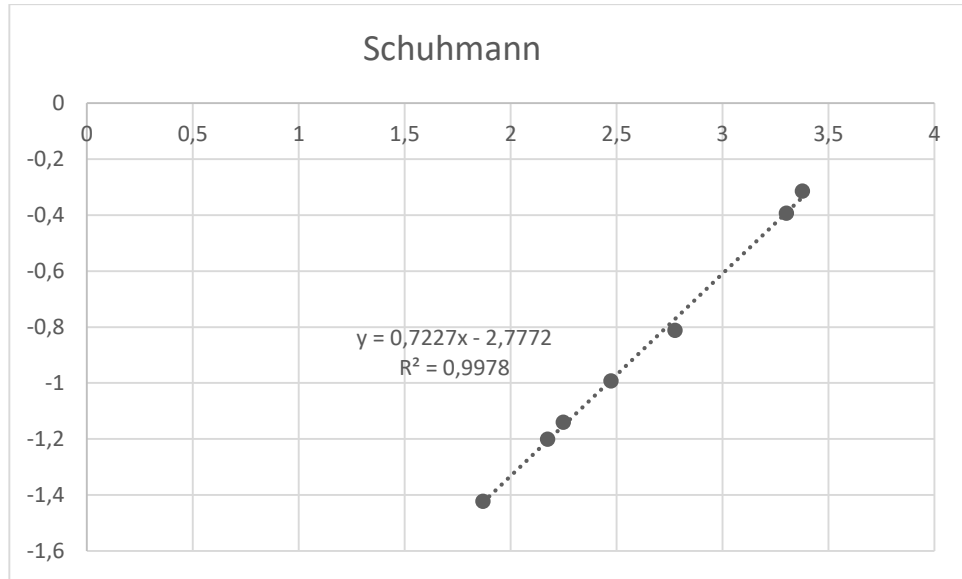


Figura 3.16 Distribución de Schuhmann andesita

Fuente: Elaboración propia

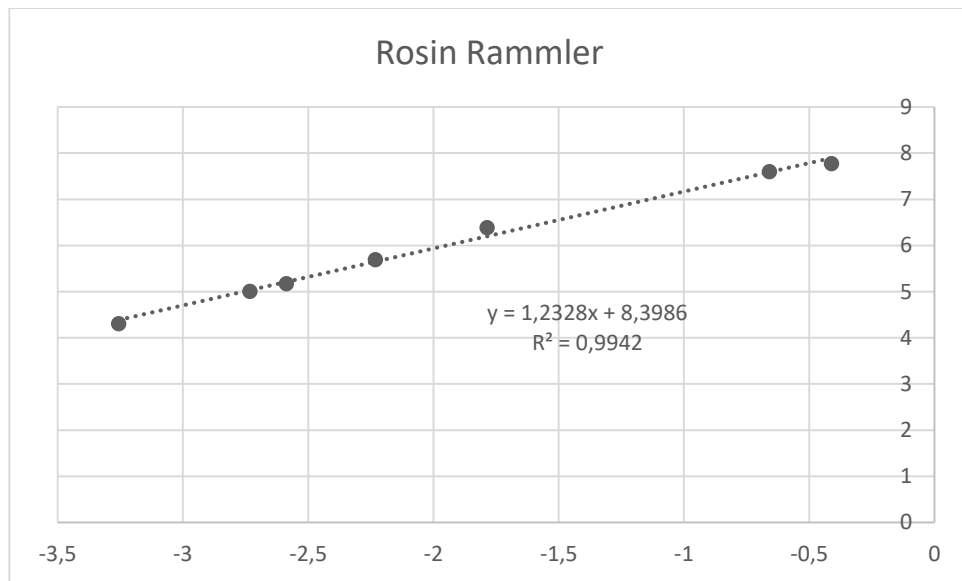


Figura 3.17 Distribución de Rosin Rammler andesita

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.6 Resumen de resultados del análisis granulométrico andesita

Variable	Símbolo	Valor
Parámetro de distribución	n	0.7227
Parámetro de tamaño	K _{sc}	6963.25
80% del pasante	F ₈₀	5114
Tamaño del corte	P ₁	75
Fracción pasante corte P₁		0.0378
Porcentaje del pasante P₁		3.7836

Fuente: Elaboración propia

Roca mineralizada**Tabla 3.7** Tabla granulométrica de roca mineralizada

Malla	Tamaño malla (μm) x	Peso retenido (g)	Fracción retenida f(x)	Fracción pasante acumulada F(x)	Fracción retenida acumulada R(x)
+ 3/8	12700	0	0.000	1.00	0.000
-3/8 +8	9510	400	0.402	1.00	0.000
-8 +10	2380	88	0.089	0.60	0.402
-10 +30	2000	292	0.294	0.51	0.491
-30 +50	595	80	0.080	0.22	0.785
-50 +80	297	46	0.046	0.13	0.865
-80 +100	177	15	0.015	0.09	0.911
-100 +200	149	46	0.046	0.07	0.927
+ 200	74	27	0.027	0.03	0.973
		994	1	0.00	1

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.8 Modelos de distribución roca mineralizada

Schuhmann		Rosin Rammler	
y	x	y	x
log F(x)	log (x)	ln (x)	ln(ln(1/1-F(x)))
-0.224	3.377	7.775	-0.094
-0.293	3.301	7.601	-0.340
-0.667	2.775	6.389	-1.417
-0.870	2.473	5.694	-1.932
-1.053	2.248	5.176	-2.378
-1.134	2.173	5.004	-2.573
-1.566	1.869	4.304	-3.592

Fuente: Elaboración propia

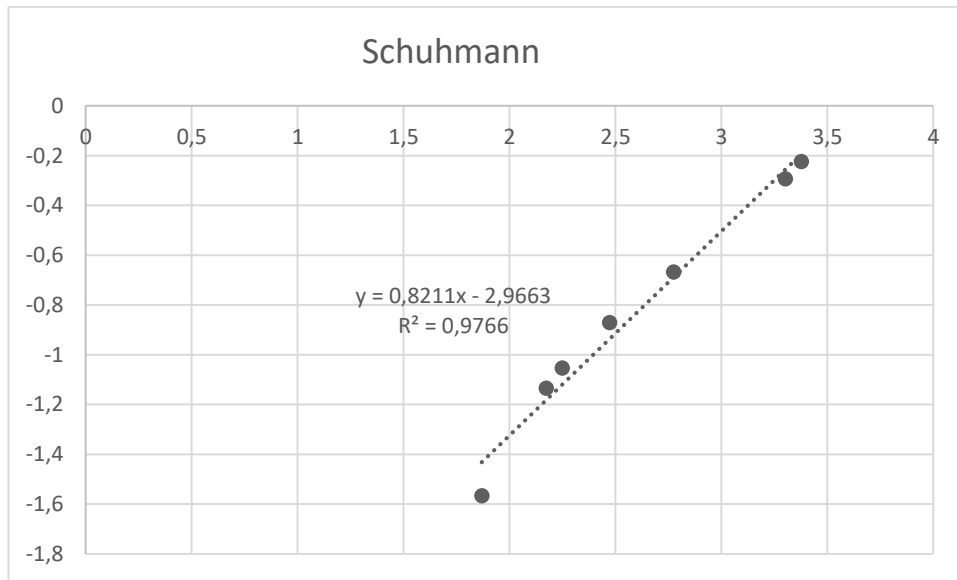


Figura 3.18 Distribución de Schuhmann roca mineralizada

Fuente: Elaboración propia

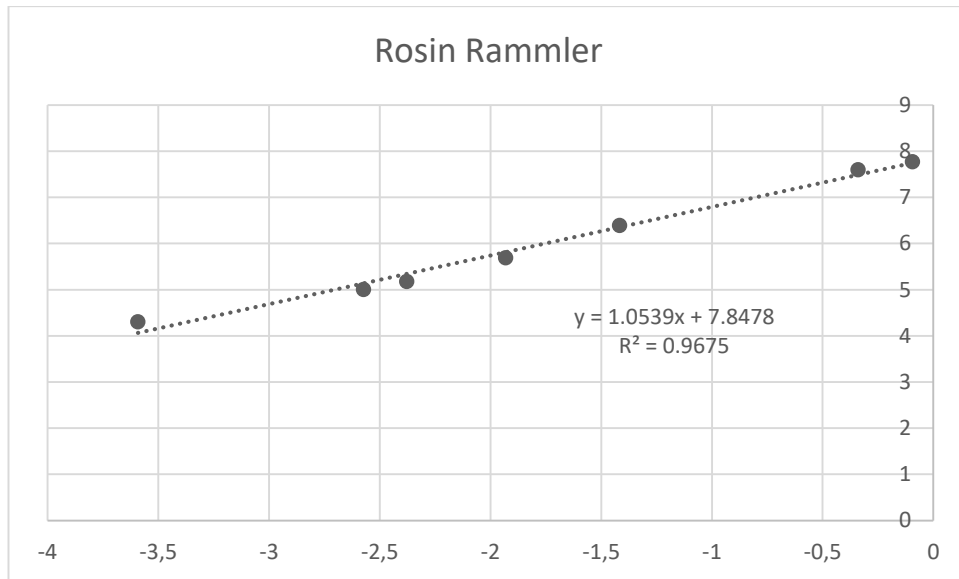


Figura 3.19 Distribución de Rosin Rammler roca mineralizada

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.9 Resumen de resultados del análisis granulométrico roca mineralizada

Variable	Símbolo	Valor
Parámetro de distribución	n	0.8211
Parámetro de tamaño	K_{sc}	4098.2
80% del pasante	F_{80}	3123
Tamaño del corte	P_1	75
Fracción pasante corte P_1		0.0374
Porcentaje del pasante P_1		3.7437

Fuente: Elaboración propia

3.4.7. D80 de las muestras

Mediante una comparativa entre los tamaños de las mallas y el porcentaje de fracción retenida se pudo realizar las curvas de distribución granulométricas de las muestras de caolín, andesita y roca mineralizada, de las que se obtuvieron valores de F_{80} de 1883, 5114 y 3123 μm respectivamente.

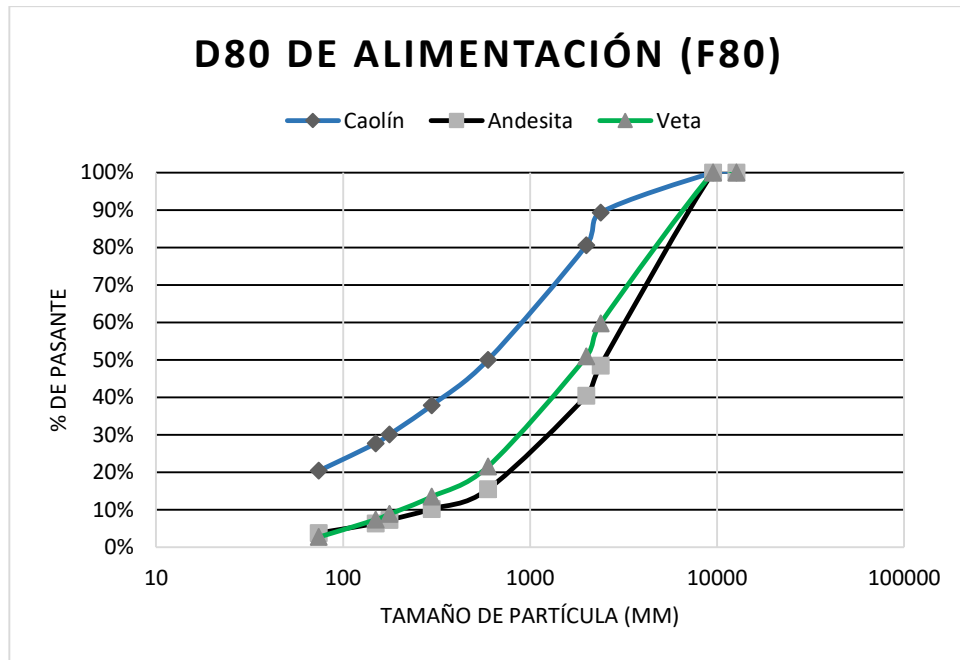


Figura 3.20 D80 de alimentación de materiales

Fuente: Elaboración propia

3.5. Ejecución del ensayo de Bond

3.5.1. Etapa 1. Ensayo normalizado de Bond

El material se preparó con un tamaño 100% menor a malla N. 6 (3.350 mm). Debidamente cuarteado y mediante el uso de una probeta se llenó 750 cm³ de cada material, siendo posteriormente pesados para empezar el proceso de molienda.

Para realizar la molienda se ajustó el variador de velocidad a una frecuencia de 9.12 Hz que corresponde a 70 revoluciones por minuto. Luego se calculó el tiempo de molienda según el número de revoluciones que se requería, para la primera prueba fue de 100 revoluciones, lo que equivale a 1:29.7 min, variando estos para cada prueba de la primera etapa.

El material molido se lo tamizó en una malla N. 200 y el pasante de esta fue pesado y reemplazado por material nuevo para simular un circuito cerrado. Con el valor del peso del pasante se pudo calcular el índice de molturabilidad Gbp.

El material que no pasó la malla N. 200 se agregó el material nuevo y se procedió a moler nuevamente variando únicamente el número de revoluciones que pide el ensayo para determinar el Gbp, es decir, el tiempo en que se muele el material. El material

molido se volvió a tamizar, seguidamente se pesó el producto que pasó malla N. 200, para posteriormente ser reemplazado por material nuevo y continuar con el ensayo.

Este proceso se realizó repetidamente para cada material hasta que el valor del Gbp varió en una centésima o menos, significando esto que se ha estabilizado el índice de molturabilidad, concluyendo la primera etapa del ensayo de Bond.

Para el cálculo del Gbp se utilizó el siguiente modelo de tabla:

Tabla 3.10 Tabla modelo de Gbp

Prueba	Peso Nuevo Cargado	Pasante malla 200		Rev.	Pasante malla 200 en el Producto		
		En la Carga (g)	A Moler (g)		(#)	<u>200#</u> Producto Molido (g)	<u>200#</u> Formadas Totales (g)
1				100			
2							

Fuente: Elaboración propia

- **Prueba:** número de prueba que se realiza para el ensayo
- **Peso nuevo cargado:** peso en gramos de los 750 cm³ del material y posteriormente el peso del material reemplazado

- **En la carga:**

$$\text{Peso nuevo cargado} \cdot \text{Fracción pasante } P_1 \quad (31)$$

- **A moler:**

$$\frac{\text{Peso inicial cargado}}{3.5} - \text{En la carga} \quad (32)$$

- **# revoluciones:**

$$\frac{Gbp}{A \text{ moler}} \quad (33)$$

- **Producto molido:** el material pasante malla N. 200 al tamizar la carga

- **Formadas totales:**

$$\text{Producto molido} - \text{En la carga} \quad (34)$$

- **Gbp:**

$$\frac{\text{Formadas totales}}{\# \text{ revoluciones}} \quad (35)$$

Caolín**Tabla 3.11** Resultados de cálculos del Gbp para caolín

Prueba	Peso Nuevo Cargado	Pasante malla 200		Rev.	Pasante malla 200 en el Producto		
(#)	(g)	En la Carga (g)	A Moler (g)	(#)	<u>200#</u> product o Molido (g)	<u>200#</u> Formadas Totales (g)	<u>200#</u> (g) form. /rev. [Gbp]
1	780	161.84	61.02	100	441	279.16	2.7916
2	441	91.5	131.36	47	308	216.50	4.6011
3	308	63.90	158.95	35	247	183.10	5.3000
4	247	51.24	171.61	32	215	163.75	5.0573
5	215	44.60	178.25	35	214	169.39	4.8060
6	214	44.40	178.46	37	200	155.60	4.1904
7	200	41.49	181.36	43	218	176.50	4.0782
8	218	45.23	177.63	44	223	177.77	4.0815

Fuente: Elaboración propia

El Gbp obtenido para el caolín es de **4.08 g/revoluciones.****Andesita****Tabla 3.12** Resumen de resultados del Gbp de la Andesita

Prueba	Peso Nuevo Cargado	Pasante malla 200		Rev.	Pasante malla 200 en el Producto		
(#)	(g)	En la Carga (g)	A Moler (g)	(#)	<u>200#</u> Product o Molido (g)	<u>200#</u> Formadas Totales (g)	<u>200#</u> (g) form. /rev. [Gbp]
1	1029	38.93	255.07	100	165	126.06	1.2607
2	165	6.24	287.76	228	255	248.75	1.0898
3	255	9.65	284.35	261	325	315.35	1.2086
4	325	12.30	281.70	233	305	292.70	1.2558
5	305	11.54	282.46	225	287	275.46	1.2247
6	287	10.86	283.14	231	294	283.14	1.2247

Fuente: Elaboración propia

El Gbp obtenido para la andesita es de **1.22 g/revoluciones.**

Roca mineralizada

Tabla 3.13 Resultados de cálculos del Gbp para roca mineralizada

Prueba	Peso Nuevo Cargado	Pasante malla 200		Rev.	Pasante a 200 # en el Producto		
		En la Carga (g)	A Moler (g)		(#)	200# Producto Molido (g)	200# Formadas Totales (g)
1	1346	50.39	334.18	100	196	145.60	1.4561
2	196	7.337	377.23	259	269	261.66	1.0100
3	269	10.07	374.50	371	382	371.92	1.0031

Fuente: Elaboración propia

El Gbp obtenido para la roca mineralizada es de **1.01 g/revoluciones**.

3.5.2. Etapa 2. Cálculo del Índice de Trabajo del ensayo

Una vez obtenido el Gbp se utiliza la fórmula del índice de trabajo de Bond. Este índice es preliminar y debe ser recalculado mediante la corrección de constantes en las siguientes etapas.

$$W_{i\ TEST} = \frac{44.5 \cdot 1.1}{P_1^{0.23} \cdot Gbp^{0.82} \cdot \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \left[\frac{kWh}{t\ métrica} \right] \quad (20)$$

Caolín

En la siguiente tabla se detallan los principales parámetros para el cálculo del índice de trabajo del test ($W_{i\ TEST}$) para el caolín, así como de cálculos posteriores. Esta información fue en base a los parámetros utilizados en plantas procesadoras de cerámicos al sur del país.

Tabla 3.14 Tabla de parámetros de molienda del caolín

Parámetro de la molienda	Valor	Unidades
Producción por hora Q	8.8	t cortas/h
	8.0	t métricas/h
Fracción de velocidad crítica	0.7	
Fracción de llenado de medios moledores J	0.4	
Tipo de descarga del molino	Parrilla	
F80	1883	micrones
P80	47	micrones
Razón L/D del molino	1.5	
Eficiencia de potencia entregada al eje del molino n	95	%
Índice de molturabilidad Gbp	4.08	g/rev
Tamaño del corte del ensayo P1	75	micrones
Diámetro del molino	10.56	pies
	3.22	m

Fuente: Elaboración propia

$$W_{i\ TEST} = \frac{44.5 \cdot 1.1}{75^{0.23} \cdot 4.08^{0.82} \cdot \left(\frac{10}{\sqrt{46}} - \frac{10}{\sqrt{1883}} \right)} \left[\frac{kWh}{t\ métrica} \right]$$

$$W_{i\ TEST} = 4.66 \left[\frac{kWh}{t\ métrica} \right]$$

Andesita

En la siguiente tabla se detallan los principales parámetros para el cálculo del índice de trabajo del test ($W_{i\ TEST}$) para la andesita, se tomó como base un estudio para dimensionamiento una planta procesadora de oro de la empresa CORPOARE (Heredia & Zapata, 2015) para poder realizar una comparativa posterior de diferentes condiciones.

Tabla 3.15 Resultados del cálculo de índice de trabajo de la Andesita

Método de Bond		
Parámetro de la molienda	Valor	Unidades
Producción por hora Q	3.31	t cortas/h
	3.0	t métricas/h
Fracción de velocidad crítica	0.7	
Fracción de llenado de medios moledores J	0.4	
Tipo de descarga del molino	Parrilla	
F80	5114	micrones
P80	54	micrones
Razón L/D del molino	1.5	
Eficiencia de potencia entregada al eje del molino n	95	%
Índice de molutrabilidad Gbp	1.22	g/rev
Tamaño del corte del ensayo P1	75	micrones
Diámetro del molino	2.62	pies
	0.8	m

Fuente: Elaboración propia

$$W_{i\ TEST} = \frac{44.5 \cdot 1.1}{75^{0.23} \cdot 1.22^{0.82} \cdot \left(\frac{10}{\sqrt{54}} - \frac{10}{\sqrt{5114}} \right)} \left[\frac{kWh}{t\ métrica} \right]$$

$$W_{i\ TEST} = 12.62 \left[\frac{kWh}{t\ métrica} \right]$$

Roca mineralizada

En la siguiente tabla se detallan los principales parámetros para el cálculo del índice trabajo del test ($W_{i\ TEST}$) para la roca mineralizada se tomó como base un estudio para dimensionamiento una planta procesadora de oro de la empresa CORPOARE (Heredia & Zapata, 2015).

Tabla 3.16 Resultados del cálculo de índice de trabajo de la roca mineralizada

Parámetro	Valor	Unidades
Parámetro de la molienda	Valor	Unidades
Producción por hora Q	3.31	t cortas/h
	3.0	t métricas/h
Fracción de velocidad crítica	0.7	
Fracción de llenado de medios moledores J	0.4	
Tipo de descarga del molino	Parrilla	
F80	3123	micrones
P80	63	micrones
Razón L/D del molino	1.5	
Eficiencia de potencia entregada al eje del molino n	95	%
Índice de molturabilidad Gbp	1.01	g/rev
Tamaño del corte del ensayo P1	75	micrones
Diámetro del molino	2.62	pies

Fuente: Elaboración propia

$$W_{iTEST} = \frac{44.5 \cdot 1.1}{75^{0.23} \cdot 1.01^{0.82} \cdot \left(\frac{10}{\sqrt{63}} - \frac{10}{\sqrt{3123}} \right)} \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right]$$

$$W_{iTEST} = 16.64 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right]$$

3.5.3. Etapa 3. Escalamiento a molinos mayores

Para el escalamiento a molinos mayores se debe considerar el diámetro requerido para la construcción del molino a escala industrial. Según los requerimientos se tuvo que tener en cuenta las siguientes ecuaciones para el cálculo del índice de trabajo según el diámetro (W_{iD}).

$$W_{iD} = (2.44/D)^{0.2} W_{iT} \quad \text{para } D \leq 3.81 \text{ m} \quad (21)$$

$$W_{iD} = 0.914 W_{iT} \quad \text{para } D > 3.81 \text{ m} \quad (22)$$

Caolín

El diámetro requerido para el caolín es de 3.22 m, por lo que, se utilizó la primera fórmula.

$$W_{iD} = \left(\frac{2.44}{3.22}\right)^{0.2} \cdot 4.66 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}}\right]$$

$$W_{iD} = 4.41 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}}\right]$$

Andesita

El diámetro requerido para el caolín es de 0.8 m, por lo que, se utilizó la primera fórmula.

$$W_{iD} = \left(\frac{2.44}{0.8}\right)^{0.2} \cdot 12.62 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}}\right]$$

$$W_{iD} = 15.77 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}}\right]$$

Roca mineralizada

El diámetro requerido para el caolín es de 0.8 m, por lo que, se utilizó la primera fórmula.

$$W_{iD} = \left(\frac{2.44}{0.8}\right)^{0.2} \cdot 16.64 \frac{kWh}{t \text{ métrica}}$$

$$W_{iD} = 20.80 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}}\right]$$

3.5.4. Etapa 4. Factores de corrección para otras condiciones de operación

Para poder utilizar el índice de trabajo W_{ID} se debió corregir algunos parámetros mediante factores de conversión, siendo estos K_1 , K_2 , K_3 , K_4 y K_5 , tal que:

- K_1 : factor de conversión a circuito abierto
- K_2 : factor de conversión a molienda seca
- K_3 : factor de corrección por sobretamaño en la alimentación
- K_4 : factor de corrección por la fineza de molienda
- K_5 : factor de corrección por razón de reducción

Caolín

- **Conversión circuito abierto**

El caolín funciona en un circuito cerrado en planta, por lo que, el factor de conversión utilizado fue 1.

$$K_1 = 1$$

Conversión a molienda seca

El caolín requiere molienda seca, por lo que el factor es de 1.3.

$$K_2 = 1.3$$

- **Corrección por sobre tamaño en la alimentación**

Se verificó si el tamaño de alimentación es mayor a la expresión $4000 * \sqrt{\frac{1.10 * 13}{W_{itest}}}$, siendo el tamaño de alimentación 1883 y el resultado de la expresión 7006.31, no cumpliendo la premisa, por lo que, no se debió corregir la constante, dejando el valor en 1.

$$K_3 = 1$$

- **Corrección por fineza de molienda**

Debido a que se estipuló que el caolín se realiza en seco, se comprobó la expresión $15 \mu\text{m} < P_{80} < 75 \mu\text{m}$, siendo $P_{80} = 47$ sí cumple la premisa, por lo que, se debió realizar el cálculo de K_4 con la siguiente fórmula:

$$K_4 = \frac{P_{80} + 10.3}{1.145P_{80}}$$

$$K_4 = \frac{47 + 10.3}{1.145 \cdot 47}$$

$$K_4 = 1.06$$

- **Corrección por razón de reducción pequeña**

La razón de reducción en el caolín se calculó con la relación P_{80}/F_{80} dando un valor de 40.06 no cumpliendo con la expresión $P_{80}/F_{80} < 6$, por lo que, el valor de la constante se dejó en 1.

$$K_5 = 1$$

- **Determinación del índice de trabajo**

El índice de trabajo para el caolín fue calculado con la fórmula:

$$Wi = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot Wi_D$$

$$Wi = 1 \cdot 1.3 \cdot 1 \cdot 1.06 \cdot 1 \cdot 4.41$$

$$Wi = 6.10 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right]$$

Andesita

- **Conversión circuito abierto**

Para la andesita se estipuló que funciona circuito cerrado en planta, por lo que, el factor de conversión utilizado fue 1.

$$K_1 = 1$$

- **Conversión a molienda seca**

Debido a que se quiso comparar posteriormente algunos parámetros en conjunto con el material mineralizado se optó por molienda húmeda, por lo que, el factor es de 1.

$$K_2 = 1$$

- **Corrección por sobre tamaño en la alimentación**

Se verificó si el tamaño de alimentación es mayor a la expresión $4000 * \sqrt{\frac{1.10 * 13}{W_{itest}}}$, siendo el tamaño de alimentación 5114 y el resultado de la expresión 4258.41, cumpliendo la premisa, por lo que, se debió corregir la constante mediante la siguiente fórmula:

$$K_3 = 1 + \frac{[(W_{iT}/1.10) - 7] \left[\frac{X_F}{4000 \sqrt{1.10(13/W_{iT})}} - 1 \right]}{(X_F/X_P)}$$

$$K_3 = 1 + \frac{[(12.62/1.10) - 7] \left[\frac{1883}{4000 \sqrt{1.10(13/12.62)}} - 1 \right]}{(1883/47)}$$

$$K_3 = 1.009$$

- **Corrección por fineza de molienda**

Debido a que para la andesita se estipuló molienda húmeda, se comprobó la expresión $P_{80} < 75 \mu\text{m}$, siendo $P_{80} = 54$ cumple la premisa, por lo que, se tuvo que realizar el cálculo de K_4 con la siguiente fórmula:

$$K_4 = \frac{P_{80} + 10.3}{1.145 P_{80}}$$

$$K_4 = \frac{47 + 10.3}{1.145 \cdot 47}$$

$$K_4 = 1.04$$

- **Corrección por razón de reducción pequeña**

La razón de reducción en el caolín se calculó con la relación P_{80}/F_{80} dando un valor de 94.70 no cumpliendo con la expresión $P_{80}/F_{80} < 6$, por lo que, el valor de la constante se dejó en 1.

$$K_5 = 1$$

- **Determinación del índice de trabajo**

El índice de trabajo para el caolín fue calculado con la fórmula:

$$Wi = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot Wi_D$$

$$Wi = 1 \cdot 1 \cdot 1.009 \cdot 1.04 \cdot 1 \cdot 15.77$$

$$Wi = 16.56 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right]$$

Roca mineralizada

- **Conversión circuito abierto**

La roca mineralizada fue pensada para procesarse en circuito cerrado en planta, por lo que, el factor de conversión utilizado fue 1.

$$K_1 = 1$$

- **Conversión a molienda seca**

La roca mineralizada fue pensada para procesarse en extracción de oro, por ende, en molienda húmeda, tomando el factor de 1.

$$K_2 = 1$$

- **Corrección por sobre tamaño en la alimentación**

Se verificó si el tamaño de alimentación es mayor a la expresión $4000 * \sqrt{\frac{1.10 \cdot 13}{W_{itest}}}$, siendo el tamaño de alimentación 3123 y el resultado de la expresión 3708.14, cumpliendo la premisa, no cumpliendo la premisa, por lo que, no se debió corregir la constante, dejando el valor en 1.

$$K_3 = 1$$

- **Corrección por fineza de molienda**

Debido a que se estipuló molienda húmeda, se comprobó la expresión $P_{80} < 75\mu m$, siendo $P_{80} = 54$ cumple la premisa, por lo que tuvo que realizar el cálculo de K_4 con la siguiente fórmula:

$$K_4 = \frac{P_{80} + 10.3}{1.145P_{80}}$$

$$K_4 = \frac{54 + 10.3}{1.145 \cdot 54}$$

$$K_4 = 1.02$$

- **Corrección por razón de reducción pequeña**

La razón de reducción en la roca mineralizada se calculó mediante la relación P_{80}/F_{80} dando un valor de 94.70 no cumpliendo con la expresión $P_{80}/F_{80} < 6$, por lo que, el valor de la constante se dejó en 1.

$$K_5 = 1$$

- **Determinación del índice de trabajo**

El índice de trabajo para el caolín fue calculado con la fórmula:

$$Wi = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5 \cdot Wi_D$$

$$Wi = 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1.02 \cdot 1 \cdot 20.48$$

$$Wi = 21.13 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right]$$

3.5.5. Etapa 5. Cálculo de la energía específica de fractura

Se realizó el cálculo de energía específica para cada material mediante el uso de la siguiente fórmula:

$$E = W_i \left(\sqrt{\frac{100}{P_{80}}} - \sqrt{\frac{100}{F_{80}}} \right) \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right] \quad (29)$$

Caolín

$$E = 6.10 \left(\sqrt{\frac{100}{1883}} - \sqrt{\frac{100}{47}} \right) \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right]$$

$$E = 7.50 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right]$$

Andesita

$$E = 16.56 \left(\sqrt{\frac{100}{5114}} - \sqrt{\frac{100}{54}} \right) \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right]$$

$$E = 20.21 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right]$$

Roca mineralizada

$$E = 21.13 \left(\sqrt{\frac{100}{3123}} - \sqrt{\frac{100}{63}} \right) \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right]$$

$$E = 22.84 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right]$$

3.5.6. Etapa 6. Determinación de la potencia mecánica de molienda

Se realizó el cálculo de potencia mecánica de molienda para cada material mediante el uso de la siguiente fórmula:

$$Potencia = E \cdot Q [kW] \quad (30)$$

Además, se calculó la potencia global teniendo en cuenta la pérdida energética del 95%, por lo que la Potencia global se calculó dividiendo la potencia mecánica en HP por la pérdida energética.

Caolín

$$Potencia = 7.5 \left[\frac{kWh}{t \text{ métrica}} \right] \cdot 8 \left[\frac{t \text{ métrica}}{h} \right]$$

$$Potencia = 59.97 [kW]$$

$$Potencia = 80.42 [HP]$$

$$Potencia \text{ Global} = \frac{Potencia}{0.95} [HP]$$

$$Potencia\ Global = \frac{80.42\ [HP]}{0.95}$$

$$Potencia\ Global = 84.65\ [HP]$$

Andesita

$$Potencia = 20.21 \left[\frac{kWh}{t\ métrica} \right] \cdot 3 \left[\frac{t\ métrica}{h} \right]$$

$$Potencia = 60.64\ [kW]$$

$$Potencia = 81.32\ [HP]$$

$$Potencia\ Global = \frac{Potencia}{0.95}\ [HP]$$

$$Potencia\ Global = \frac{81.32\ [HP]}{0.95}$$

$$Potencia\ Global = 85.60\ [HP]$$

Roca mineralizada

$$Potencia = 22.84 \left[\frac{kWh}{t\ métrica} \right] \cdot 3 \left[\frac{t\ métrica}{h} \right]$$

$$Potencia = 68.53\ [kW]$$

$$Potencia = 91.90\ [HP]$$

$$Potencia\ Global = \frac{Potencia}{0.95}\ [HP]$$

$$Potencia\ Global = \frac{91.90\ [HP]}{0.95}$$

$$Potencia\ Global = 96.74\ [HP]$$

3.5.7. Retro cálculo del diámetro del molino

Debido a que el ensayo de Bond utiliza parámetros operacionales para el escalamiento se pudo calcular el tamaño óptimo del diámetro del molino para los requerimientos de la planta. Esto se realice mediante el uso de la siguiente fórmula:

$$D = \left[\frac{\text{Pot global (HP)}}{K_B(J)^{0.461}(\phi_c)^{1.505}\left(\frac{L}{D}\right)} \right]^{\frac{1}{3.5}} [\text{pies}] \quad (31)$$

Caolín

$$D = \left[\frac{264.54}{4.912 \times 10^{-5} (40)^{0.461} (70)^{1.505} (1.5)} \right]^{\frac{1}{3.5}} [\text{pies}]$$

$$D = 5.33 [\text{pies}]$$

$$D = 1.73 [\text{m}]$$

Debido a que el valor obtenido se encuentra dentro de la condición para el escalamiento ($D < 3.81 \text{ m}$), Se concluye que **1.73 m** es el diámetro óptimo para el molino de caolín.

Andesita

$$D = \left[\frac{85.60}{4.912 \times 10^{-5} (40)^{0.461} (70)^{1.505} (1.5)} \right]^{\frac{1}{3.5}} [\text{pies}]$$

$$D = 5.35 [\text{pies}]$$

$$D = 1.63 [\text{m}]$$

Debido a que el valor obtenido se encuentra dentro de la condición para el escalamiento ($D < 3.81 \text{ m}$), Se concluye que **1.63 m** es el diámetro óptimo para el molino de andesita.

Roca mineralizada

$$D = \left[\frac{96.74}{4.912 \times 10^{-5} (40)^{0.461} (70)^{1.505} (1.5)} \right]^{\frac{1}{3.5}} [\text{pies}]$$

$$D = 5.54 \text{ [pies]}$$

$$D = 1.69 \text{ [m]}$$

Debido a que el valor obtenido se encuentra dentro de la condición para el escalamiento ($D < 3.81 \text{ m}$), Se concluye que **1.69 m** es el diámetro óptimo para el molino de polimetálicos.

CAPÍTULO 4

ANÁLISIS DE RESULTADOS

4.1. Análisis del $W_{i\text{TEST}}$ de las muestras

Se resume en la siguiente tabla los parámetros obtenidos en el ensayo de los tres materiales para el cálculo del índice de trabajo $W_{i\text{TEST}}$, calculados con la fórmula de Bond.

Tabla 4.1 Resumen de parámetros obtenidos

Parámetro	Caolín	Andesita	Roca mineralizada
P_1 (μm)	75	75	75
Gbp (g/rev)	4.08	1.22	1.01
F_{80} (μm)	1883	5114	3123
P_{80} (μm)	47	54	63
W_i (kWh/t)	4.66	12.62	16.64

Fuente: Elaboración propia

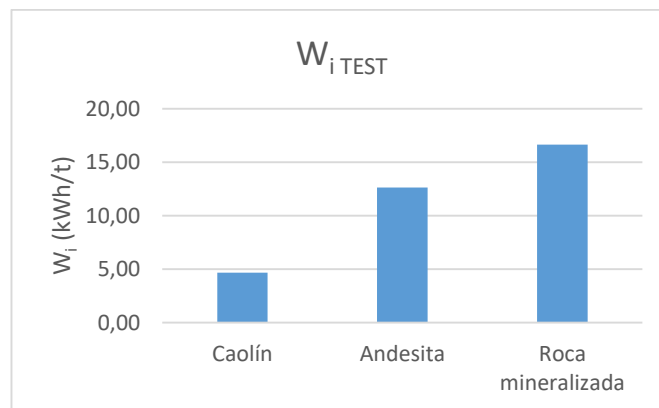


Figura 4.1 Test del índice de trabajo de los materiales

Fuente: Elaboración propia

Se puede observar que el índice de trabajo correspondiente a cada material se relaciona con la resistencia esperada de cada muestra, siendo el caolín de baja resistencia, la andesita de resistencia media y la roca mineralizada de resistencia alta. A su vez muestra una relación inversa al Gbp, puesto que a menor índice de molturabilidad, mayor índice de trabajo.

4.2. Análisis del W_{iD}

En la siguiente tabla se detallan el diámetro requerido para el diseño, con el que se procedió a calcular el índice de trabajo con respecto al diámetro para el diseño del molino de cada material. Para el caolín el diámetro fue impuesto basado en requerimientos de la planta de procesamiento de cerámicos en el sur de país y para la roca mineralizada se tomó como base un estudio para dimensionamiento una planta procesadora de oro de la empresa CORPOARE (Heredia & Zapata, 2015). Para la andesita se tomaron los mismos valores que para la veta mineralizada para poder realizar una comparativa posterior de diferentes condiciones.

Tabla 4.2 Parámetros para el índice de trabajo W_{iD}

Parámetro	Caolín	Andesita	Roca mineralizada
Diámetro (m)	3.22	0.8	0.8
W_{iD} (kWh/t)	4.41	15.77	20.80

Fuente: Elaboración propia

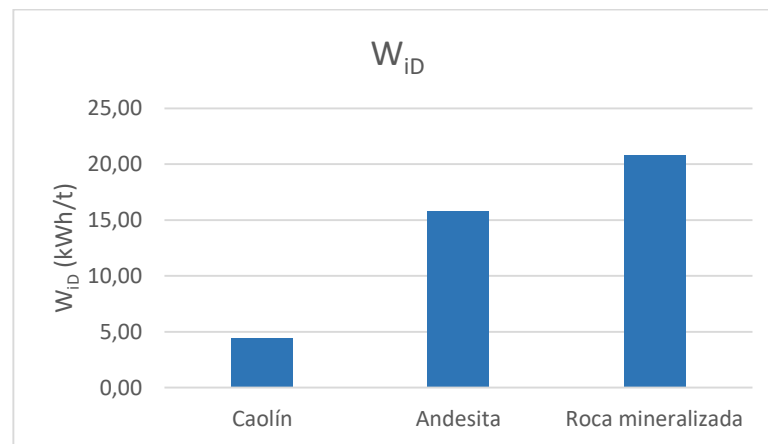


Figura 4.2 Resultados de índice de trabajo respecto al diámetro

Fuente: Elaboración propia

Se puede observar que el caolín obtuvo índice de trabajo menor a pesar de que para su cálculo se requirió de un diámetro mucho mayor que el de la andesita y la roca mineralizada. En el caso de la andesita y la roca mineralizada corresponde la relación antes mencionada del G_{bp} y W_i , dado que en este caso se trabajó con los mismos diámetros.

4.3. Análisis del W_i corregido

En la siguiente tabla se resumen las condiciones con las que se trabajó para cada material, así como sus correcciones (K) para la obtención del índice de trabajo (W_i).

Tabla 4.3 Parámetros para el índice de trabajo de Bond W_i

Parámetro	Caolín	Andesita	Roca mineralizada
Tipo de circuito	Cerrado	Cerrado	Cerrado
K1	1	1	1
Tipo de molienda	Seca	Húmeda	Húmeda
K2	1.3	1	1
K3	1	1.009	1
K4	1.06	1.04	1.02
RR	40.06	94.70	49.57
K5	1	1	1
W_i (kWh/t)	6.10	16.56	21.13

Fuente: Elaboración propia

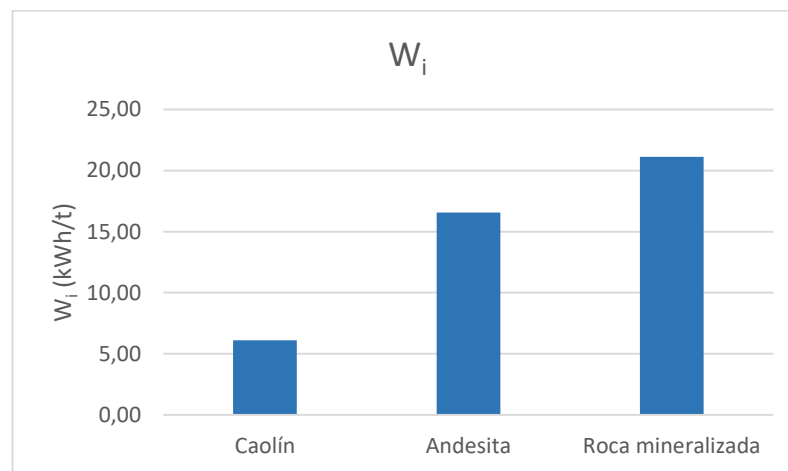


Figura 4.3 Resultados de índice de trabajo corregido de cada material

Fuente: Elaboración propia

Se puede observar la misma tendencia en la andesita y la roca mineralizada con respecto al índice de trabajo debido a que se empleó las mismas condiciones base. En cuanto al caolín sigue siendo menor su W_i con respecto a los dos materiales. Cabe recalcar que el W_i es el índice de trabajo de cada material para las diferentes condiciones de operación. Además, es una constante que sirve más adelante para

determinar la energía específica variando tamaños de entrada, salida e incluso caudales.

4.4. Análisis de la energía específica de fractura

Se detalla a continuación un resumen y comparativa de los parámetros para el cálculo de la energía específica de fractura para los tres materiales.

Tabla 4.4 Resumen de cálculo para energía específica de fractura

Parámetro	Caolín	Andesita	Roca mineralizada
F80 (μm)	1883	5114	3122.98
P80 (μm)	47	54	63
Wi (kWh/t)	6.10	16.56	21.13
E (kWh/t)	7.50	20.21	22.84

Fuente: Elaboración propia

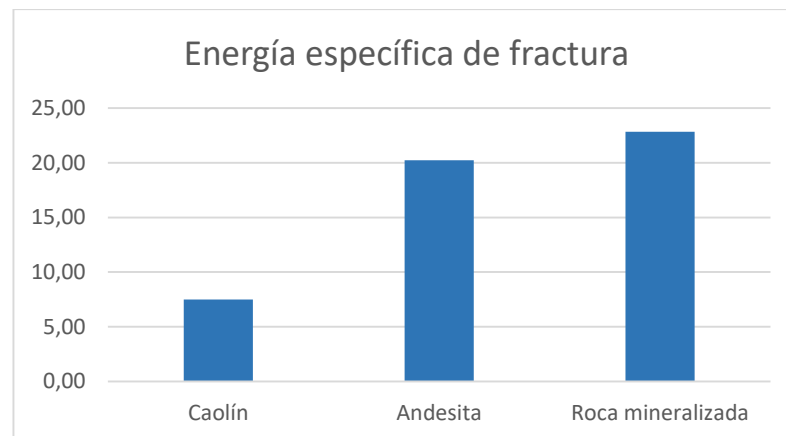


Figura 4.4 Resultados de energía específica de trabajo de los materiales

Fuente: Elaboración propia

Para la energía específica de fractura se puede observar que la andesita y roca mineralizada presentan valores más cercanos con respecto a la variación que existía en los valores de índice de trabajo, debido a que Wi presenta valores constantes ya que se está trabajando con el mismo equipo de conminución, mientras que para la energía específica de fractura variaría dependiendo del tamaño de salida y caudal requerido. Para el caolín sigue la misma tendencia de ser menor que los otros materiales.

4.5. Análisis de la potencia mecánica obtenida

Se detalla a continuación una tabla donde se resumen los parámetros necesarios para el cálculo de la potencia mecánica y la potencia global para los tres materiales.

Tabla 4.5 Resultados de la potencia mecánica obtenida

Parámetro	Caolín	Andesita	Roca mineralizada
Producción horaria (t/h)	8	3	3
Energía específica de fractura (kWh/t)	7.50	20.21	22.84
Potencia mecánica (kW)	59.97	60.64	68.53
Potencia mecánica (HP)	80.42	81.32	91.90
Potencia Global (HP)	84.65	85.60	96.74

Fuente: Elaboración propia

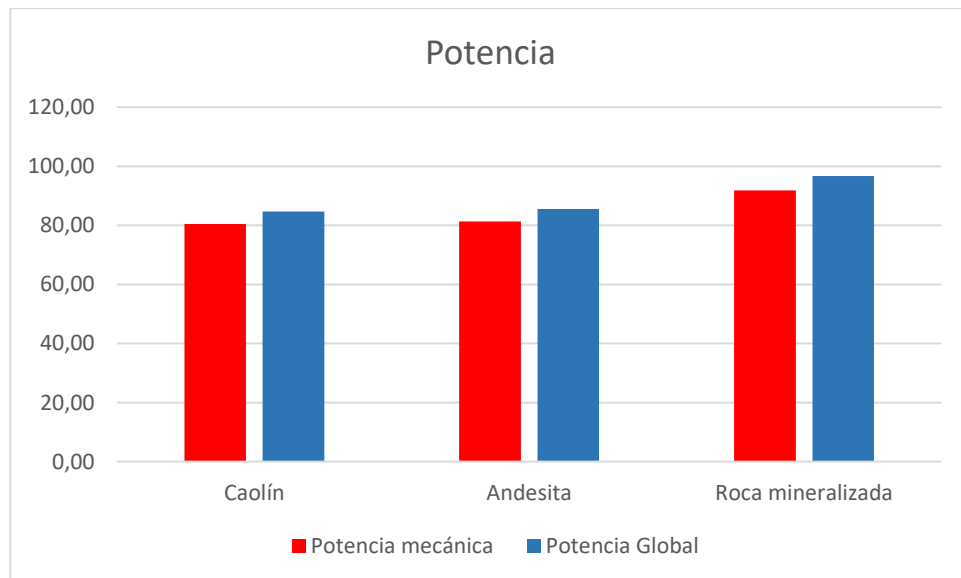


Figura 4.5 Comparación de potencia global y mecánica de cada material

Fuente: Elaboración propia

Se puede observar el aumento del consumo de la potencia mecánica y global en el caolín, igualando casi a los demás materiales a pesar de que sus parámetros base son mucho mayores, como en el caso del diámetro (3.22 m) y la producción requerida (8 t/h), mientras que los valores estipulados para la andesita (0.8 m) y (3 t/h); y la roca mineralizada (0.8 m) y (3 t/h). Esto nos permitió observar la diferencia que existe en el consumo energético que requieren materiales más resistentes.

Es necesario realizar una comparación de los tres materiales cuando se trabaje a una producción horaria similar, es decir, a un mismo caudal. Para este caso se tomó el valor de 3 t/h para los tres cálculos, a diferencia del caso anterior donde el caolín contaba con un caudal de 8 t/h y los otros dos materiales 3 t/h. Se resume en la siguiente tabla los parámetros:

Tabla 4.6 Resultados de la potencia mecánica obtenida, para un mismo caudal

Parámetro	Caolín	Andesita	Roca mineralizada
Producción horaria (t/h)	3	3	3
Energía de fractura (kWh/t)	7.50	20.21	22.84
Potencia mecánica (kW)	22.49	60.64	68.53
Potencia mecánica (HP)	30.16	81.32	91.90
Potencia Global (HP)	31.74	85.60	96.74

Fuente: Elaboración propia

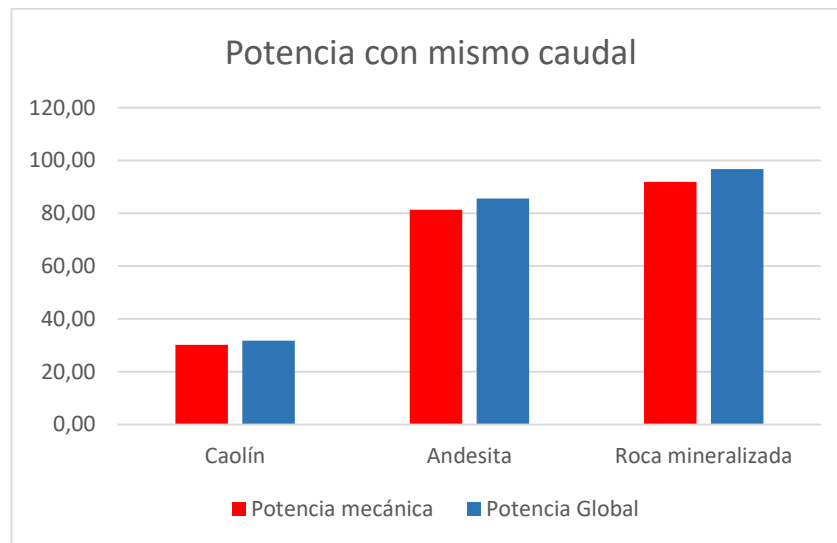


Figura 4.6 Comparación de potencia global y mecánica de cada material con un mismo caudal

Fuente: Elaboración propia

Se puede observar que para un mismo caudal ahora sí existe una diferencia significativa en la potencia requerida para el caolín, atribuyendo este resultado a la resistencia que tiene el caolín, con respecto a los otros dos materiales analizados.

4.6. Análisis de los diámetros óptimos

Se detalla en la siguiente tabla los parámetros para el cálculo del diámetro óptimo para el diseño del molino de los tres materiales.

Tabla 4.7 Resultados de los diámetros óptimos

Parámetro	Caolín	Andesita	Roca mineralizada
Diámetro (m)	3.22	0.8	0.8
Potencia global (HP)	84.65	85.60	96.74
Kb parrilla	4.91E-05	4.91E-05	4.91E-05
Factor de llenado	0.4	0.4	0.4
Fracción de velocidad crítica	0.7	0.7	0.7
Relación L/D	1.5	1.5	1.5
Diámetro óptimo (pies)	5.33	5.35	5.54
Diámetro óptimo (m)	1.63	1.63	1.69

Fuente: Elaboración propia

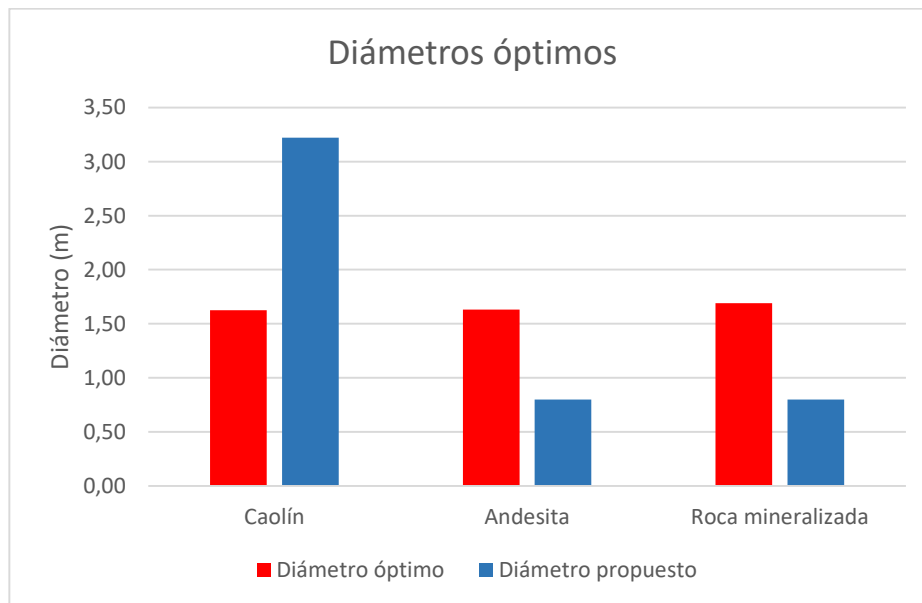


Figura 4.7 Comparación de diámetros óptimos y propuestos de cada material

Fuente: Elaboración propia

Se puede observar que el diámetro óptimo para el caolín y la andesita son prácticamente el mismo, a pesar de contar con parámetros base diferentes, en este caso, la producción requerida por planta (caudal) que en el caso del caolín 8 t/h y la andesita 3 t/h. En el caso de la roca mineralizada presenta un diámetro bastante cercano al de

la andesita, lo que indica que los requerimientos para el diseño de un molino industrial no varían mucho a pesar de tener resistencias diferentes.

En cuanto a la comparativa de los diámetros propuestos vs diámetros óptimos se observa que para el caso del caolín el diámetro óptimo es casi la mitad del que se utiliza en plantas de cerámicos, por lo que el molino de 3.22 m se encuentra sobredimensionado. Para la andesita y la roca mineralizada el diámetro óptimo es mayor al propuesto de 0.8 m, puesto que el diámetro propuesto se basa en un proyecto para implementación de una planta de procesamiento de oro, el diámetro sería insuficiente.

Adicionalmente se realizó una comparación de los diámetros óptimos para las mismas condiciones de producción (caudal), por lo que se ajustó el caolín a un caudal de 3 t/h, los nuevos valores se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 4.8 Resumen de parámetros obtenidos para el mismo caudal

Parámetro	Caolín	Andesita	Roca mineralizada
Diámetro (m)	3.22	0.8	0.8
Potencia global (HP)	31.74	85.60	96.74
Kb parrilla	4.91E-05	4.91E-05	4.91E-05
Factor de llenado	0.4	0.4	0.4
Fracción de velocidad crítica	0.7	0.7	0.7
Relación L/D	1.5	1.5	1.5
Diámetro óptimo (pies)	4.03	5.35	5.54
Diámetro óptimo (m)	1.23	1.63	1.69

Fuente: Elaboración propia

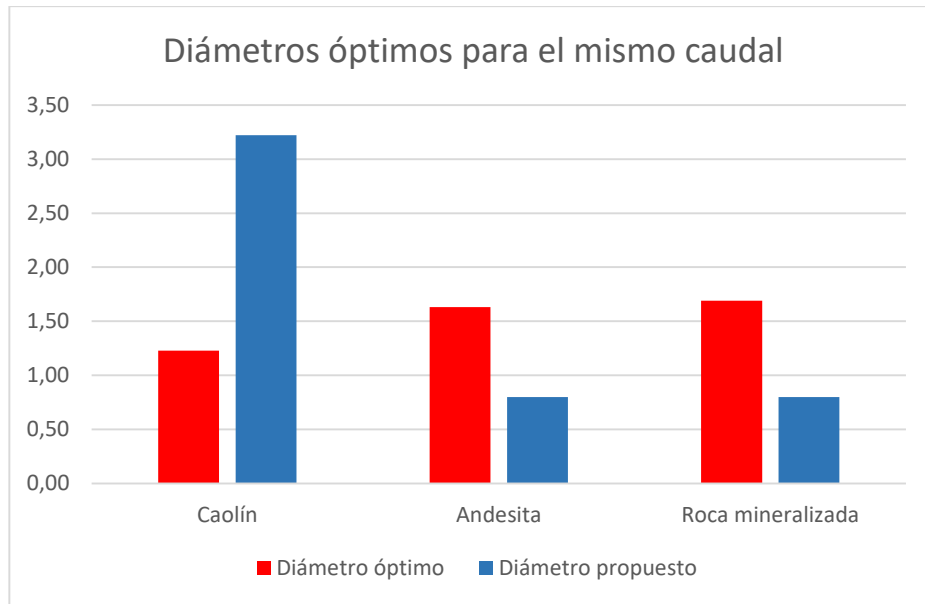


Figura 4.8 Comparación de diámetros óptimos y propuestos de cada material con mismo caudal

Fuente: Elaboración propia

En cuanto al diámetro óptimo se puede observar que el valor del caolín disminuye a 1.23 m, que es mucho menor al 1.63 m que requiere para su producción de 8 t/h, indicando que existe una relación proporcional entre la producción (caudal) y el diámetro óptimo. En comparación a los demás materiales corresponde a lo esperado, puesto que al ser un material más blando requiere un diámetro menor con respecto a la andesita y la roca mineralizada.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

- El molino de Bond implementado en el Laboratorio de la Escuela de Ingeniería en Minas de la Universidad del Azuay, nos permitió realizar el ensayo de Bond de manera satisfactoria, y el mismo ha quedado a disposición de la Universidad para que se utilice de manera didáctica o en futuras investigaciones.
- Los índices de molturabilidad (Gbp) presentaron una relación inversamente proporcional a la resistencia del material, siendo 4.08, 1.22 y 1.01 g/revolución los valores para el caolín, andesita y roca mineralizada, respectivamente. Se pudo comparar el Gbp obtenido de nuestros ensayos con el realizado por el Dr. Miguel Onofre Fernández Pérez en su tesis doctoral “*Metodología para la determinación indirecta del índice de Bond en tamaños de partícula ultrafinos*”, donde realiza un ensayo de Bond en caliza, scheelita, sílice, entre otros minerales donde obtuvo valores de 5.19 para la caliza, 4.28 para la scheelita y 1.45 para la sílice. Estos valores resultan similares a los obtenidos en las pruebas de caolín y andesita, por lo que los ensayos realizados no están tan alejados pese a no contar con bordes redondeados en el cilindro del molino.
- Para el índice de trabajo en un molino de diámetro D (W_{iD}), en el caso del caolín se obtuvo 4.41 kWh/t para un diámetro propuesto de 3.22 m; para la andesita fue de 15.77 kWh/t y para la roca mineralizada fue de 20.08 kWh/t, en ambos casos se utilizó un diámetro de 0.8 m.
- Para el índice de trabajo en condiciones de operación específicas (W_i) se obtuvo 6.10, 16.56 y 21.13 kWh/t para las muestras de caolín, andesita y roca mineralizada, respectivamente.
- La energía específica de fractura calculada fue de 7.50, 20.21 y 22.84 kWh/t para las muestras de caolín, andesita y roca mineralizada, respectivamente.
- La potencia mecánica se calculó con diferentes producciones horarias (caudal), en el caso del caolín fue de 59.97 kW o 80.42 HP para un caudal de 8 t/h y 22.49 kW o 30.16 HP para un caudal de 3 t/h. Para la andesita se obtuvo 60.64 kW o 81.32 HP para una producción de 3 t/h, y finalmente 68.53 kW o 91.90 HP para la roca mineralizada para una producción de 3 t/h.

- La potencia global se analizó con una eficiencia del 95% siendo 84.65 HP en el caso del caolín para una producción de 8 t/h, en cambio, 31.74 HP para una producción de 3 t/h. Para la andesita se obtuvo 81.32 HP para una producción de 3 t/h, y para la roca mineralizada se obtuvo 96.74 HP para una producción de 3 t/h.
- Se pudo observar que en el caso del caolín a pesar de contar con una producción mayor al de los otros dos materiales, obtuvo potencias mecánicas y globales inferiores al del resto, lo que significa que en materiales de mayor resistencia se requiere mayor potencia independientemente de la producción de la planta.
- En los diámetros óptimos se observó que la planta de cerámicos cuenta con equipos sobredimensionados, puesto que el diámetro óptimo para la muestra de caolín es de 1.63 m mientras que el molino en planta es de 3.22 metros. Para el caso de la roca mineralizada el diseño de planta donde se implementará el molino de 0.8 m sería insuficiente, puesto que el diámetro óptimo sería de 1.69 m, mientras que para la andesita 1.63 m.

Recomendaciones

- En procesos mineros es importante la obtención de una granulometría adecuada y homogénea de las muestras por lo que se recomienda la implementación de un equipo de cuarteo para iniciar los ensayos con datos puntuales y correlacionados.
- Para un correcto consumo y dimensionamiento del molino es idóneo tomar en cuenta los valores obtenidos en las pruebas, ya que estas permiten la optimización y eficiencia de procesos del tratamiento mineral.
- Revisar que el equipo al momento del funcionamiento se encuentre debidamente sellado, evitando así que el material se pierda y sus resultados sean alterados y posteriormente erróneos.
- Se considera necesario un sistema de tamices que aporte a los resultados granulométricos de salida del molino para futuras pruebas.
- Se recomienda la utilización EPP debido a la energía liberada por el equipo moledor.
- Trabajar y apoyarse con otros tipos de materiales con el fin de determinar una tendencia con respecto a los utilizados en este trabajo.

BIBLIOGRAFÍA

- Albán, L. G. (2009). *ESTUDIO GEOLÓGICO “ESTUDIO GEOLÓGICO – GEOMORFOLÓGICO DEL ÁREA INESTABLE ENTRE 2° 30’ S Y 2° 35’ S – PROVINCIA DEL CAÑAR*. Quito: ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL.
- Alcalá, E., Flores, A., & Beltran, A. (2014). *Proyecto “Capacitación de Mineros en Escuela Minera de Chiripujio”*. Servicio Nacional de Geología y Técnico de Minas- SERGEOTECMIN.
- Álvarez, B. (2010). *ANÁLISIS DE LA INFLUENCIA DE LOS MODELOS DE DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑOS DE PARTÍCULAS EN LA DETERMINACIÓN DE CONSUMOS ENERGÉTICOS EN MOLIENDA MEDIANTE EL MÉTODO DE BOND*. Oviedo: UNIVERSIDAD DE OVIEDO.
- Atkinson, B. K. (1985). *INTRODUCTION TO FRACTURE MECHANICS AND ITS GEOPHYSICAL APPLICATIONS*. Londres: Academic Press Inc. (London) Ltd.
- Austin, L. G., & Concha A., F. (1994). CAPITULO 3 ENSAYOS CONVENCIONALES DE MOLIENDABILIDAD Y DISEÑO DE MOLINOS: METODO DE BOND Y OTROS. En L. G. Austin, & F. Concha A., *Diseño y Simulación de Circuitos de Molienda y Clasificación* (págs. 46-52). Madrid: CYTED.
- Baby, P. R. (2004). *La Cuenca Oriente: Geología y petróleo*. Lima: Institut français d'études andines.
- Blanco, E. (2014). *Tecnología Mineralúrgica*. UNIVERSIDAD DE CANTABRIA .
- Bond, F. (1961). Crushing and Grinding Calculations Part I. *British Chemical Engineering*, 378-385.
- Cáceres, J. (2015). *METALURGIA EXTRACTIVA - Programa de mineralogía y metalurgia*. Santiago: UNIVERSIDAD DE ACONCAGUA.
- CAP. (2022). CAP. Obtenido de <https://www.cap.cl/cap/site/edic/base/port/mineria.html>

- Cárcamo, H. (2003). *OPERACIONES MECÁNICAS Apunte para alumnos de Ingeniería Metalúrgica*. Antofagasta: Universidad Católica del Norte.
- Contretas, C. B. (2016). *POSTULADOS DE TEORÍAS DE CONMINACIÓN DE MINERALES*. Huancayo: UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERÚ.
- Duque-Escobar, G., & Escobar P, C. E. (2016). *Geomecánica*. Manizales: Universidad Nacional de Colombia.
- Energosteel. (21 de Diciembre de 2016). *energosteel.com* . Obtenido de <https://energosteel.com/es/tipos-de-cuerpos-moladores-bolas-de-molienda-cylpebs/#:~:text=Bolas%20de%20molienda..%20Este%20tipo%20de%20los%20cuerpos,las%20piezas%20brutas%20redondas%2C%20la%20fundici%C3%B3n%2C%20el%20estampado>.
- Fernández, M. O. (2012). *METODOLOGÍA PARA LA DETERMINACIÓN INDIRECTA DEL*. Oviedo: UNIVERSIDAD DE OVIEDO.
- Flores, K. (06 de mayo de 2016). *Slideshare*. Obtenido de <https://es.slideshare.net/karenfloresmoreno/analisi-de-tamao-de-particulaamano-particula>
- Gonzaga, M. A. (2018). *EVOLUCIÓN TECTONO-SEDIMENTARIA DE LA CUENCA MIOCÉNICA DE CUENCA*. Quito: ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL.
- Heredia, Y. E., & Zapata, W. A. (2015). *ESTUDIO PARA EL MONTAJE Y PUESTA EN MARCHA DE UNA PLANTA PARA EL BENEFICIO DEL MINERAL DE ORO EN LA ZONA DE RESERVA ESPECIAL MINERA DEL MUNICIPIO DE QUINCHIA RISARALDA*. Pereira: UNIVERSIDAD TECNOLÓGICA DE PEREIRA.
- Huaman, P. (2015). *EVALUACIÓN DE PARÁMETROS PARA EL DISEÑO DE UN MOLINO DE BOLAS EN LA EMPRESA ADMINISTRADORA CERRO S.A.C. - PASCO - 2015*. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion .
- Industrias, I. (2012). *Molienda*. Obtenido de http://materias.fi.uba.ar/7202/MaterialAlumnos/Antiguo/2013-1C/06_Apunte%20Molienda.pdf

- López, G. I. (2017). Grain Size Analysis. *Encyclopedia of Earth Sciences Series*, 341-348.
- Luna, E. A. (2016). *Elaboración de guías prácticas de procesos metalúrgicos para el laboratorio de minas de la Universidad del Azuay*. Cuenca: Universidad del Azuay.
- Mardones, V. (2018). GENERACIÓN DE ESTIMADOR DEL PARÁMETRO DE CONMINUCIÓN SAG POWER INDEX A PARTIR DE LA MINERALOGÍA MODAL EN EL YACIMIENTO LOS SULFATOS, REGIÓN METROPOLITANA, CHILE. Universidad de Chile.
- Orientland Wire Mesh Products Co. (2014). *Orientland Wire Mesh Products Co., Limited*. Obtenido de <http://www.olmesh.com/product/stainless-steel-wire-mesh.html>
- Portal Minero S.A. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia*. Portal Minero Ediciones .
- Quezada, J. T. (2015). *Preparación Mecánica de Minerales*. Iquique: UNIVERSIDAD ARTURO PRAT.
- Quijano, V. A. (2018). *MODELACIÓN DE LA DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑO DE LOS PRODUCTOS DE LA MOLIENDA DEL MINERAL LATERÍTICO*. Holguín: INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO “DR. ANTONIO NÚÑEZ JIMÉNEZ”.
- Ramirez, D. E. (2007). *Modelo depositacional de la arenisca U en el centro nor-occidente de la cuenca oriente*. Quito : ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL.
- Rivera M, I. E., Quintero, F., & Bustamante, M. O. (Enero de 2012). *PROSPECTIVA* . Obtenido de <https://www.redalyc.org/pdf/4962/496250733012.pdf>
- Robert E. Mcivor. (2016). Determinacion de la eficiencia de Bond en circuitos de Molienda Industrial . 1.
- Starkey, J. (1997). *GETTING MORE FROM DRILL CORE PRELIMINARY SAG DESIGN*. Monterey, California: Randol Gold Forum.

- Taggart, A. F. (1966). *ELEMENTOS DE PREPARACIÓN DE MINERALES*. Madrid: EDICIONES INTERCIENCIA.
- Tala, F. (14 de 01 de 2015). *Academia*. Obtenido de https://www.academia.edu/10169050/Leyes_de_la_conminuci%C3%B3n
- Toirac, J. (2012). CARACTERIZACIÓN GRANULOMÉTRICA DE LAS PLANTAS. *CIENCIA Y SOCIEDAD*, 293-334.
- Verdezoto, P. A. (2006). *LEVANTAMIENTO GEOLÓGICO DEL SECTOR COMPRENDIDO ENTRE LAS LATITUDES 2° 37' S Y 2° 50' S, PROVINCIAS DE CAÑAR Y AZUAY, CON ESPECIAL ENFOQUE SOBRE LAS SECUENCIAS MIOCÉNICAS*. Quito: ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL.
- Wasmuth, H. D. (1970). La determinación de la aptitud a la molienda y del consumo específico de energía según el ensayo de Bond para la molienda de minerales y rocas. *Materiales de Construcción Vol. 20, n° 140*, 284-289.
- Wills, B. A., & Napier-Munn, T. (2006). *Mineral Processing Technology An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral*. Oxford: Elsevier Science & Technology Books.

ANEXOS

(Zona de estudio)



Anexo 1 Zona de obtención del caolín



Anexo 2 Zona de obtención de la andesita



Anexo 3 Zona de obtención de la roca mineralizada



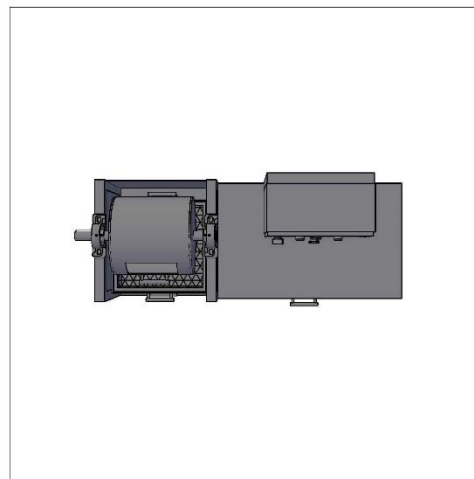
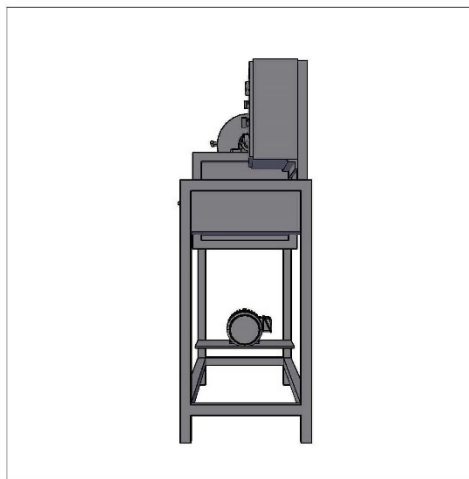
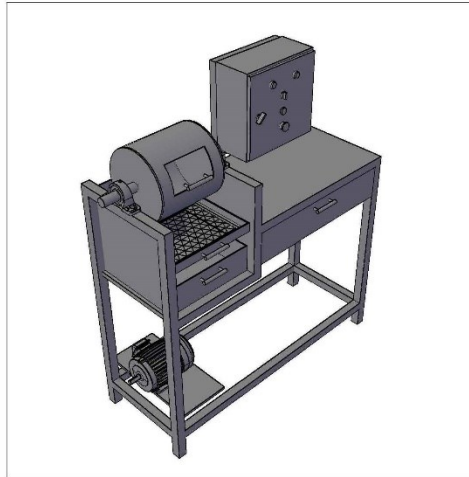
Anexo 4 Muestra de andesita



Anexo 5 Muestra de caolín

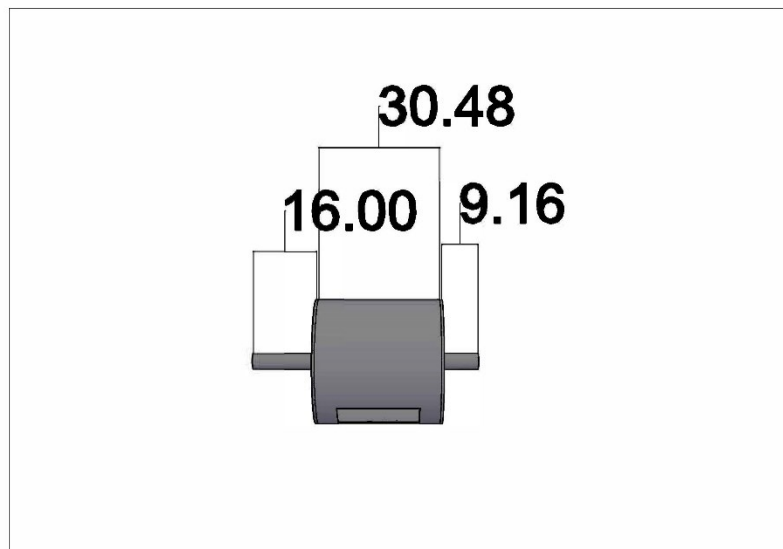
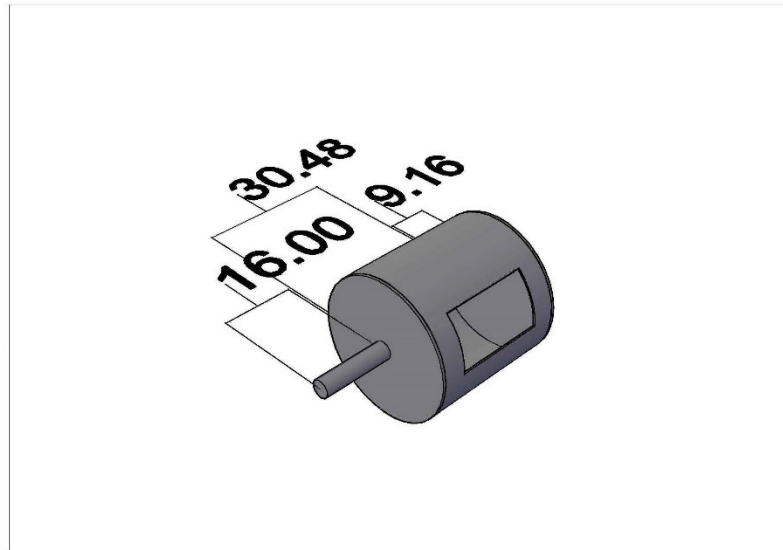



Anexo 6 Muestra de roca mineralizada



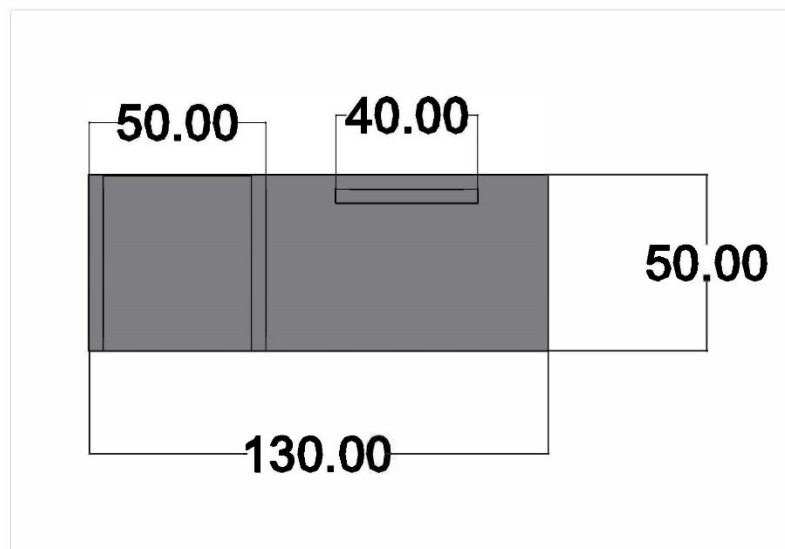
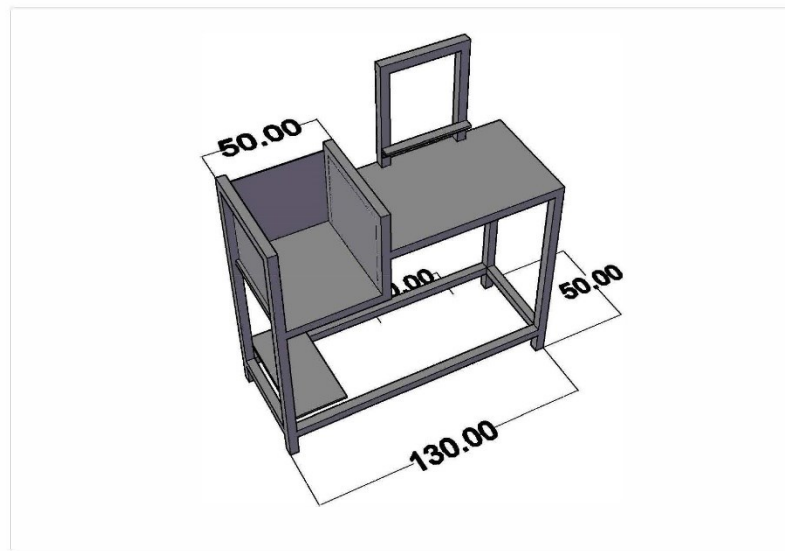
	Fecha	Nombre	 UNIVERSIDAD DEL AZUAY
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS		MOLINO DE BOND	DIAGRAMA
DATUM			1
ESCALA	1:35		

Anexo 7 Diagrama molino de Bond y ejes



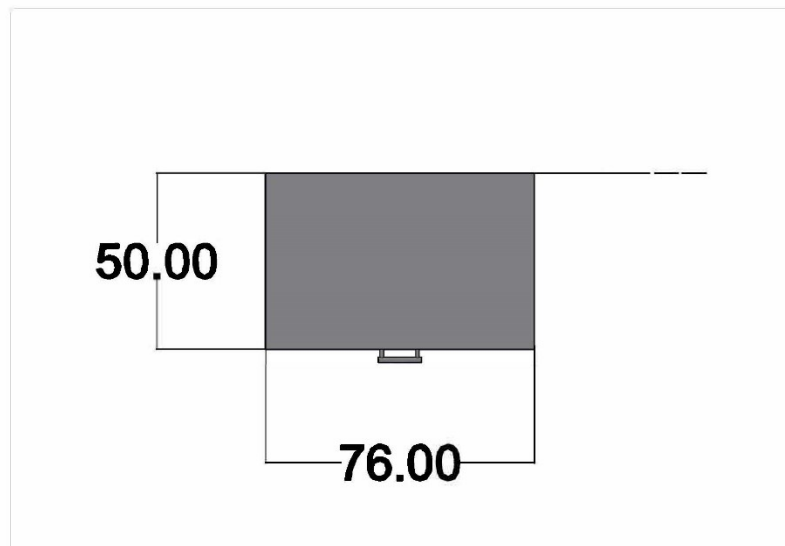
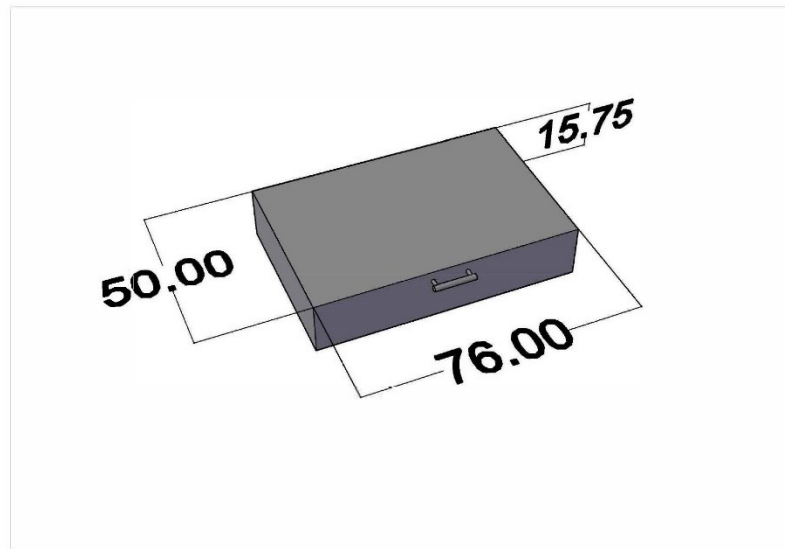
	Fecha	Nombre	 UNIVERSIDAD DEL AZUAY
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS		CILINDRO	DIAGRAMA
DATUM			2
ESCALA	1:8		


Anexo 8 Diagrama cilindro en cm



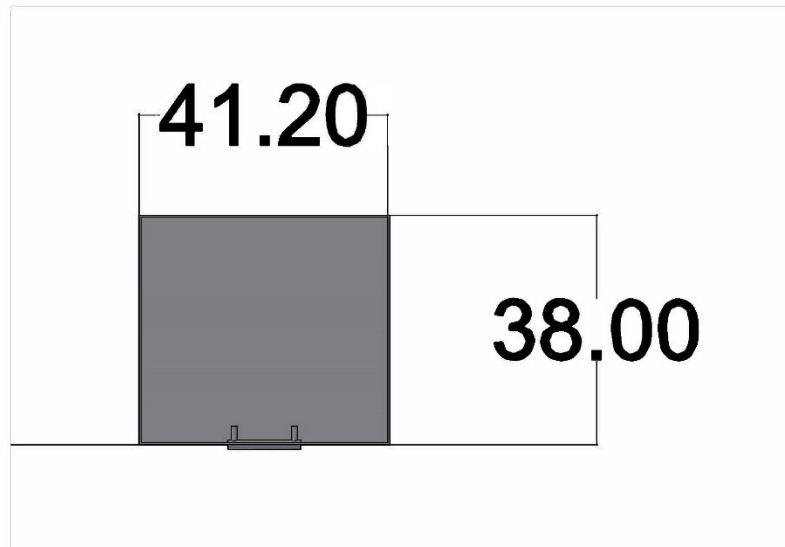
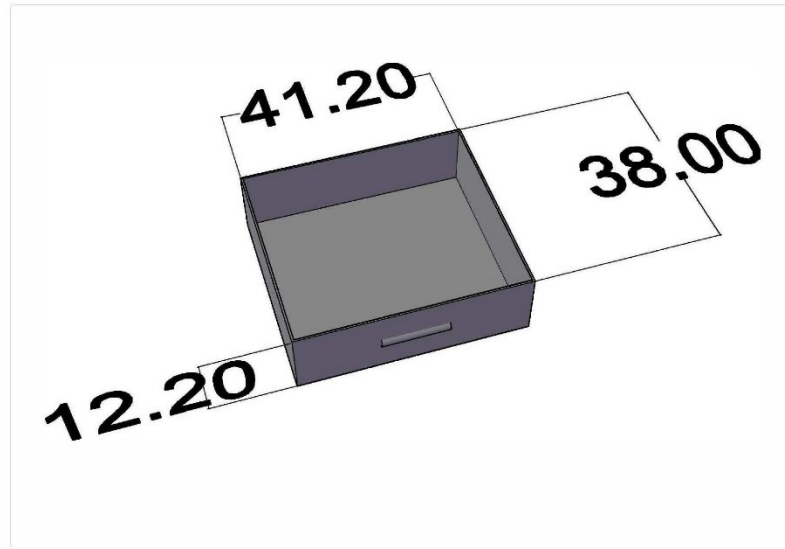
	Fecha	Nombre	 UNIVERSIDAD DEL AZUAY
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS			DIAGRAMA
DATUM	MESA DE TRABAJO		3
ESCALA			


Anexo 9 Diagrama mesa de trabajo en cm



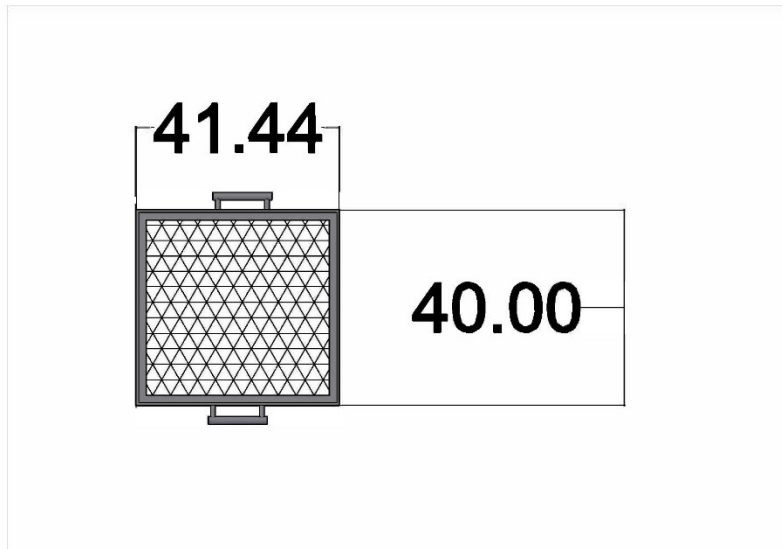
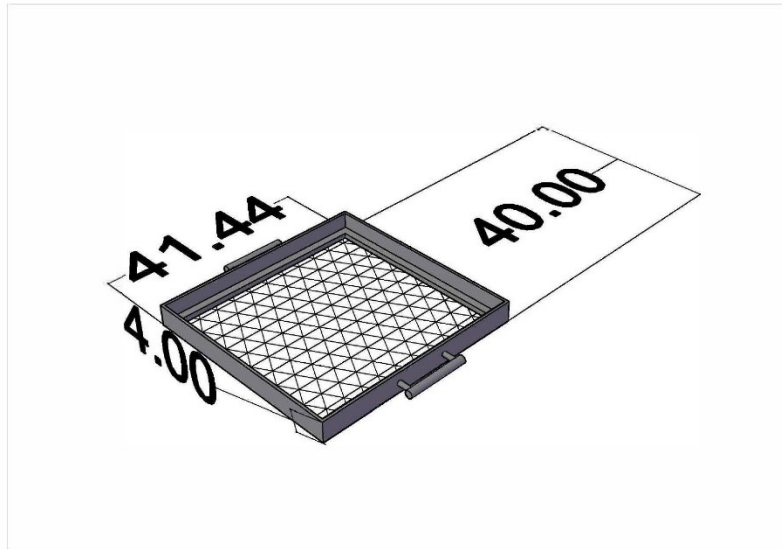
	Fecha	Nombre	 UNIVERSIDAD DEL AZUAY
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS			CAJÓN 1
DATUM			
ESCALA	1:8		
			DIAGRAMA
			4


Anexo 10 Diagrama cajón 1 en cm



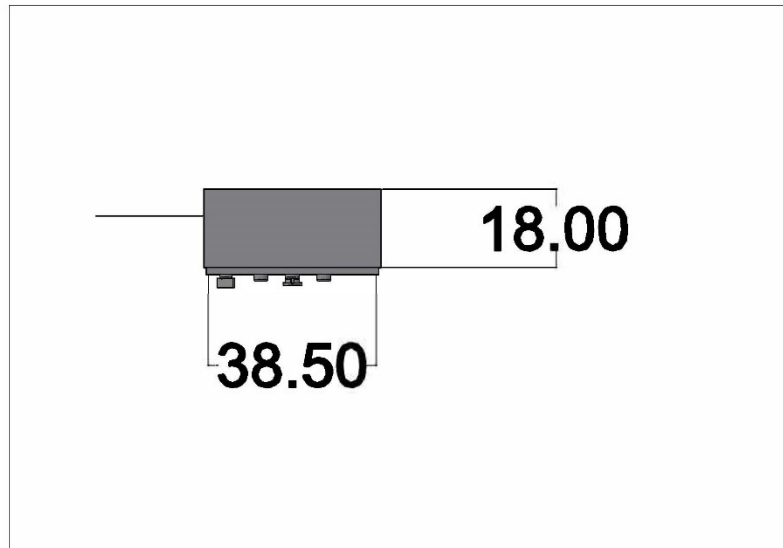
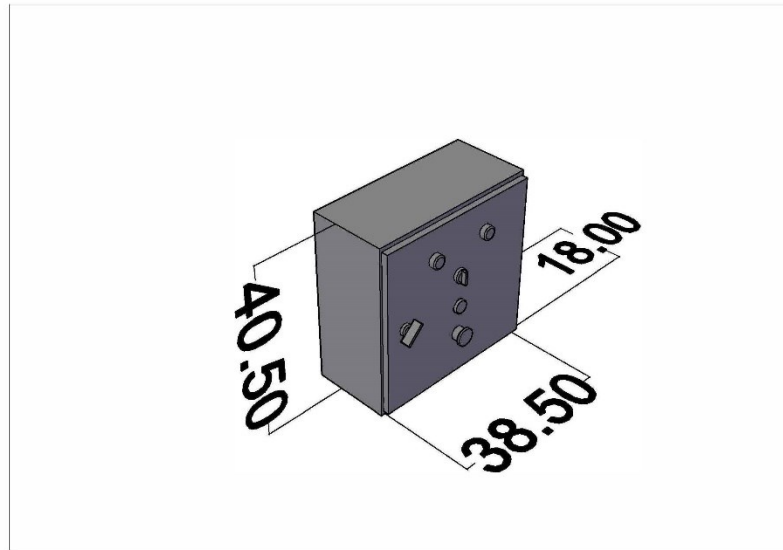
	Fecha	Nombre	
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS			CAJÓN 2
DATUM			
ESCALA	1:8		
			DIAGRAMA
			5


Anexo 11 Diagrama cajón 2 en cm



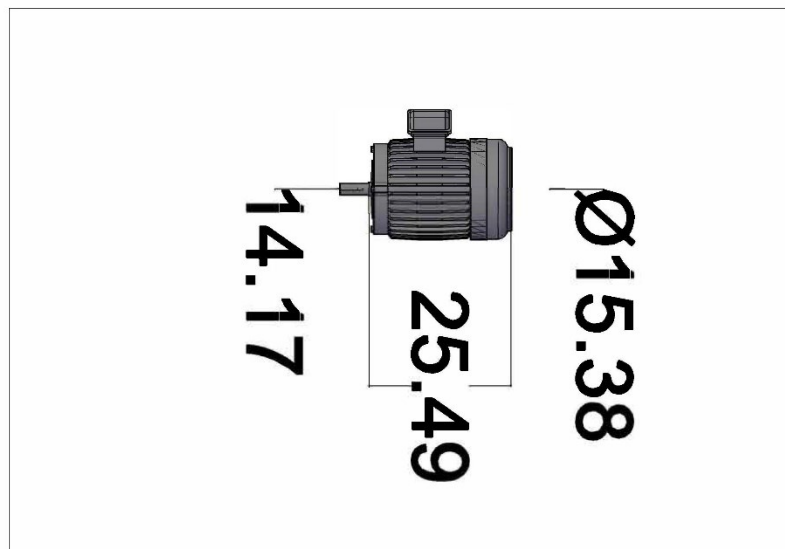
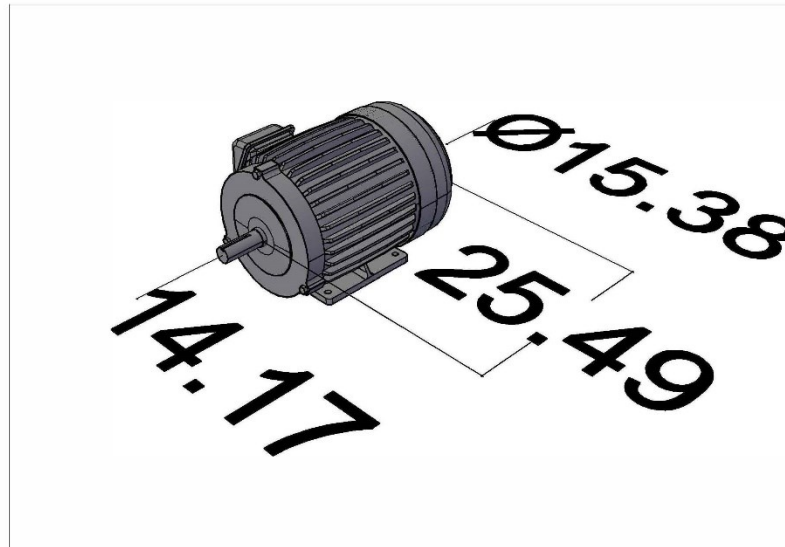
	Fecha	Nombre	 UNIVERSIDAD DEL AZUAY
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS		CRIBA	DIAGRAMA
DATUM			6
ESCALA	1:8		

Anexo 12 Diagrama criba en cm



	Fecha	Nombre	
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS		CAJA DE CONTROL	DIAGRAMA
DATUM			7
ESCALA	1:8		

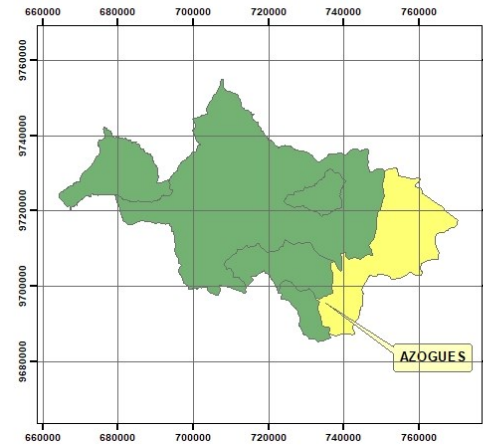
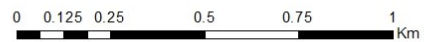
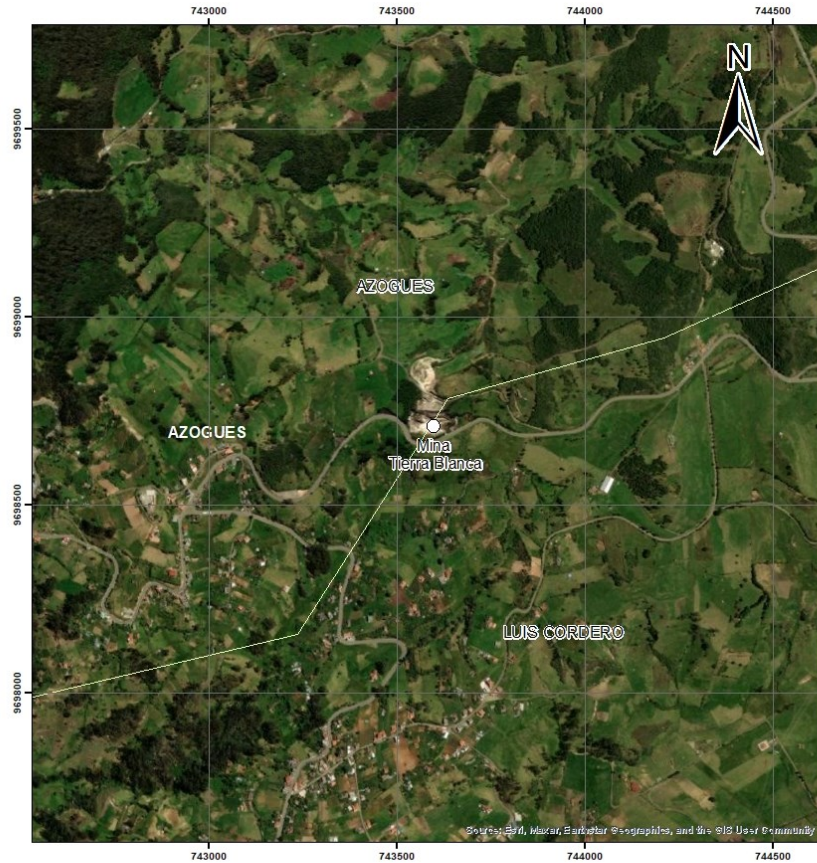
Anexo 13 Diagrama caja de control en cm



	Fecha	Nombre	 UNIVERSIDAD DEL AZUAY
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS			DIAGRAMA
DATUM		MOTOR	8
ESCALA	1:8		


Anexo 14 Diagrama motor en cm

MAPA DE UBICACIÓN MINA TIERRA BLANCA



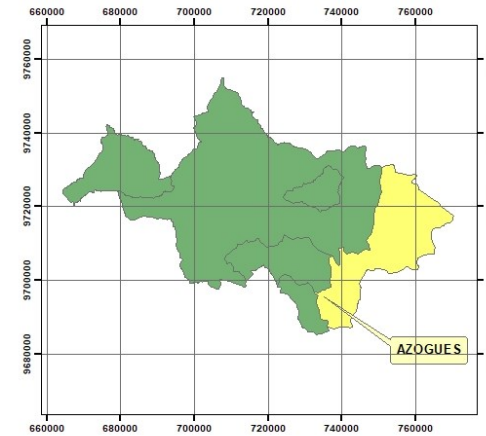
COORDENADAS DEL VÉRTICE		
DATUM WGS84 ZONA 17S		
PUNTO	ESTE (X)	NORTE (Y)
PP	743598.60	9698707.80

Leyenda	
○	Mina Tierra Blanca
▭	Límite cantonal
▭	Límite parroquial

	Fecha	Nombre	 UNIVERSIDAD DEL AZUAY
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS			MAPA DE UBICACIÓN MINA TIERRA BLANCA
DATUM	WGS84 17S	PLANO	
ESCALA	1:10000	1	


Anexo 15 Mapa de ubicación Mina Tierra Blanca

MAPA DE UBICACIÓN MTOP COJITAMBO



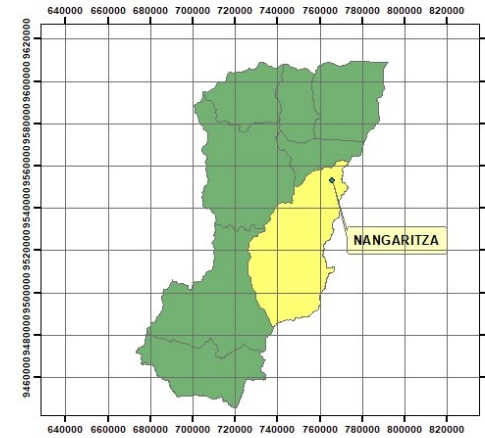
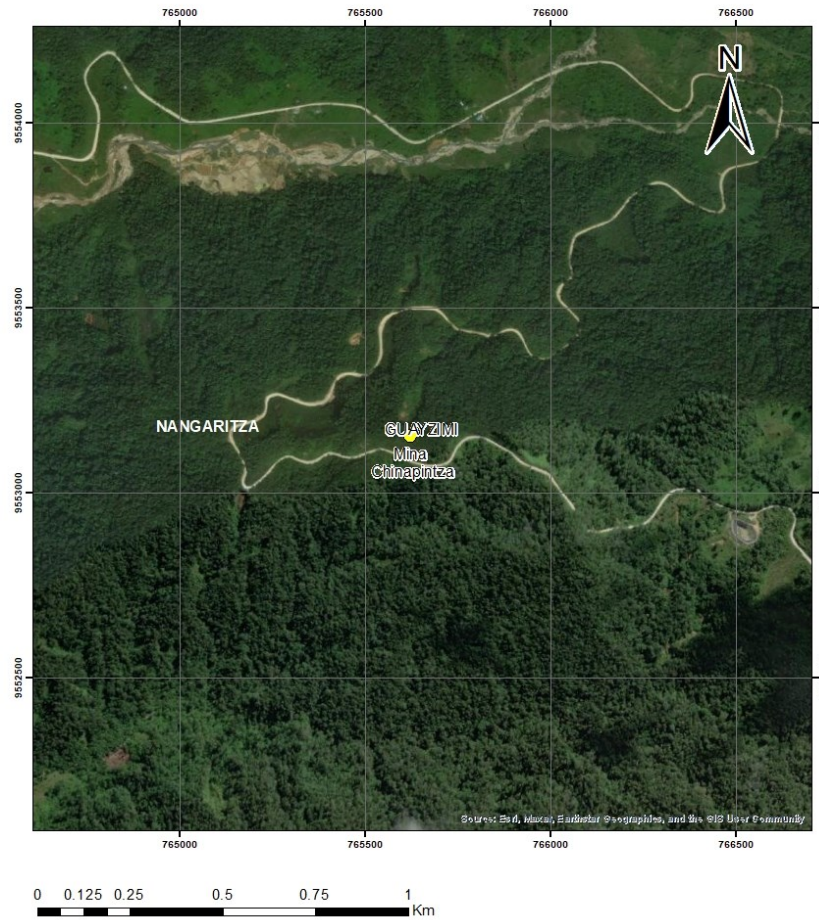
COORDENADAS DEL VÉRTICE		
DATUM WGS84 ZONA 17S		
PUNTO	ESTE (X)	NORTE (Y)
PP	734805.90	9695497.40

Leyenda	
●	MTO P Cojitambo
	Límite cantonal
	Límite parroquial

DIBUJO	Fecha 10/9/2022	Nombre David Riera Sebastián Valdivieso	 UNIVERSIDAD DEL AZUAY	
REFERENCIAS	MAPA DE UBICACIÓN MTO P COJITAMBO			PLANO
DÁTUM	WGS84 17S			2
ESCALA	1:10000			

Anexo 16 Mapa de ubicación MTO P Cojitambo

MAPA DE UBICACIÓN MINA CHINAPINTZA



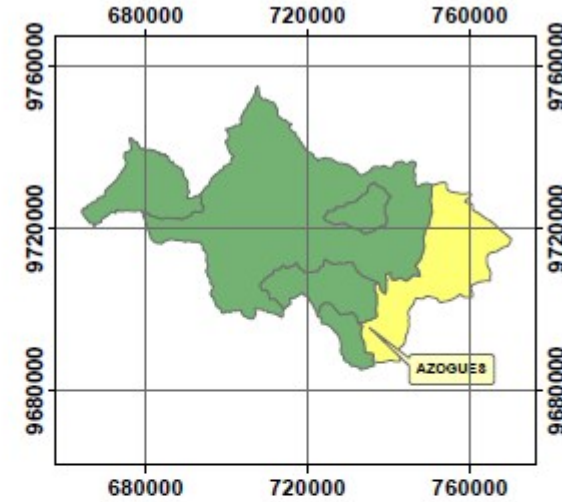
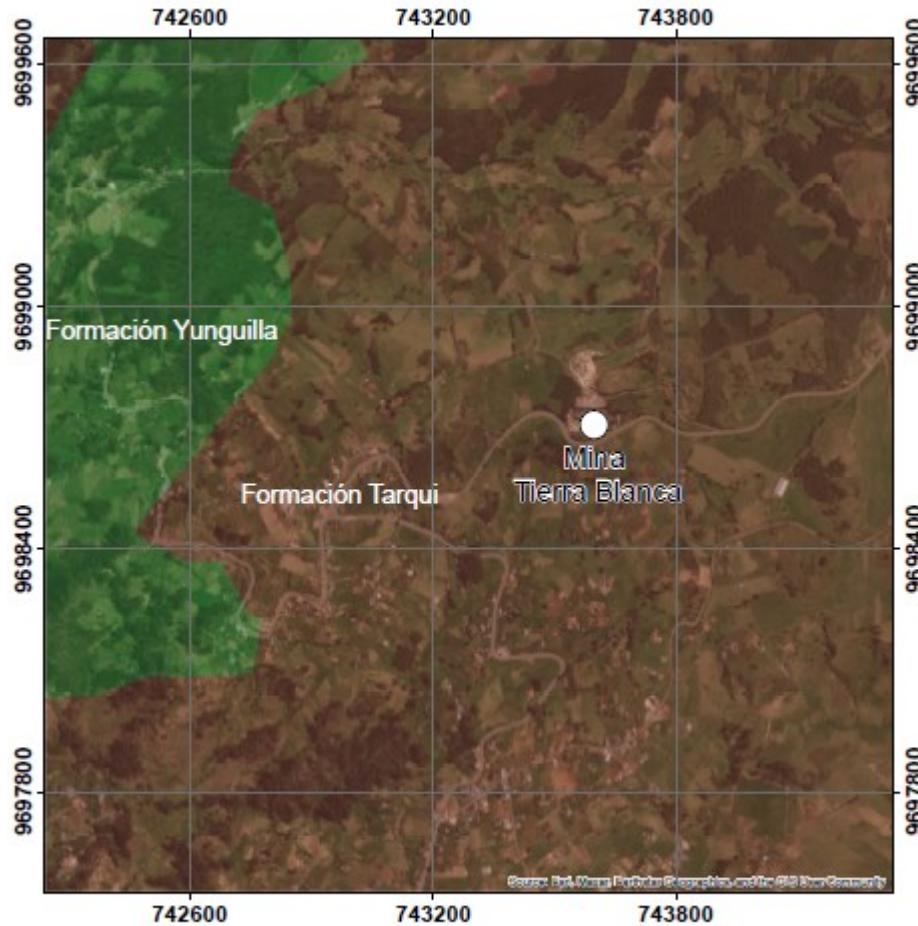
COORDENADAS DEL VÉRTICE		
DATUM WGS84 ZONA 17S		
PUNTO	ESTE (X)	NORTE (Y)
PP	765622.50	9553154.60

Leyenda	
	Mina Chinapintza
	Límite parroquial
	Límite cantonal

	Fecha	Nombre	UNIVERSIDAD DEL AZUAY
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS			PLANO
DATUM	WGS84 17S		MAPA DE UBICACIÓN MINA CHINAPINTZA
ESCALA	1:10000		

Anexo 17 Mapa de ubicación Mina Chinapintza

MAPA GEOLÓGICO MINA TIERRA BLANCA



COORDENADAS DEL VÉRTICE		
DATUM WGS84 ZONA 17S		
PUNTO	ESTE (X)	NORTE (Y)
PP	743598.60	9698707.80

Leyenda

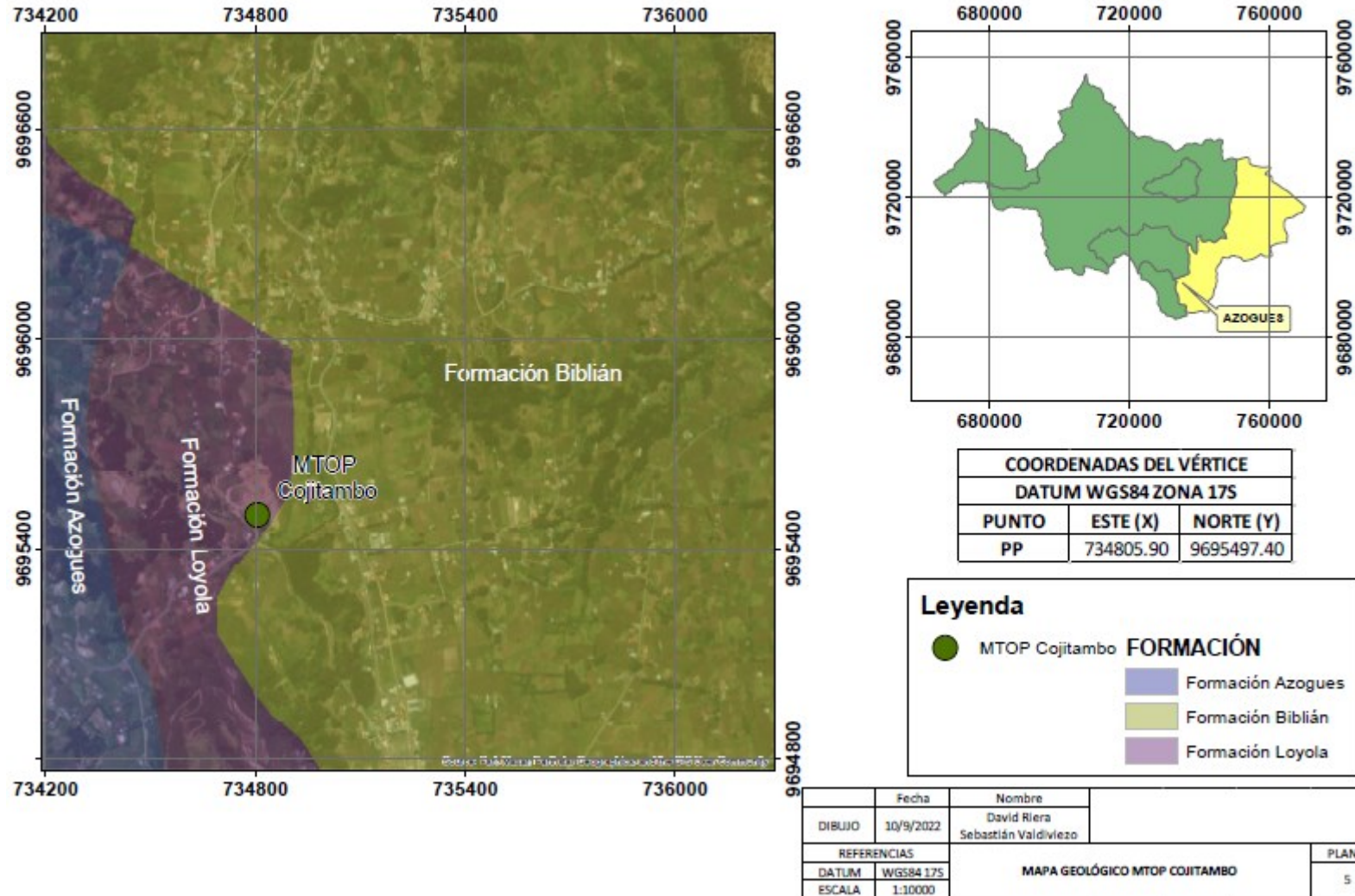
○ Mina Tierra Blanca

FORMACIÓN

- Formación Yunguilla
- Formación Tarqui

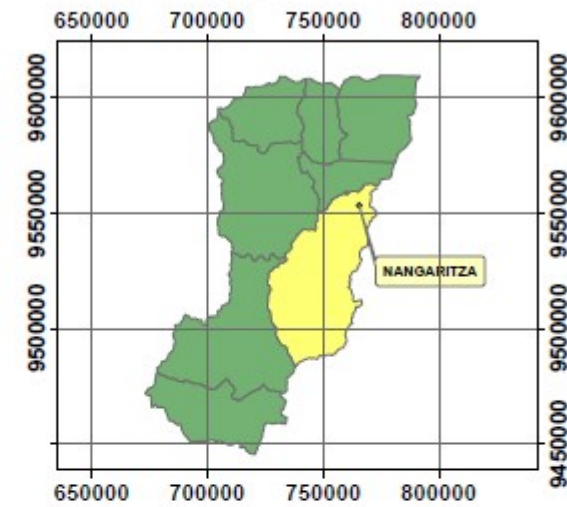
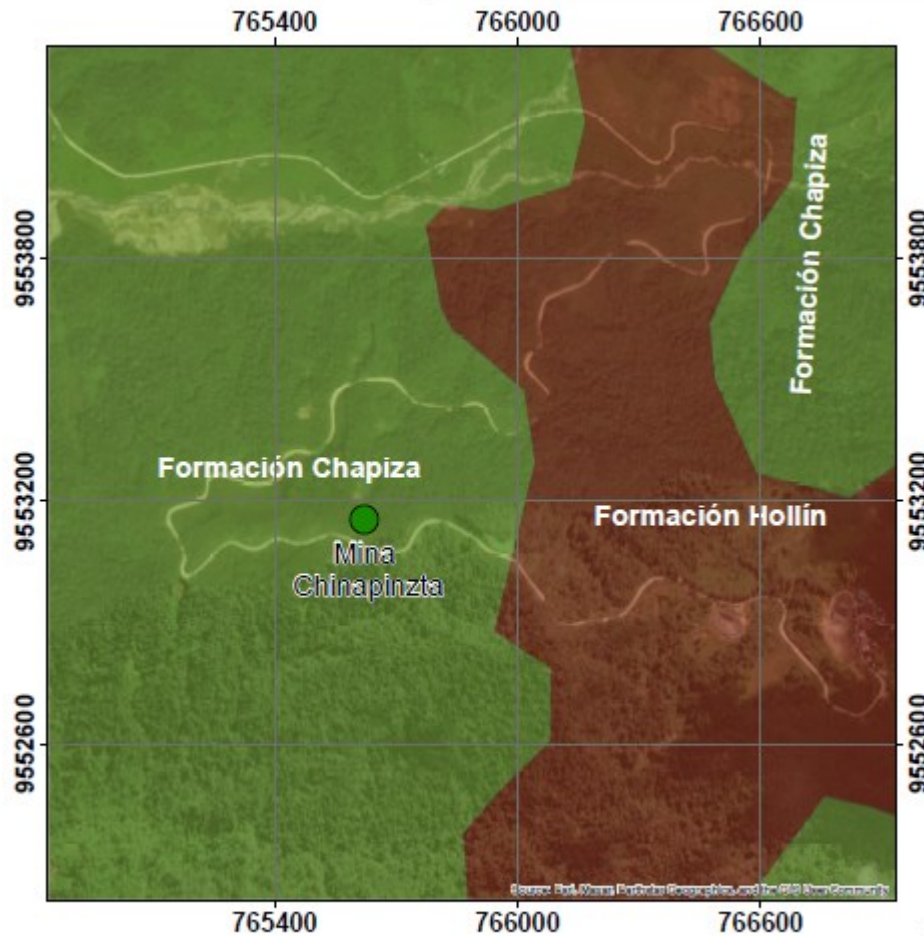
	Fecha	Nombre	
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS			PLANO
DATUM	WGS84 17S	MAPA GEOLÓGICO MINA TIERRA BLANCA	4
ESCALA	1:10000		

MAPA GEOLÓGICO MTOP COJITAMBO



Anexo 19 Mapa Geológico MTOP Cojitambo

MAPA GEOLÓGICO MINA CHINAPINTZA



COORDENADAS DEL VÉRTICE		
DATUM WGS84 ZONA 17S		
PUNTO	ESTE (X)	NORTE (Y)
PP	765622.50	9553154.60

Leyenda	
●	Mina Chinapintza
FORMACIÓN	
■	Formación Chapiza
■	Formación Hollín

	Fecha	Nombre	
DIBUJO	10/9/2022	David Riera Sebastián Valdivieso	
REFERENCIAS			PLANO
DATUM	WGS84 17S	MAPA GEOLÓGICO MINA CHINAPINTZA	
ESCALA	1:10000	6	

Anexo 20 Mapa Geológico Mina Chinapintza