Universidad de Oviedo

EPM ESCUELA POLITÉCNICA DE MIERES

TRABAJO FIN DE GRADO

GRADO EN INGENIERÍA DE LOS RECURSOS MINEROS Y ENERGÉTICOS

Mención en Explotación de Minas

ESTUDIO COMPARATIVO DE METODOLOGÍA DE ANÁLISIS DEL COMPORTAMIENTO CINÉTICO EN MOLIENDA

Autor(a): Marina Pardo García

Tutor(a): Juan María Menéndez Aguado

Cotutor(a): Jesús Medina Pierres

mayo, 2024

Universidad de Oviedo

EPM ESCUELA POLITÉCNICA DE MIERES

Declaración de Originalidad del Trabajo Fin de Grado

D./Dña. Marina Pardo García, con DNI 72355734B estudiante del Grado en Ingeniería De los Recursos Mineros y Energéticos de la Escuela Politécnica de Mieres de la Universidad de Oviedo, declaro bajo mi responsabilidad que:

El Trabajo de Fin de Grado aquí presentado con título [Estudio comparativo de metodología de análisis del comportamiento cinético en molienda] ha sido realizado bajo mi autoría, es original y que todas las fuentes utilizadas para su realización han sido debidamente citadas en el mismo.

Para que así conste, firmo la presente declaración.

En Mieres, a 17 de mayo de 2024.

Marina Pardo García
72355734B

Universidad de Oviedo

EPM ESCUELA POLITÉCNICA DE MIERES

Relación del TFG con los Objetivos de Desarrollo Sostenible

ODS con los que se relaciona el TFG (suprimir los que no proceda)**:**

Breve justificación:

El Programa de Naciones Unidas para el Desarrollo (PNUD) destaca la importancia de la extracción y la producción de materias primas para alcanzar los 17 Objetivos de Desarrollo Sostenible (ODS). En el informe titulado "Atlas: Cartografía de la minería con los Objetivos de Desarrollo Sostenible", se explica cómo la minería, gestionada adecuadamente, puede contribuir de manera significativa a estos objetivos.

Por ejemplo, puede impulsar el crecimiento económico, crear empleos, promover la innovación y desarrollar la infraestructura, además de garantizar un uso sostenible de los recursos naturales. La minería también puede apoyar a las comunidades locales mediante inversiones en salud, educación y servicios básicos, contribuyendo a reducir la pobreza y mejorar la calidad de vida [1].

UNIVERSIDAD DE OVIEDO

Proyecto fin de carrera

ESTUDIO COMPARATIVO DE METODOLOGÍA DE ANÁLISIS DEL COMPORTAMIENTO CINÉTICO EN MOLIENDA

GRADO EN INGENIERÍA DE LOS RECURSOS MINEROS Y ENERGÉTICOS

Autor: Marina Pardo García

Tutor: Juan María Menéndez Aguado

Cotutor: Jesús Medina Pierres

mayo, 2024

Índice

1. Introducción……. 7
2. Objetivo del trabajo……. 9
3. Fundamentos teóricos acerca de la molienda……. 10
3.1. Conceptos básicos……..... 10
3.2. Terminología……..... 10
3.3. Tipos de molienda…….. 11
3.3.1. Molinos de bolas……. 12
3.4. Elementos importantes en la molienda……..... 14
3.4.1. Grado de llenado……. 15
3.4.2. Velocidad de giro……. 16
3.4.3. Velocidad crítica……. 16
3.5. Modelización de la molienda……... 17
3.5.1. Descripción del ensayo de Bond……. 17
3.5.1.1. Leyes de fragmentación……..... 17
3.5.1.1.1. Ley de Rittinger……..... 18
3.5.1.1.2. Ley de Kick…… 18
3.5.1.1.3. Ley de Bond……19
3.5.1.1.4. Ley de Charles-Holmes…….. 20
3.5.1.2. Ensayo propuesto por Bond para la determinación del índice de Bond……..... 21
3.5.1.2.1. Ensayo estándar para el molino de bolas……23
3.5.2. Energía de selección específica (SSE)……..... 29
3.5.2.1. Definición…….29
3.5.2.2. Importancia en la industria……...29
3.5.2.3. Metodología……..29
3.5.3. Ensayo de electrofragmentación……. 30
3.5.3.1. Fundamentos teóricos…….. 30

4. Metodología…… 35
4.1. Material empleado. Dunita……...35
4.1.1. Propiedades……...36
4.1.2. Aplicaciones……..37
4.1.3. Especificaciones para metalurgia…….....39
4.1.4. Ensayos y pruebas industriales…… 40
4.1.5. Ensayos del sinterizado con adicción de dunita……43
4.1.6. Productos sustitutivos de la dunita……45
4.1.7. Geología……46
4.1.7.1. Origen y formación……46
4.1.7.2. Localización de yacimientos……..48
4.1.7.3. Tecnología de la explotación…….48
4.2. Descripción paso a paso del ensayo de Bond para molinos de bolas…….. 55
4.2.1. Equipos utilizados…….59
4.2.1.1. Molinos de bolas……59
4.2.1.2. Tamizadora, tamices……... 59
4.2.1.3. Herramientas adicionales……...60
4.2.1.4. Preparación de muestras…… 60
5. Resultados y análisis……... 64
5.1. Resultados gbp……64
5.1.1. Resultados obtenidos para el tamaño de 75 micras…….....64
5.1.2. Resultados obtenidos para el tamaño de 100 micras……..65
5.1.3. Resultados obtenidos para el tamaño de 150 micras……..65
5.2. Resultados SSE…… 68
5.2.1. Resultados obtenidos para el tamaño de 75 micras…….....68
5.2.2. Resultados obtenidos para el tamaño de 100 micras……..69
5.2.3. Resultados obtenidos para el tamaño de 150 micras……..69
5.3. Comparación de resultados con ambas metodologías……..... 70
6. Conclusión…….. 76
7. Bibliografía…… 77

1. Introducción

La industria minera se encuentra inmersa en una constante lucha por mejorar la eficiencia de sus operaciones, enfrentando una serie de desafíos que se intensifican en el panorama actual, donde la competitividad y la sostenibilidad son elementos esenciales. En este contexto, los recursos naturales, tales como los minerales y la energía, se presentan como recursos limitados cuya extracción es cada vez más costosa. Por consiguiente, la optimización de las operaciones mineras se convierte en una estrategia vital para maximizar el aprovechamiento de estos recursos valiosos y escasos.

En esta situación, los gastos de energía continúan subiendo de forma constante y gradual, llegando a representar hasta la mitad de los gastos operativos en una planta de tratamiento de minerales, principalmente debido a procesos como la trituración y molienda. Es por ello, que las compañías destinan recursos importantes a investigar y desarrollar técnicas nuevas para disminuir el consumo energético en estas fases.

Llevar a cabo el mejor uso posible de los recursos no solo implica recortar gastos, sino también gestionar los procesos de forma más efectiva y reducir el impacto ambiental. Esto es especialmente relevante en un contexto donde la demanda y las exigencias del mercado cambian rápidamente, lo que requiere una adaptación ágil por parte de las operaciones mineras.

En un mundo donde la eficiencia energética y la sostenibilidad ambiental son cada vez más cruciales, la mejora de los procedimientos de molienda se vuelve fundamental. Al reducir el consumo energético y minimizar los residuos generados durante la molienda, no solo ayudamos a las operaciones industriales, sino que también protegemos el medio ambiente.

Una molienda eficiente permite lograr la granulometría adecuada en menos tiempo, lo que facilita el procesamiento de una mayor cantidad de material en el mismo intervalo, aumentando así la productividad general de la planta. Además, al alcanzar un tamaño de partícula óptimo, se facilita la eficiencia de las etapas posteriores del proceso.

La combinación de una molienda eficiente que requiere menos energía y produce menos desgaste de equipos con una mayor recuperación de minerales conduce a una reducción general de los costos operativos. Esto incluye tanto los gastos relacionados tanto con la energía como con el mantenimiento de los equipos.

Varios investigadores han analizado cómo ciertos parámetros como la velocidad del molino, las propiedades de la muestra de mineral empleada, el grado de llenado son aspectos de gran importancia en el desempeño de los molinos. Así como las variables geométricas, afectando a las condiciones cinéticas de la molienda.

A pesar de que se han logrado mejoras notables en la eficiencia de la molienda, todavía queda mucho por investigar para comprender y aprovechar completamente su potencial.

2. Objetivo del proyecto

Este estudio se enfoca en comparar diferentes metodologías de análisis del comportamiento cinético en la molienda, con el objetivo de identificar las técnicas más efectivas.

El objetivo principal del trabajo consiste en llevar a cabo un estudio comparativo de la variación del consumo específico de energía generado en molinos de bolas, con el enfoque de la energía específica por tamaño (SSE). Por lo tanto, se analizarán los cambios en los medios de molienda al mismo tiempo que se analizará, la evolución de la eficiencia energética de la trituración.

Los resultados obtenidos en este estudio no sólo ayudarán a comprender la relación entre el consumo de energía y el tamaño de las partículas, sino que también proporcionarán información valiosa para el diseño y el funcionamiento eficiente de estos equipos en la industria minera.

Tras completar todos los ensayos necesarios, se llevará a cabo un análisis de los parámetros más relevantes.

3. Fundamentos teóricos acerca de la molienda

3.1. Conceptos básicos

La molienda es un proceso que implica hacer que las partículas de un sólido se vuelvan más pequeñas utilizando fuerzas mecánicas. Durante este proceso, se usa energía mecánica para romper, triturar o pulverizar el material hasta que se obtenga un tamaño más reducido.

Las fuerzas que normalmente intervienen en la fragmentación de un mineral son:

- *Impacto*: Las partículas del mineral se rompen por choques o impactos.
- *Abrasión*: Esta fuerza ocurre cuando las partículas del mineral entran en contacto entre sí o con superficies sólidas abrasivas, causando un desgaste gradual de las mismas.
- *Compresión*: Se aplica una presión directa sobre el mineral, provocando que este se comprima hasta romperse.
- *Cizallamiento*: El mineral experimenta fuerzas que causan que se deslicen unas sobre otras, ocasionando su ruptura.

3.2. Terminología

- ✓ En las fases iniciales se lleva a cabo la *trituración*, donde se procesan volúmenes considerables de mineral para disminuir el tamaño de las partículas grandes.
- ✓ En fases posteriores se realiza la *molienda*, que tiene como objetivo reducir el tamaño de las partículas a niveles más finos.
- ✓ La *fragmentación* o *conminución* comprende las dos operaciones anteriores, ambas destinadas a reducir el tamaño de las partículas [2].

TAMAÑO (1mm = 10^3 µm)		**TERMINOLOGÍA**
INICIAL	FINAL	ESPAÑOLA
∞	1 m ≥	*Arranque con explosivo*
1 m	100 mm	*Trituración Primaria*
100 mm	10 mm	*Trituración Secundaria*
10 mm	1 mm	*Molienda Gruesa*
1 mm	100µm	*Molienda Fina*
100µm	10µm	*Molienda Ultrafina*
10µm	1µm	*Micronización*

Tabla 1. Terminología en función del tamaño de las partículas. Fuente: (Universidad Politécnica de Cartagena).

3.3. Tipos de molienda

La molienda puede llevarse a cabo por vía seca o húmeda, dependiendo del proceso posterior y de las características del producto. Varios factores influyen en la elección del tipo de molienda a emplear.

En un primer momento la disponibilidad de agua, la molienda seca se utiliza en materiales secos o con una humedad muy reducida. Mientras que la molienda húmeda se emplea para materiales que forman una pulpa.

Los beneficios de la molienda en estado húmedo incluyen el menor consumo de energía por tonelada de mineral procesado, ya que la presencia de humedad reduce la resistencia de los fragmentos. Además, este método de molienda no requiere sistemas de captación de polvo, lo que resulta en un menor calentamiento de los equipos. Sin embargo, es importante tener en cuenta que la molienda en estado húmedo conlleva un mayor desgaste de los cuerpos moledores, aproximadamente de 6 a 8 veces más que en la molienda en estado seco, principalmente debido a la corrosión.

Hay sustancias que interactúan con el agua, ya sea por cambios físicos o químicos. En tales situaciones, utilizar el método de molienda en seco puede ser beneficioso, ya que reduce el desgaste en los revestimientos y medios de molienda, además de aumentar la producción de partículas finas en el producto final. Este resultado puede ser altamente deseable en ciertos contextos.

PROCESO	ETAPA	ESCALON	HUMEDAD	TIPO DE MOLIENDA
Fragmentación	Trituración (*Tamaños gruesos*)	Primaria Secundaria Terciaria	Seco o Húmedo	Trituradoras (*Mandíbulas, conos, rodillos, martillos, etc…*)
	Molienda (*Tamaños finos*)	Gruesa Media Fina Ultrafina	Seco o Húmedo	Molinos (*Barras, bolas, SAG, autógenos y de guijarros*)

Tabla 2. Tipos de fragmentación. Fuente: (Universidad de Cantabria).

3.3.1. Molinos de bolas

La molienda puede ser entendida de varias formas, sin embargo, la más habitual en los procesos industriales de alta capacidad es el uso de molinos de tipo cilíndricos.

Los molinos de bolas son cilindros de gran tamaño que giran sobre su eje central, conteniendo en su interior una mezcla del material a moler y los cuerpos moledores. Dependiendo del tamaño de las partículas a moler, se utilizan diferentes tipos de cuerpos moledores [3].

La mayor parte de la reducción se lleva a cabo por impacto. Cuando el molino gira sobre su propio eje, la masa en su interior se desplaza generando un intenso roce entre las partículas y con los elementos de molienda. Esto provoca que las bolas caigan en cascada desde la altura máxima del molino, transformando las partículas grandes en partículas más pequeñas. Este proceso resulta en un material con una distribución de tamaño más fino en la descarga.

De manera general, la producción de partículas finas se ve principalmente influenciada por el efecto abrasivo, mientras que, para tamaños mayores, el impacto comienza a ser relevante, dependiendo del tamaño de los cuerpos de molienda.

Los molinos tienen la capacidad de funcionar tanto de manera intermitente, donde se cierra el equipo y se hace girar durante un período específico antes de vaciar el contenido y separar el material molido de los cuerpos de molienda, como de manera continua, como suele ser el caso en aplicaciones mineras.

El material que entra en el molino suele presentar una variedad de tamaños. Por esta razón, resulta necesario emplear un gráfico que muestre el porcentaje acumulado en peso en función del tamaño, para determinar la curva granulométrica tanto de la alimentación como del producto obtenido.

Se recomienda que un molino sea diseñado para operar con la máxima eficiencia de molienda posible. Esto se define mediante la búsqueda de la mayor capacidad específica de molienda y el menor consumo de energía, siempre considerando restricciones como el desgaste, los costos de mantenimiento y la contaminación del producto.

Consideraciones:

- Cuanto más grande sea el tamaño de las bolas, más se romperán las partículas grandes debido a la percusión.
- Un diámetro de bolas más grande mejora la molienda de materiales duros debido a los golpes.
- Para lograr una molienda equivalente, se requiere un diámetro de bolas más pequeño cuando el diámetro del molino es mayor o la velocidad es mayor.

3.4. Elementos importantes en la molienda

Entender la cinética de molienda implica comprender cómo varía el tamaño de las partículas con el tiempo en diversas condiciones operativas. Este conocimiento facilita la optimización de los parámetros del molino para aumentar la eficiencia de molienda y reducir el consumo de energía.

Algunos de los principales factores que influyen en el funcionamiento del molino son:

- ✓ Grado de llenado
- ✓ Velocidad de giro
- ✓ Velocidad crítica

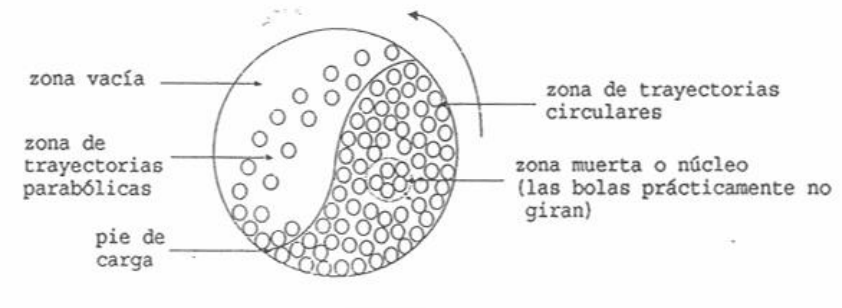


Figura 1. Zonas del interior del molino. Fuente: (Universidad de Cantabria).

El centro del molino indica una región con actividad de molienda mínima, mientras que la base de carga representa la parte más activa del molino, con la mayor capacidad de fragmentación. Aunque el esquema muestra bolas (los elementos de molienda) con un diámetro uniforme, en realidad, dentro de un molino en funcionamiento, los diámetros varían ampliamente, desde el más pequeño posible hasta el diámetro representativo que se utiliza para la repetición.

3.4.1. Grado de llenado

La cantidad de espacio dentro del molino que ocupa la carga, compuesta por el material a moler y los elementos de trituración, es un factor crucial que impacta directamente en la eficiencia del molino. Al analizar cómo varía el consumo de energía del molino en función del grado de llenado, se observa que alcanza un máximo alrededor del 50-55% del volumen interno utilizado. Después de este punto, la potencia requerida por el molino disminuye hasta llegar a cero cuando el nivel de ocupación alcanza el 100%.

En la práctica, el nivel de llenado suele oscilar entre el 40% y el 55. El volumen ocupado principalmente lo constituyen los elementos de trituración, entre los cuales se introduce el material a moler. La medida del peso de los elementos de trituración se obtiene considerando los espacios entre las bolas. Por razones geométricas, se estima que los espacios entre las bolas representan alrededor del 40% del volumen total, lo que se traduce en:

ELEMENTO	% HUECOS	PESO DE LOS CUERPOS MOLTURADORES	OBSERVACIONES
Bolas	40	$P_{bolas} = V_{mol}.\ 0{,}45.0{,}6.\ \delta_b$	δ_b: Densidad de las bolas
Carga del molino	0	$P_{carga} = V_{mol}.0{,}45.\ (0{,}6.\ \delta_b + 0{,}4.\ \delta_m)$ $= V_{mol}.0{,}45.\ (0{,}8.\ \delta_b + 0{,}2.\ \delta_m)$	δ_m: Densidad del mineral

Tabla 3. Fórmula matemática para obtener el peso de carga del molino y de las bolas. Fuente: (Universidad de Cantabria).

3.4.2. Velocidad de giro

La velocidad de rotación del molino es un factor crucial tanto en el consumo como en la eficacia de la operación de molienda. Cuando el molino gira sobre su eje, mueve la carga hasta que la resistencia causada por el peso de la carga se iguala a la fuerza aplicada, provocando el movimiento de los componentes y generando fricción y choque. Estos procesos son clave en la trituración del mineral y en el desgaste de los elementos de molienda, los cuales necesitan ser reemplazados regularmente [4].

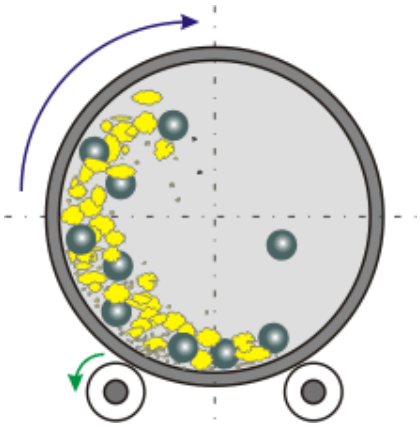


Figura 2. Velocidad de rotación del molino. Fuente: (Álvarez G.).

3.4.3. Velocidad crítica

La velocidad de rotación de un molino se calcula como un porcentaje de su "velocidad crítica". Esta última es la velocidad en la que las primeras bolas, por efecto centrífugo, se pegan a la carcasa, deteniendo la molienda y permaneciendo adheridas durante una vuelta completa. Se llama "crítica" porque es la mínima que produce este efecto, velocidades más altas lo provocarían en las bolas exteriores y siguientes. Cuando se alcanza, el molino pierde su capacidad de molienda, ya que parte de la carga de elementos de molienda no hace nada.

El valor de la velocidad crítica es:

$$V_C = \frac{42{,}3}{\sqrt{D}}$$

- V_C: Velocidad crítica en (rpm).
- D: Diámetro interior del molino en (m), puede tener la expresión $(D = Dn - 2.Ef - Db/2)$
- Dn: Diámetro nominal del molino, indicado normalmente en catálogo.
- Ef: Espesor medio de los forros.
- Db: Diámetro medio de las bolas.

3.5. Modelización de la molienda

3.5.1 Descripción del ensayo de bond

En el contexto de la molienda de materiales, el ensayo de bond es crucial para comprender las características de molienda de un material y optimizar los procesos industriales.

En los siguientes apartados, se expondrá, no solo la secuencia detallada para llevar a cabo el ensayo, sino que también se explicará de manera más exhaustiva el procesamiento de materiales. Esto incluirá información relativa a sus bases teóricas, aplicaciones, correcciones, entre otros datos [5].

3.5.1.1. Leyes de fragmentación

Es crucial notar que las ecuaciones fundamentales que gobiernan la reducción de tamaño no están completamente definidas. Esto se debe, en gran medida, a la naturaleza compleja de los sólidos en los cuales se produce la conminución, donde hay un equilibrio delicado entre los enlaces que mantienen las partículas unidas y las fuerzas que las separan a nivel atómico y molecular.

Resulta importante hacer hincapié y conocer las diversas leyes que vinculan la energía de rotura con parámetros sencillos. Por lo tanto, se explorará con detalle las diferentes leyes de fragmentación, con un enfoque particular en la ley de Bond, su formulación matemática y su aplicación práctica en la industria.

3.5.1.1.1. Ley de Rittinger

La ley de Rittinger, fue formulada por el ingeniero alemán Rudolf Rittinger a mediados del siglo XIX, en (1867). Esta ley establece una relación entre la energía consumida durante la trituración de un material y la superficie total generada como resultado de esa trituración. En otras palabras, la energía utilizada en la reducción de tamaño está directamente relacionada con el área de superficie recién creada.

Considerando que el área de superficie de una tonelada de partículas con un diámetro uniforme "d" es proporcional a "1/d", la ley de Rittinger se formula de la siguiente manera:

$$W = K_R \cdot \left(\frac{1}{d_p} - \frac{1}{D_f} \right)$$

Donde:

W es la energía requerida para triturar una cantidad unitaria de material

K es una constante de proporcionalidad dependiente del material y de las condiciones de la trituración

Siendo d_p y D_f, los tamaños del producto y alimentación.

3.5.1.1.2. Ley de Kick

Kick, en 1885, estableció una relación entre la energía requerida para triturar un material y el tamaño de las partículas resultantes. que la energía necesaria es proporcional a la reducción de volumen de las partículas, siendo, por lo tanto, el trabajo consumido por tonelada es proporcional a log(D/d):

Si tomamos K_2 como la energía específica necesaria para reducir el tamaño desde D hasta d=D/2, lo que representa un paso de reducción. Suponiendo que se necesitan r de reducción para alcanzar un tamaño de D/n, entonces $n = 2^r$ o bien r =log (n)/log (2). Así, la energía requerida sería $K_2 \cdot (\log(n) / \log(2)) = K_3 \cdot \log(n)$, o de forma más general para una relación de reducción n=D/d:

La formulación matemática puede expresarse como:

$$W = K_k \cdot \log\left(\frac{D}{d}\right) = K_k \cdot (\log(D) - \log(d))$$

3.5.1.1.3. Ley de Bond

Bond determino en 1952 que la energía requerida para romper un cubo de lado d, es directamente proporcional a su volumen d^3. Sin embargo, al surgir la primera grieta, la energía se disipa en las nuevas superficies formadas, las cuales son proporcionales a d^2. Cuando se fractura una partícula que posee una forma irregular, la energía de deformación se distribuye de manera desigual, con la energía necesaria para la fractura entre d^3 y d^2, representando una media geométrica será $d^{2.5}$, un equilibrio entre Kick y Rittinger. Dado que el número de partículas con formas similares es proporcional a $1/d^3$, el trabajo necesario para fracturar una unidad de volumen será $d^{2,5}/d^3 = 1/\sqrt{d}$. Esta relación puede expresare de la siguiente forma:

$$E_{ee} = K_5 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}}\right)$$

El índice de Bond viene definido como:

$$w_i = K_5 \cdot \frac{1}{\sqrt{100}}$$

Es decir, la energía total requerida para reducir el tamaño de un mineral desde un estado inicialmente infinito hasta obtener un producto final con un tamaño que sea el 80% inferior a 100 micras.

Cuando se realiza la sustitución, se obtiene la fórmula de Bond:

$$E_{ee} \equiv W = w_i \cdot 10 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}}\right)$$

Donde d y D, están representados en micras, indicando el tamaño por el cual el 80% de producto y la alimentación, en el orden dado.

3.5.1.1.4. Ley de Charles-Holmes

En 1957, por separado, tanto el científico estadounidense Charles, como el científico británico Holmes propusieron una ampliación de las leyes previas. Estas se condensaron en una única ley, según lo mencionado por Hukki (1975), reflejándose de la siguiente forma:

$$dW = -C \cdot \frac{dx}{x^n}$$

En la que C es una constante, y "n" adquiere un valor de 1 para la Ley de Kick, un valor de 2 para la Ley de Rittinger, y un valor de 1,5 para la Ley de Bond.

Según la sugerencia de Hukki, para aquellas partículas con dimensiones superiores a 1 cm, la Ley de Kick sería la más apropiada, siendo este el dominio de la trituración. Para la molienda convencional, en molinos de barras o bolas, la Ley de Bond ofrecería una precisión superior. Por otro lado, la Ley de Rittinger serías más relevante para la molienda fina. Un detalle característico e importante a destacar, es que existe una cierta superposición entre las leyes, lo que significa que en ciertos tamaños teóricamente se podría aplicar cualquiera de ellas con la misma aceptabilidad.

En la gráfica siguiente, se presenta una comparación gráfica entre la ley diferencial general y el resto de las leyes definidas anteriormente.

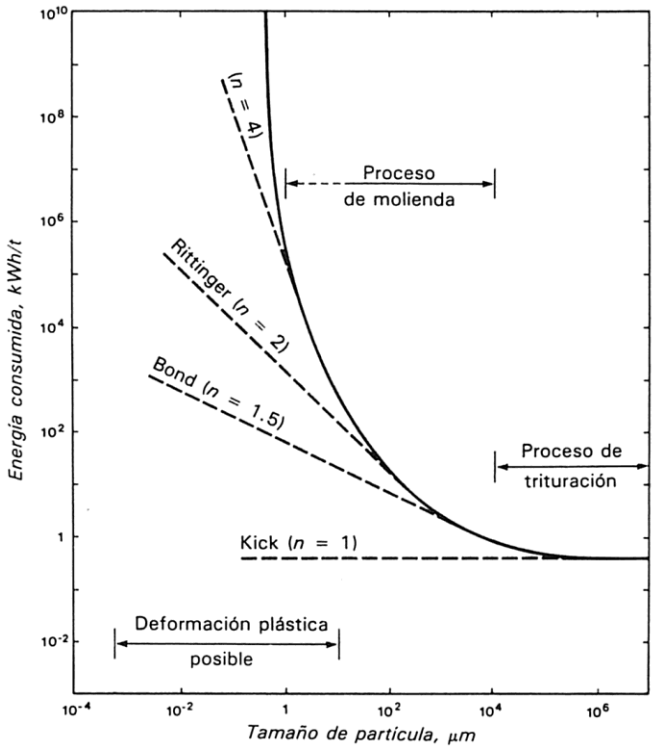


Figura 3. Comparación gráfica de las leyes de la fragmentación. Fuente:(Menéndez Aguado, J.M.).

3.5.1.2. Ensayo propuesto por bond para la determinación del índice de bond

A través del ensayo de Bond, se determina la energía necesaria para moler el material hasta un tamaño de partícula final específico. Por lo tanto, el índice de Bond se convierte en una medida indicadora de la de la resistencia del material frente a los procesos de trituración y molienda [6].

Bond manifestó, que, en situaciones excepcionales, donde el material se comporte de manera uniforme durante la reducción de tamaño, su índice de trabajo se mantendrá constante en las diferentes etapas de conminución. No obstante, en la práctica, la mayoría de los materiales exhiben una estructura heterogénea, lo que conlleva un tamaño de grano natural. Esto significa que su comportamiento durante la molienda a tamaños superiores al tamaño de grano natural dará como resultado valores de índice de trabajo más bajos que si se muele a un tamaño inferior. La explicación es simple: en el primer caso, los esfuerzos de molienda se concentran principalmente en las superficies entre granos, que suelen ser menos resistentes que la estructura de grano único. Por eso, se consume menos energía en la operación.

La ejecución de ensayos de laboratorio para calcular el índice de Bond resulta esencial para comprender el comportamiento de un material en diferentes tamaños.

Cualquier pequeña diferencia en estos ensayos puede aumentar la influencia de la variabilidad del material, lo que a su vez puede causar cambios significativos en el índice de trabajo. Por eso, es recomendable realizar estas pruebas con un tamaño de partícula lo más parecido posible al que se utiliza en la molienda industrial.

A continuación, se tratará principalmente el ensayo de Bond diseñado para molinos de bolas, dado que está estrechamente ligado al trabajo actual.

3.5.1.2.1. Ensayo estándar de Bond para molinos de bolas

Es importante señalar que, en cuanto a la carga de molienda, Bond propuso la siguiente distribución para las bolas:

CARGA RECOMENDADA POR BOND EN 1961

Tamaño bolas		***Nº bolas***	***Área***	***Peso***
pulgadas	*cm*	-	cm^2	*g*
1,45	3,683	43	1832,4	8803
1,17	2,972	67	1858,9	7206
1,00	2,540	10	202,7	672
0,75	1,905	71	809,5	2011
0,61	1,549	94	708,9	1433
	Total:	*285*	*5412,4*	*20125*

Tabla 4. Distribución recomendada inicialmente por Bond. Fuente:(Menéndez Aguado, J.M.).

Sin embargo, en el informe que se está considerando, se desvela un detalle interesante sobre los ensayos realizados con el molino suministrado por BICO (1999). Según se menciona, la empresa comunicó, en una correspondencia confidencial, una confesión de parte de Bond mismo acerca de las dificultades para determinar la cantidad precisa de bolas de cada peso requerida para alcanzar los valores específicos de área superficial y peso total. Esta información implica una corrección que, según la referencia citada, se basaría en la siguiente distribución:

CARGA FINAL RECOMENDADA POR BOND

Tamaño bolas		***Nº bolas***	***Área***	***Peso***
pulgadas	*cm*	-	cm^2	*g*
1,500	3,810	25	1140,1	5690
1,250	3,175	39	1235,1	5137
1,000	2,540	60	1216,1	4046
0,875	2,223	68	1055,2	3072
0,750	1,905	93	1060,3	2646
	Total:	*285*	*5706,8*	*20592*

Tabla 5. Distribución recomendada por Bond finalmente. Fuente:(Menéndez Aguado, J.M.).

En este caso, Bond se concentró en corregir únicamente el número de bolas, mientras que los cálculos para el área y el peso se basaron en la suposición de que las bolas son perfectamente esféricas y tienen la misma densidad que las sugeridas originalmente.

No obstante, es importante señalar que, aunque la cantidad de bolas tomadas con el equipo coincidía con esta nueva asignación, al realizar las verificaciones pertinentes, se descubrió que los valores de peso, adquiridos mediante el peso real de las bolas, fueron los siguientes:

VALORES MEDIDOS EN LABORATORIO

Tamaño bolas		**Nº bolas**	**Área**	**Peso**
pulgadas	*cm*	-	cm^2	*g*
1,500	3,810	25	1140,1	6763
1,250	3,175	39	1235,1	5468
1,000	2,540	60	1216,1	4500
0,875	2,223	68	1055,2	3787
0,750	1,905	93	1060,3	3720
	Total:	*285*	*5706,8*	*24238*

Tabla 6. Distribución de bolas medida. Fuente:(Menéndez Aguado, J.M.).

En la tabla anterior, se recalculan los valores de área superficial y se pesan directamente las bolas en el laboratorio. Es importante señalar que esta discrepancia en el peso total de las bolas, que excede significativamente las 44.5 libras que Bond siempre recomendó, (aproximadamente 20.125 kg), influyó en la decisión de ajustar la carga de bolas suministrada con el molino.

En consecuencia, se mantiene la distribución de tamaños propuesta por Bond, pero se debe de ajustar la cantidad para que el peso total de las bolas se acerque más a los 20.125 kg. La próxima tabla muestra la distribución finalmente adoptada:

VALORES MEDIDOS EN LABORATORIO

Tamaño bolas		Nº bolas	Área	Peso
pulgadas	*cm*	-	cm^2	*g*
1,500	3,810	22	1003,3	5951
1,250	3,175	34	1076,8	4767
1,000	2,540	50	1013,4	3750
0,875	2,223	54	838,0	3007
0,750	1,905	73	832,3	2920
	Total:	*233*	*4763,7*	*20396*

Tabla 7. Distribución de bolas utilizada en los ensayos. Fuente:(Menéndez Aguado, J.M.).

En este arreglo, se aprecia un mejor equilibrio en el peso de las bolas. Aunque el área superficial calculada ha disminuido, es importante destacar que resulta crucial señalar que, si se pudiese medir el valor real, este sería considerablemente mayor que el calculado, dado que la mayoría de las bolas tienen imperfecciones geométricas notables.

En la siguiente gráfica, se observa una representación visual que resume todo lo explicado anteriormente:

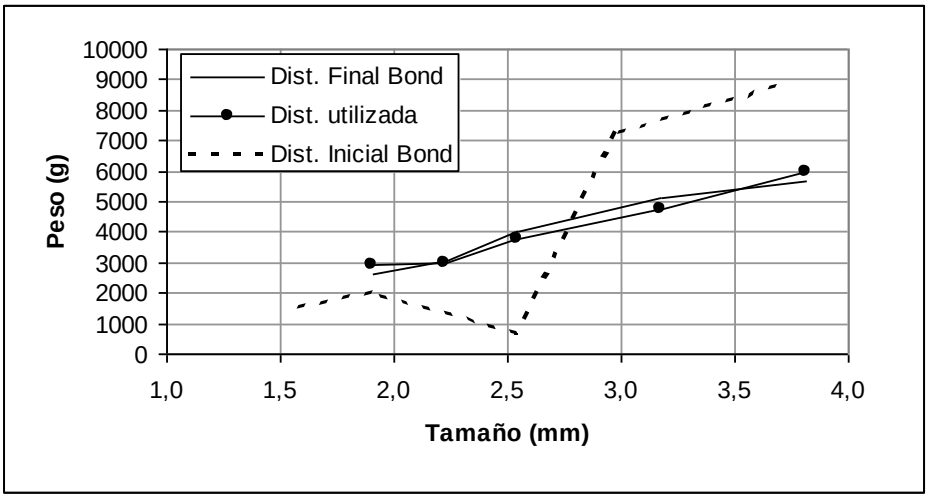


Figura 4. Comparación gráfica de las distintas distribuciones analizadas. Fuente:(Menéndez Aguado, J.M.).

Se procede a establecer las condiciones para llevar a cabo el ensayo:

El material que se va a alimentar al molino debe consistir en una trituración controlada al 100%, con un tamaño inferior a 6 mallas Tyler (<3,35 mm), aunque se puede considerar una alimentación aún más fina si es necesario. En este caso, la cantidad de material que se introduce tiene un volumen aparente de 700 cm^3. Antes de iniciar el ensayo, es necesario caracterizar el material mediante su peso y su distribución de tamaño.

El ensayo implica llevar a cabo una molienda en seco empleando un molino de bolas. Se simula una operación en circuito cerrado con una carga circulante del 250%, y se utiliza la malla de corte prescrita según el diseño industrial. Esto garantiza que los tamaños de partículas del circuito se mantengan dentro del intervalo de 28 a 325 mallas Tyler. Adjunto se presenta una representación gráfica esquemática de cómo se distribuye dicho circuito [7]:

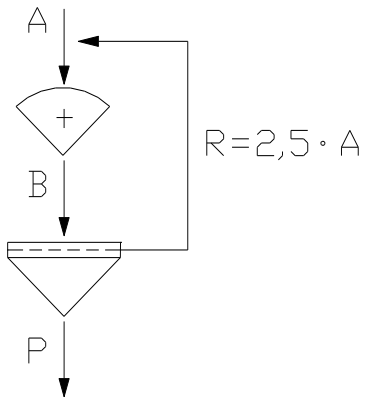


Figura 5. Esquema del circuito cerrado utilizado en el ensayo de Bond. Fuente:(Menéndez Aguado, J.M.).

El procedimiento del ensayo de Bond comienza con la molienda del material durante un número determinado de revoluciones, en función de la dureza y granulometría del material. Seguidamente, se descarga el contenido del molino, incluida la carga de bolas, y se tamiza el material utilizando el tamiz más adecuado.

Después de tamizar, se pesa el material que pasa a través del tamiz y se separa, añadiendo al rechazo la cantidad adecuada de material fresco para restablecer la carga inicial de sólidos que se alimentó al molino en cada ciclo, asegurando que se complete el peso inicial de los 700 cm^3.

El material, acompañado de la carga de bolas, regresa al molino y se somete a molienda durante el número de revoluciones necesario para alcanzar una carga circulante del 250%. El proceso se debe repetir hasta que se alcancen a las condiciones de equilibrio anheladas. Para calcular el número de revoluciones necesarias, se analizan los resultados del ciclo previo, teniendo en cuenta la cantidad de finos generados en cada revolución del molino.

A continuación, se realiza un análisis granulométrico del material que pasa a través del tamiz, que corresponde al producto final del circuito de molienda. Este análisis tiene como propósito obtener el valor P_{80}.

El índice de Bond que es útil para la molienda en molinos de bolas puede hallarse a través de la siguiente expresión:

$$W_i = \frac{44{,}5}{P_{100}^{0{,}23} \cdot Gbp^{0{,}82} \cdot \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}}\right)}$$

Donde:

- W_i es el índice de trabajo del material medido en (*kWh/sht*).
- P_{100} es la abertura en micras de la malla de corte utilizada para cerrar el circuito.
- Gbp es el índice de molturabilidad del material en molinos de bolas medido en (*g/rev*)
- F_{80} representa el tamaño en micras correspondiente al 80% de la alimentación fresca que pasa a través del tamiz.
- P_{80} indica el tamaño en micras relativo al 80% del producto final que pasa a través del tamiz.

3.5.2. Energía de selección específica (SSE)

3.5.2.1. Definición

La "SSE", abreviatura de "Specific Selection Energy" (Energía de Selección Específica), se trata de una nueva metodología para evaluar la eficiencia energética de los equipos de trituración y molienda. Mientras que la energía total de molienda considera toda la energía gastada en el proceso, la SSE se enfoca exclusivamente en la energía necesaria para seleccionar y reducir una fracción específica de partículas a un tamaño determinado [8].

Por lo tanto, la SSE mide la reducción de tamaño en relación con la generación de nuevos finos, proporcionando una medida más justa y menos dependiente de la forma de la distribución de tamaños.

3.5.2.2. Importancia en la Industria

En la minería, la molienda representa una parte considerable de los costos operativos, siendo un proceso altamente energético. La SSE ofrece una medida precisa para evaluar la eficiencia energética de los equipos de molienda.

Interesa tener en cuenta un conocimiento más detallado de la SSE, pues esta técnica puede conducir a mejoras en el diseño de equipos, así como, a promover nuevas estrategias de optimización, que permitan reducir los costos operativos y minimizar el impacto ambiental mediante un uso más eficiente de la energía.

3.5.2.3. Metodología

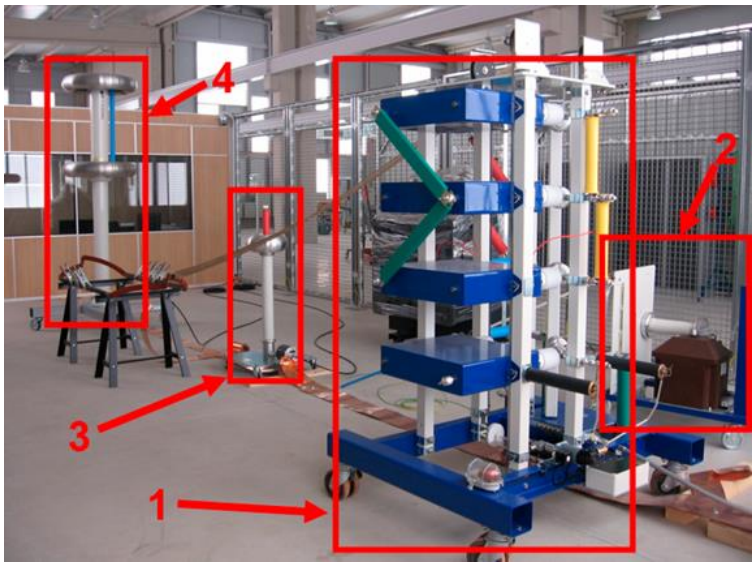
La SSE se determina principalmente mediante experimentos controlados, donde se registra el consumo de energía y se analiza cómo cambia la distribución del tamaño de partículas antes y después del proceso de molienda. Se llevan a cabo en diferentes tipos de molinos y bajo diferentes condiciones operativas, para comprender cómo variables como la velocidad del molino, y las propiedades del material afectan.

3.5.3. Ensayo de electrofragmentación

El propósito de la electrofragmentación en el ensayo es exponer el material a una sucesión de impulsos de alta tensión. Una vez completado este proceso, se examina el material en el laboratorio para detectar posibles cambios en sus propiedades [9].

3.5.3.1. Fundamentos teóricos

En nuestro caso, el equipo utilizado es de ensayo HVEP. Para ello se emplea un generador de impulsos Marx SGSA 400-20 fabricado por HAEFELY en Basel, Suiza, para llevar a cabo el ensayo. El ensayo fue realizado en las instalaciones del Departamento de Ingeniería Eléctrica en Gijón, (Universidad de Oviedo, España). Nos apoyaremos en los resultados obtenidos a la hora de la realización de dicho ensayo, visibles en el Trabajo de Fin de Máster de Jesús Medina Pierres, titulado "Estudio del efecto de la electrofragmentación en la conminución de la dunita".



Banco de pruebas (1)

Generador de impulsos (2)

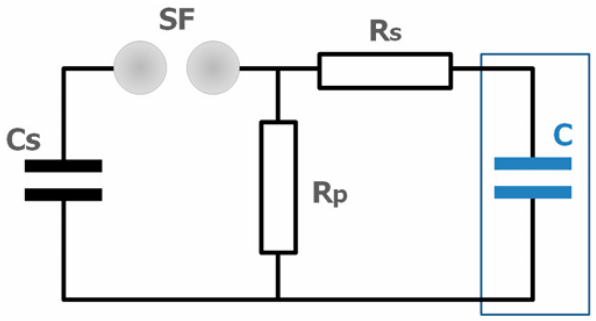
Unidad de carga (3)

Divisor capacitivo (4)

Figura 6. Circuito de compensación. Fuente: (Llera A.R. et al.).

PARÁMETRO (UNIDAD)	VALOR
Voltaje máximo (kV)	400
Máxima descarga de energía (kJ)	20
Nº de etapas	4
Capacidad/etapa	1

Tabla 8. Especificaciones generales del generador HVEP. Fuente: (Llera A.R. et al.).



Capacidad de impulso (Cs)

Espacio de chispa (SF)

Resistencia en paralelo (Rp)

Resistencias en serie (Rs)

Dispositivo bajo prueba (C)

Figura 7. Esquema del generador Marx. Fuente: (Llera A.R. et al.).

Donde:

- C y Cs corresponden a la celda de ensayo y a la capacitancia impulsiva.
- Donde Rs y Rp son las distancias que definen el tiempo de subida del impulso y el tiempo de bajada del impulso.
- Y SF representa los explosores que inician la descarga del impulso en la celda de ensayo, generando, de esta forma, el impulso requerido.

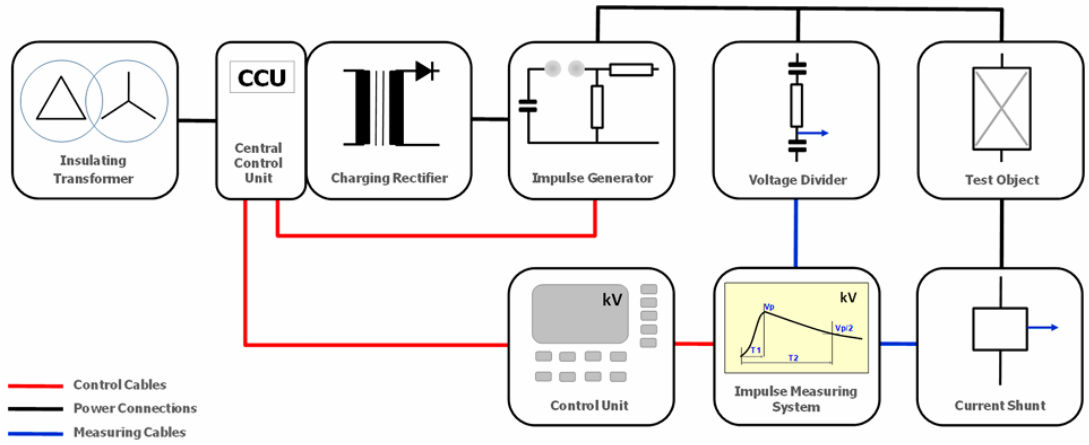


Figura 8. Diagrama de bloques del banco de ensayo HVEP. Fuente: (Llera A.R. et al.).

En el esquema anterior se muestra un resumen del proceso de creación y medición de impulsos. En primer lugar, se fijan las características deseadas del impulso en la unidad de control del generador, tales como el número de fases de trabajo, el valor máximo de impulso, el tiempo de carga del condensador y la polaridad del impulso. En segundo lugar, la unidad de carga aumenta la tensión hasta alcanzar el valor máximo especificado y el rectificador de carga la convierte en corriente continua, que se utiliza para cargar los condensadores del generador. Después de que los condensadores alcancen la tensión predefinida, la unidad de control ordena la descarga del impulso sobre la muestra que se encuentra en la celda de ensayo. Por último, el impulso se registra utilizando un divisor de tensión en paralelo, lo que permite la digitalización y el procesamiento de la señal.

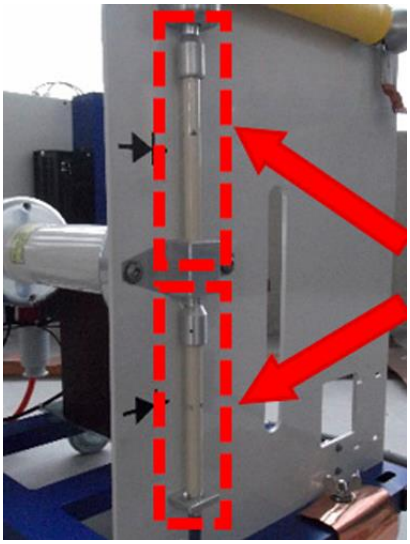


Figura 9. Diodos de la unidad de carga. Fuente: (Llera A.R. et al.).

En los experimentos de electrofragmentación, controlar el tiempo del impulso eléctrico es crucial. Se necesita un voltaje suficiente para romper la rigidez dieléctrica de la muestra, pero no tan alto como para afectar el material circundante. Al rodear la muestra con un medio de mayor permitividad eléctrica, como el agua destilada, el campo eléctrico se concentra más en la muestra que en el entorno. Con un tiempo de impulso corto, el agua supera a la roca en rigidez dieléctrica, por lo que el tiempo del impulso debe ser inferior a 500 ns.

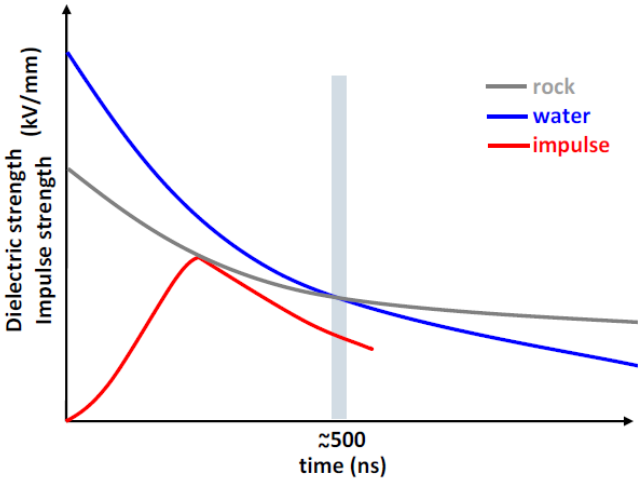


Figura 10. Variación de la rigidez dieléctrica con el tiempo de subida del impulso. Fuente: (Llera A.R. et al.).

Para reducir el tiempo de aplicación del pulso, decidimos reemplazar la resistencia Rs con un cortocircuito. Esto hizo que el tiempo de aplicación del pulso fuera de alrededor de 300 ns, manteniendo una tensión pico de 150 kV, que es el valor utilizado en todos los ensayos, más un extra debido a la sobrecarga. Con estas condiciones, la descarga eléctrica se enfoca eficazmente en la muestra de mineral.

En las siguientes gráficas se muestran las formas de onda obtenidas al aplicar estos pulsos sobre una muestra de dunita:

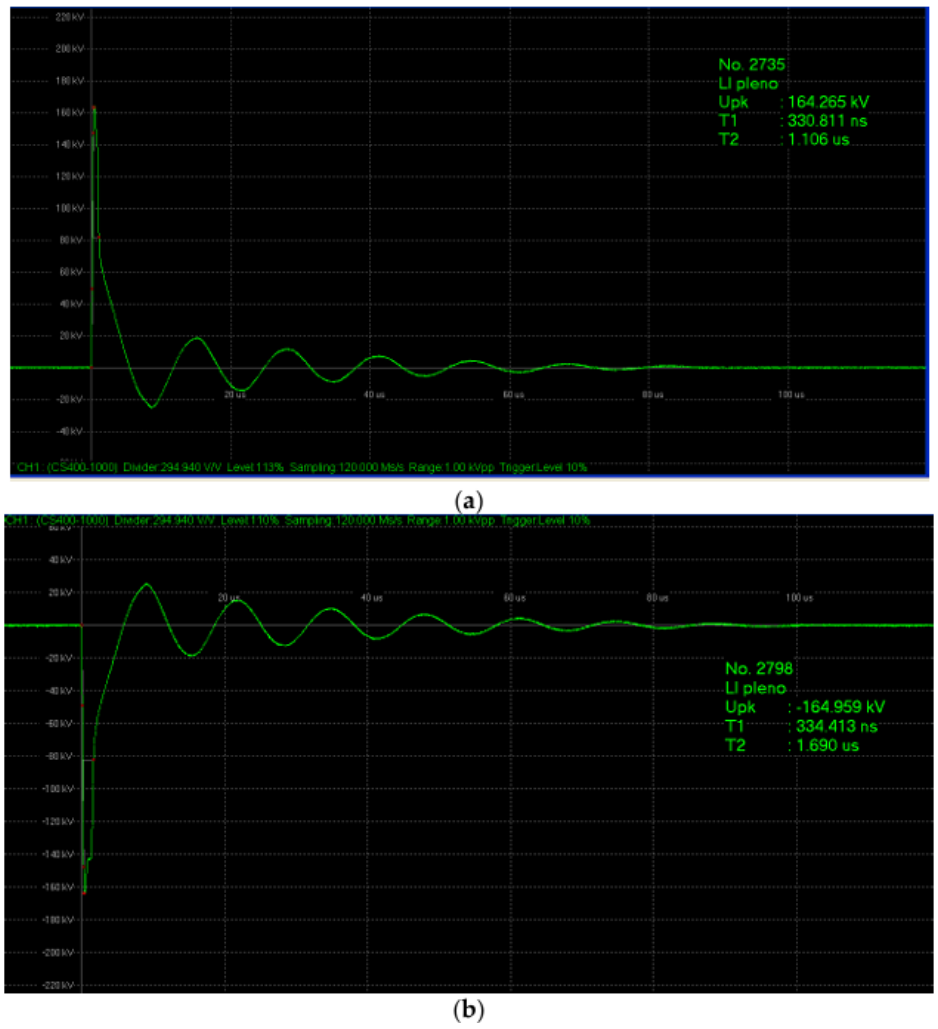


Figura 11. Formas de onda después de una descarga impulsiva en una muestra de piedra caliza. (a) polaridad positiva; (b) polaridad negativa. Fuente: (Llera A.R. et al.).

4. Metodología

En esta sección, se abordará la información relativa a la dunita, la roca seleccionada para llevar a cabo los ensayos en el laboratorio, con el objetivo de cumplir los objetivos del estudio.

Para la elaboración de esta sección, el manual "Monografías de Rocas Industriales: Dunita", editado por el Ministerio de Industria en 1975, ha sido de gran utilidad [10].

4.1. Material empleado. Dunita

La dunita, una variedad de roca ígnea, se forma a partir del magma de los gabros y se clasifica dentro de la familia de las peridotitas. Su composición incluye una combinación de minerales primarios que, debido a procesos geológicos, tienden a transformarse en minerales secundarios, suelen transformarse total o parcialmente en minerales secundarios. Principalmente dominada por el olivino, la dunita se considera una roca monomineral, compuesta principalmente por una mezcla isomorfa de forsterita y fayalita.

A pesar de su contenido considerable de olivino, la dunita no se considera una roca olivínica debido a que menos del 10% de su composición está formada por minerales blancos como cromo, platino o níquel.

Se piensa que la dunita se formó en lo profundo del manto terrestre, lo que explica por qué es tan rara en la superficie. Se dice que este tipo de roca es bastante común en el manto, lo que la convierte en una parte importante de la geología de la Tierra.

4.1.1. Propiedades

Conoceremos las características y naturaleza de la dunita, centrándonos en cómo se utiliza en la industria siderúrgica y en los diferentes procesos y técnicas que se emplean. Algunas de estas son:

- Escasez o nula presencia de feldespato
- Predominio del mineral olivino
- Índices de color superiores a 70
- Alta resistencia mecánica (comparable o superior a la de los minerales de hierro)
- Corto intervalo de fusión plástica, garantizando una permeabilidad continua en las cargas
- Dureza de 6,5 a 7
- Contribuye con magnesio al lecho de fusión, facilitando la eliminación de la escoria
- No experimenta fragmentación por choque térmico, evitando la generación de finos
- No presenta contracción, ni hinchamiento
- Mejora la inyección de combustible
- Su bajo punto de fusión (1500 ºC), promueve la formación de escorias primarias
- Libre de carbonatos, lo que reduce el consumo de coque
- Incrementa el espacio útil de horno y, por lo tanto, su eficiencia
- Su carácter prácticamente neutro permite ajustar el volumen de escoria sin alterar su índice de basicidad, lo que a su vez impide su regulación
- Carácter ultrabásico (con menos del 45% de SiO_2).

4.1.2. Aplicaciones

El uso de fundentes para escorificar la ganga de las materias primas en el horno alto es bien conocido. La adición de caliza o dolomía ayuda a regular la basicidad de la escoria y tiene otras funciones. Sin embargo, debido a la tendencia actual de reducir el consumo de coque por razones de rentabilidad, se prefiere disminuir la cantidad de carbonatos añadidos. Esto se debe a que, además del calor de fusión, se necesita calor adicional para la decarbonatación.

La mejora de las técnicas en los altos hornos ha provocado una notable disminución en el uso de coque. Como resultado, se ha observado una reducción en la permeabilidad de la carga en el horno. Esto se debe a que el coque siderúrgico apenas sufre cambios hasta llegar a las toberas, donde juega un papel crucial como soporte físico en áreas de alta temperatura.

El empleo de caliza y dolomita, que tienen un punto de fusión alto y un amplio rango de reblandecimiento, causaba problemas con el flujo de gas en la parte de los estantes del horno, lo que provocaba un funcionamiento irregular. Para resolver este asunto y mantener los niveles de azufre en el arrabio dentro de los límites requeridos, era necesario que los minerales del lecho aportaran las impurezas necesarias para la escoria deseada. Pero como los yacimientos de minerales de hierro básicos son escasos, se tuvo que buscar un lecho que se fundiera por sí solo, agregando los minerales fundentes durante la sinterización, lo que permitía que la caliza y la dolomita se descompusieran y se mezclaran con la ganga del sinter.

Al trabajar con caliza, la composición de la ganga en el lecho de fusión seguía siendo la misma, sin importar dónde se añadiera. Pero cuando se empleaba dolomita gruesa en el proceso de sinterización, la calidad del sinter disminuía considerablemente, así que su uso no era ideal.

En esta situación, se lograba tener un lecho autofundente, considerando su nivel de basicidad, pero la cantidad de MgO disminuía, lo que causaba problemas con escorias viscosas difíciles de quitar, ya sea en el horno o en el proceso de colada. Entonces, se veía la necesidad de restaurar el nivel adecuado de MgO, lo que implicaba buscar y probar diferentes tipos de silicatos de este material, como dunitas, olivinos o serpentinas.

La incorporación de dunita en la siderurgia implica reemplazar los materiales que aportan magnesio, como la dolomía, o competir con otros que tienen características similares, como la serpentina. Esto requiere una comparación directa entre la dunita y las otras sustancias disponibles.

- **Incorporación directa al H.A.**

Por sus propiedades, la dunita se usa directamente en el alto horno en granulometrías similares a las del mineral de hierro, ya que presenta un comportamiento mecánico equivalente.

- **Incorporación al sinterizado**

Los experimentos realizados para incluir los fundentes en la carga arrojaron resultados interesantes en ciertos casos. Actualmente, se sigue investigando principalmente la fracción granulométrica utilizada (0,3 mm o 0,5 mm), el porcentaje empleado y las pruebas relacionadas con la sinterización.

4.1.3. Especificaciones para metalurgia

Dentro de los diversos factores que impactan en el funcionamiento adecuado de un alto horno, resaltan tres elementos clave: la *permeabilidad*, el *consumo específico de coque* y la *capacidad de desulfuración de las escorias.*

No hay pautas definidas para estos aspectos, sino que se busca mejorarlos en general. Cada horno tiene sus propios desafíos y soluciones. Sin embargo, aquí nos enfocamos en las consideraciones metalúrgicas del proceso y en optimizar parte de la carga. Las características de la dunita están implícitas en las especificaciones de la carga.

- Permeabilidad. Esta influenciada por tres aspectos:
  - La capacidad para generar finos ya sea por deterioro físico o durante su reducción.
  - La extensión del rango de ablandamiento, manteniendo la carga en un estado pastoso antes de su completa fusión.
  - La viscosidad de las escorias, tanto las originadas por la ganga de la carga (escorias primarias) como por las reacciones de escorificación.

- Consumo específico de coque. Está determinado por dos factores:
  - La facilidad con la que los minerales se reducen, ya que se necesita que sea máxima para que el CO_2 se forme en las partes estables del horno y no se pierda carbono (por la reacción de Boudouard).
  - La cantidad exacta de fundentes como caliza y dolomía que se necesita añadir para obtener las escorias deseadas.

- Capacidad de desulfuración de las escorias. Se basa en dos factores principales:
  - El índice de basicidad, ya que una mayor proporción de CaO y MgO resulta en una desulfuración más efectiva.
  - La ley de distribución, donde solo importa el volumen de la escoria. El coeficiente de distribución es constante y aumenta la desulfuración conforme aumenta el volumen de escoria.

4.1.4. Ensayos y pruebas industriales de la dunita

Carga directa en H.A.

El objetivo de estos ensayos es entender cómo se comporta la dunita en esta situación. Dado que estos experimentos son similares a los que se hacen con el mineral de hierro, es lógico que compartan algunas características.

- Análisis granulométrico: Se realiza un análisis granulométrico antes de los ensayos específicos para asegurar una distribución similar a la de la carga, con un tamaño de partícula de aproximadamente 10 a 40 mm.

- Análisis químico: En él se determinan los porcentajes de:
  · SiO_2
  · MgO
  · CaO
  · Al_2O_3
  · Fe_2O_3, o Fe total
  · Pérdidas por calcinación
  · CO_2 y H_2O de humedad y constitución

  Se determina el índice de basicidad mediante la siguiente fórmula:

$$B/A = \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3}$$

  Asimismo, es aconsejable familiarizarse con ciertos elementos que ejercen una influencia significativa, los cuales son: Cobalto, sulfuro, fósforo, cromo, níquel, manganeso.

- Determinación de la temperatura de reblandecimiento y fusión: Se pueden utilizar las siguientes metodologías:

    1. Cono tallado:

       Las muestras se moldean siguiendo las mismas dimensiones que los conos Seger. Luego, se calientan a una velocidad constante hasta que el vértice de una de las probetas se doble hacia la base. La temperatura se mide utilizando un cono Seger o un pirómetro óptico.

    2. Microscopio de temperatura:

       Se capturan varias imágenes de una muestra cúbica para registrar los cambios en su forma durante el calentamiento en el horno. Se observa el redondeo de los ángulos, el momento en que adquiere una forma de semiesfera y el punto de fusión total.

- Ensayo de decrepitación por choque térmico: Este análisis implica observar cómo evoluciona la granulometría en dos tipos de ambientes:

    1. Atmósfera oxidante:

       Se lleva a cabo con muestras previamente lavadas y secadas, las cuales se calientan gradualmente a 400°C y/o 600°C, manteniendo esta temperatura durante 10 minutos. Además, se puede estudiar el coeficiente de carga, el cual es inversamente proporcional al diámetro hidráulico de los granos.

    2. Atmósfera reductora:

        I. Ensayo rotatorio: Se estudia la degradación causada por abrasión y reducción simultáneas, mezclando dunita fraccionada con coque triturado.
        II. Ensayo estático: Aquí se investiga la degradación atribuida al calentamiento, sin mezclar la muestra con coque.

- Reductibilidad

  Se realiza un análisis químico de la muestra obtenida del ensayo rotatorio en atmósfera reductora, calculando el contenido de Fe total, FeO y Fe^{o}, lo que proporciona información sobre el grado de reducción del hierro presente en la muestra.

- Ductilidad bajo carga

  Una muestra de dunita que haya experimentado reducción en el ensayo previo se utiliza para crear una probeta prensada. La probeta se calienta en una atmósfera inerte, sometida a una presión de 2 Kg/cm^2.

- Prueba de abrasión. Ensayo MICUM

  Se evalúa la dureza de la dunita en estado crudo y reducido mediante un tambor MICUM equipado con aletas giratorias, alcanzando las 200 revoluciones. Luego, se analiza el desgaste provocado por la acción mecánica, pasando la muestra por tamices de diferentes tamaños para observar los cambios en la granulometría.

  En algunos casos, se puede ampliar la información con los siguientes análisis:

  1. Porosidad total
  2. Densidad real
  3. Densidad aparente
  4. Variación de tamaño, comparando la densidad antes y después de una calcinación reductora.

4.1.5. Ensayos del sinterizado con adicción de dunita

El propósito de estos ensayos es lograr un sinterizado con adición de dunita y evaluar sus efectos.

- **Estudio del CENIM**

  La composición de la carga incluye 65 kg de mezcla mineral, con un 13,5% de dunita (para alcanzar B/A = 1,5 en la escoria), caliza para ajustar el índice de basicidad (de 1,0 a 1,6), coque para equilibrar los finos de retorno y agua suficiente para mejorar la permeabilidad de la carga.

  Los ensayos y cálculos realizados son los siguientes:

  1. Contenido total de Fe
  2. Producción de sinter útil por metro cuadrado en 24 horas
  3. Consumo específico de coque por tonelada de sinter útil
  4. Dureza en tambor ASTM > 6,35 mm.
  5. Porcentaje de azufre en el sinter
  6. Porcentaje de Fe^{++} en el sinter
  7. Degradación en caliente (a la temperatura máxima) y medición del índice de resistencia
  8. Degradación en frío (después de separar los finos de retorno en caliente) y medición del índice de resistencia
  9. Grado de oxidación

- **Estudio del C.R.M**

  Se analiza la carga establecida para dos índices de basicidad (1,4 y 1,7), compuesta por los siguientes porcentajes:

	CaO/SiO_2	CaO/SiO_2
	Índice de basicidad = 1.4	**Índice de basicidad = 1.7**
Mezcla mineral	78,1 %	73,3 %
Caliza	14,3 %	19,3 %
Dunita	7,6 %	7,4 %
MgO	3,4 %	3,4 %

Tabla 9. Carga establecida estudiada para los diferentes índices de basicidad. Fuente: (Ministerio de Industria).

ENSAYOS REALIZADOS

Degradación	6 caídas de 2 metros de altura sobre una placa de acero
Cribado	Sobre criba mecánica de agujeros redondos durante 5 minutos
Finos de retorno	Fracción 0/ 7 mm
Ensayo MICUM	Sobre la fracción 10/ 40 mm durante 3 minutos a una velocidad de 25 vueltas/ minuto
Reductibilidad	-
Degradación en caliente	-
Análisis químico del sinter > 7 mm	-
Velocidad de sinterizado	En mm/ minuto
Producción específica	kg/ m^2/ h

Tabla 10. Distintos ensayos realizados. Fuente: (Ministerio de Industria).

4.1.6. Productos sustitutivos de la dunita

La aplicación de la dunita como materia prima para el alto horno puede ser reemplazada por cualquiera de los siguientes materiales:

- Dolomía: Sus propiedades desfavorables incluyen:
  - Decrepitación bajo choque térmico y generación de finos, particularmente evidente en las dolomías de Vizcaya y del sur de España, pero no en las dolomías asturianas y las de Santoña (Santander).
  - Limitación en el uso de combustible debido a la baja permeabilidad de la carga.
  - Formación de adherencias.
  - Baja productividad horaria.
  - Aumento del consumo de coque debido a la decarbonatación y a la solución de carbono según la reacción de Boudouard.
  - Amplio intervalo de plasticidad.
  - Alto punto de fusión (aproximadamente 2000 °C).
- Olivino:
  - Alto punto de fusión.
  - Llegada de producto sin fundir a nivel de toberas sin formación de escorias primarias, lo que lo hace inadecuado como fundente.
- Serpentina (dunita alterada):
  - Baja dureza (2,5).
  - Absorción de agua en el cristal, lo que aumenta el consumo de coque necesario para su expulsión.

4.1.7. Geología

4.1.7.1. Origen y formación

Las dunitas suelen presentarse en forma de capas, aunque también pueden encontrarse como lentes paralelos y conductos volcánicos transversales. Un ejemplo de estos últimos son los lopolitos estratificados de Bushveld en Sudáfrica. Independientemente de su forma, se trata de una intrusión en estado sólido o semisólido, a temperaturas superiores a las de la serpentinización.

Antes de enfriarse y desde esas altas temperaturas, la dunita ya había formado masas densamente entrelazadas de cristales anhidros de olivino, lo que impedía la entrada de agua en la formación. Las capas, compuestas por acumulaciones de cristales de olivino, se depositaron por gravedad desde una masa magmática. Sin embargo, el material que constituye los conos y conductos volcánicos probablemente se formó por el desplazamiento de su propio volumen dentro de las rocas que atraviesa. Texturalmente, estas rocas no muestran evidencia de una formación diferente a la cristalización "in situ" de un lecho fundido con composición de olivino.

Las dunitas suelen encontrarse mayormente en forma de capas, aunque también se han observado casos en los que se presentan como lentes paralelos y conductos volcánicos transversales. Estas formaciones se originan como intrusiones en estado sólido o semisólido, a temperaturas superiores a las de la serpentinización. Antes de enfriarse y desde esas altas temperaturas, la dunita ya había creado masas sólidamente entrelazadas de cristales anhidros de olivino, lo que evita la entrada de agua en la formación.

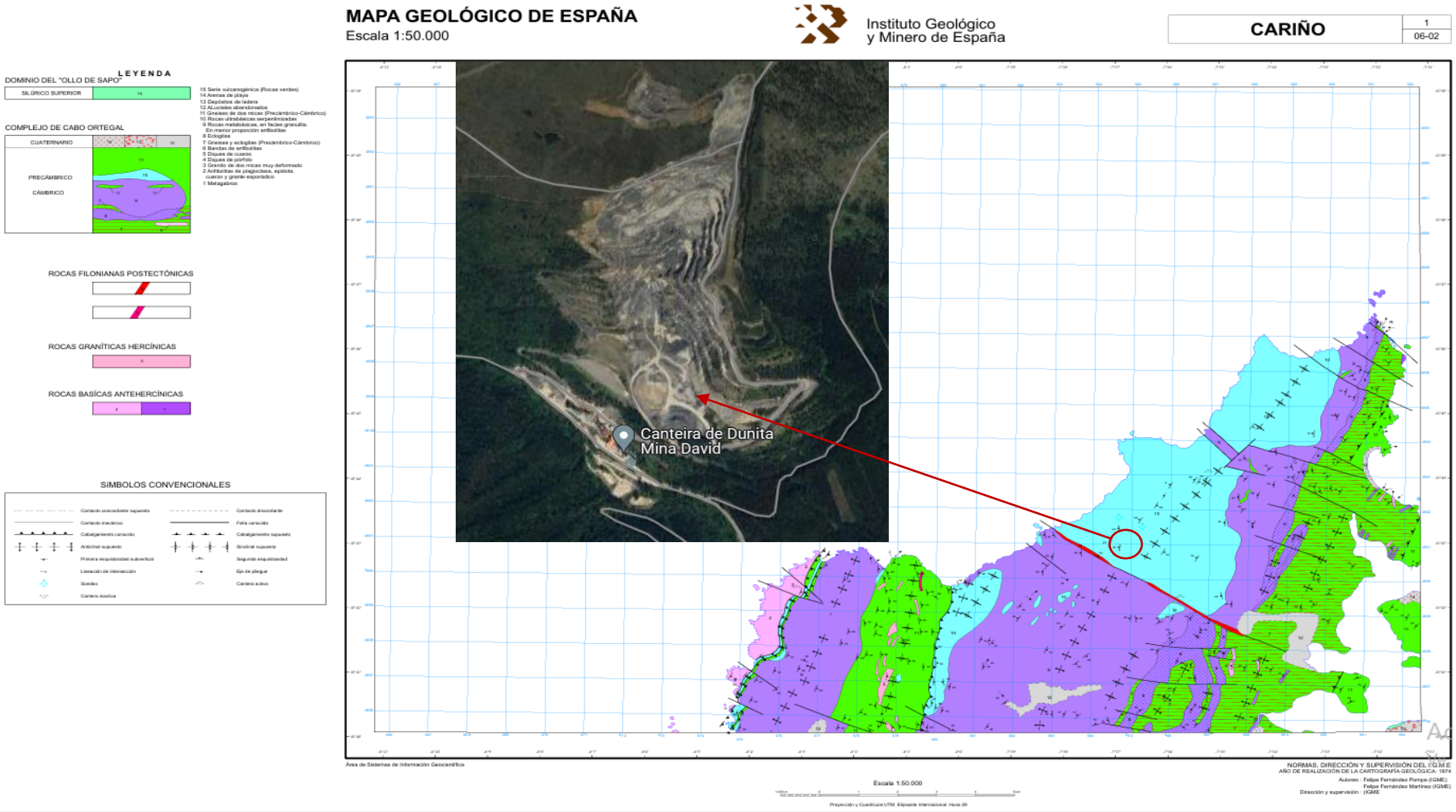


Figura 12. Mapa geológico correspondiente a la Zona de Cariño donde se encuentra la mina de la que procede. el material de ensayo [11].

4.1.7.2. Localización de los yacimientos

En el mapa geológico a escala 1:1.000.000, publicado por el I.G.M.E. en 1966, se presenta la distribución de las rocas básicas en España, destacando las áreas donde se encuentran las dunitas, marcadas dentro de un círculo. Además, según Dana en su manual de Mineralogía, también se señalan las lavas y basaltos de Gerona. A nivel mundial, los yacimientos más significativos se localizan en Noruega, Canadá, EE. UU., Nueva Zelanda y España.

4.1.7.3. Tecnología de la explotación

En la explotación de la zona de Cariño, el proceso comienza con la extracción en la ladera de la montaña, luego se explota la dunita consolidada. Los materiales pasan por un tratamiento primario y secundario antes de ser transportados al Ferrol del Caudillo para su expedición. Se busca optimizar el proceso para reducir los costos de transporte. La distancia entre la zona de extracción y el punto de envío es de 60 km.

La operación se resume en una serie de gráficos explicativos.

La explotación en la zona de Cariño se inicia en la ladera de la montaña, a unos 300 metros de altura. Antes de alcanzar la roca consolidada, se encuentran granulometrías diversas, desde bloques hasta granulometrías menores. Este manto está a unos 3 metros de la roca consolidada. Una vez eliminada esta capa, se explota la dunita consolidada.

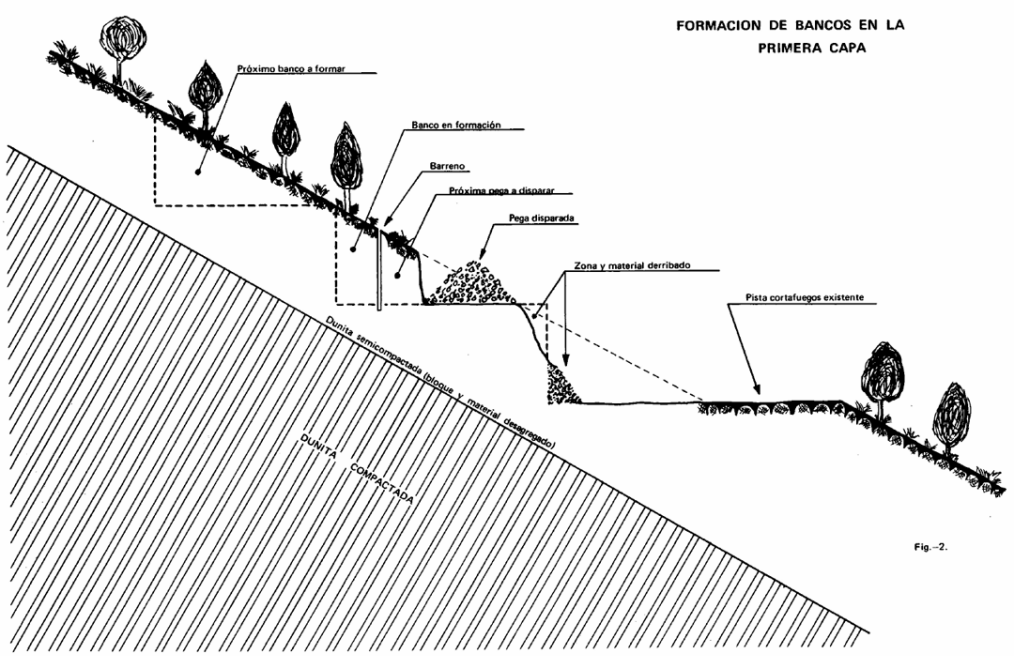


Figura 13. Esquema en el que se representa la formación de bancos en la primera capa. Fuente: (Ministerio de Industria).

El proceso de formación de bancos para la primera capa se representa en un esquema que abarca varias etapas. En primer lugar, se prepara el terreno para definir los límites de los bancos. Luego, se lleva a cabo la excavación inicial para crear los bancos en sí mismos, asegurando que tengan la altura y la anchura adecuadas para la operación. Posteriormente, se realiza un proceso de nivelación para garantizar la estabilidad y seguridad de los bancos recién formados. Este proceso es fundamental para el éxito de la extracción posterior del material en la primera capa.

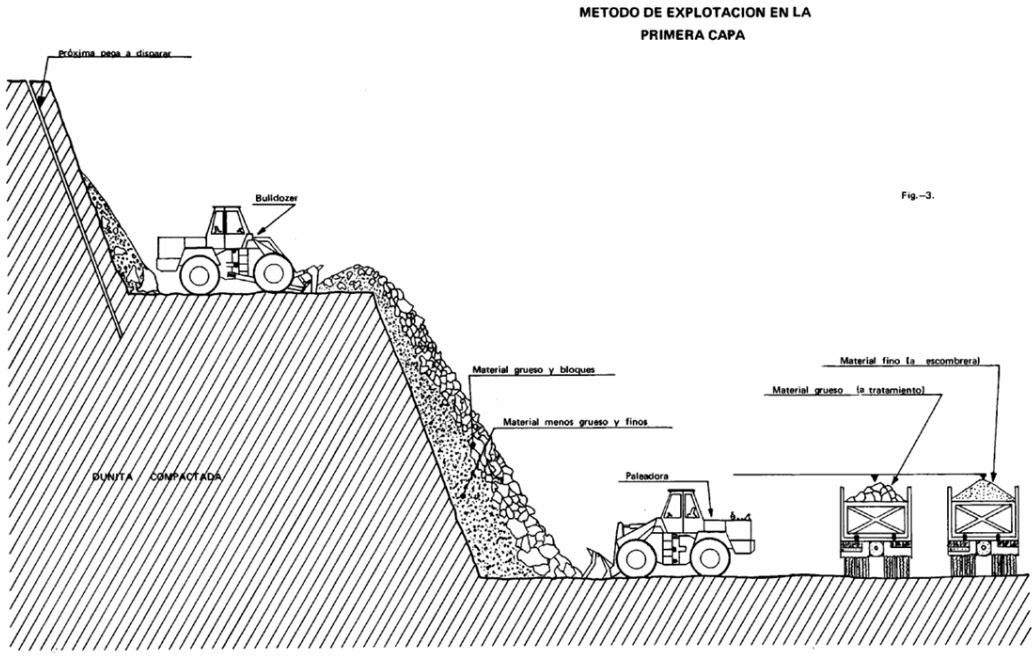


Figura 14. Esquema en el que se representa el método de explotación efectuado para el caso de la primera capa. Fuente: (Ministerio de Industria).

El procedimiento para extraer la primera capa implica varias etapas. En primer lugar, se forman los bancos necesarios para la extracción del material. Luego, se llevan a cabo disparos controlados para descomponer el material de manera controlada. Posteriormente, un bulldozer se encarga de arrastrar el material suelto hacia un nivel inferior. Aquí, se realiza una clasificación básica según el tamaño de las partículas. Las partes más grandes se recogen con una pala y se cargan en camiones para transportarlas a una planta de tratamiento inicial. Mientras tanto, el material más fino se acumula cerca del borde del área de extracción y se lleva a una escombrera. Este método asegura una extracción eficiente y una gestión adecuada de los distintos tipos de material.

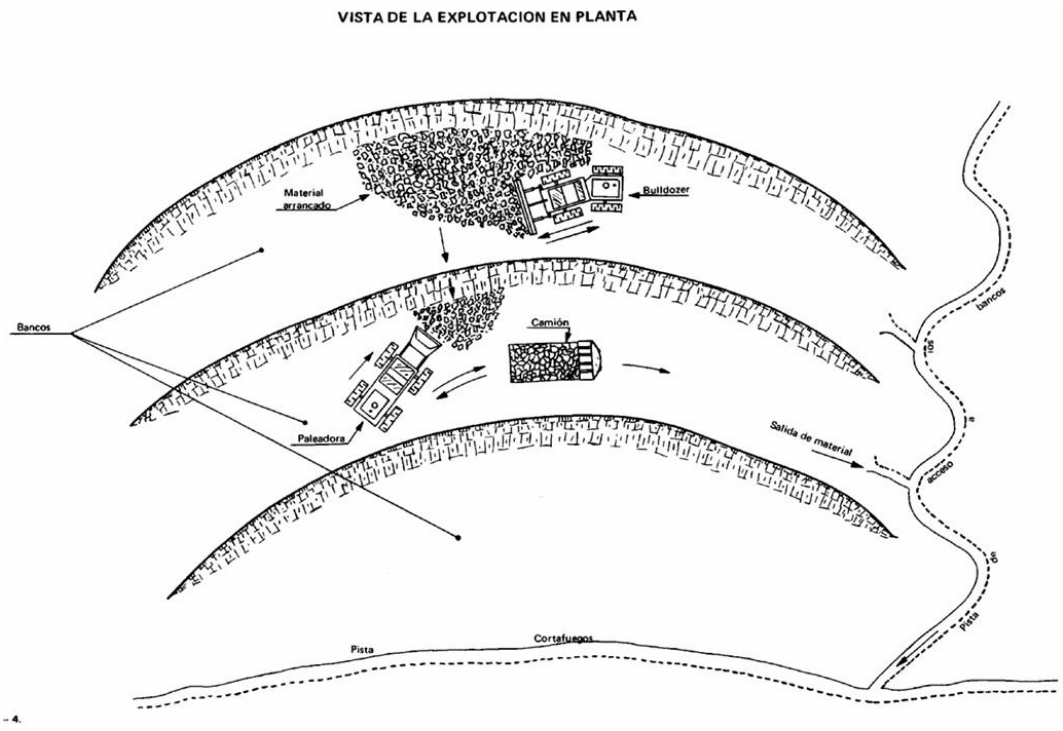


Figura 15. Esquema en el que se representa la vista de la explotación en planta. Fuente: (Ministerio de Industria).

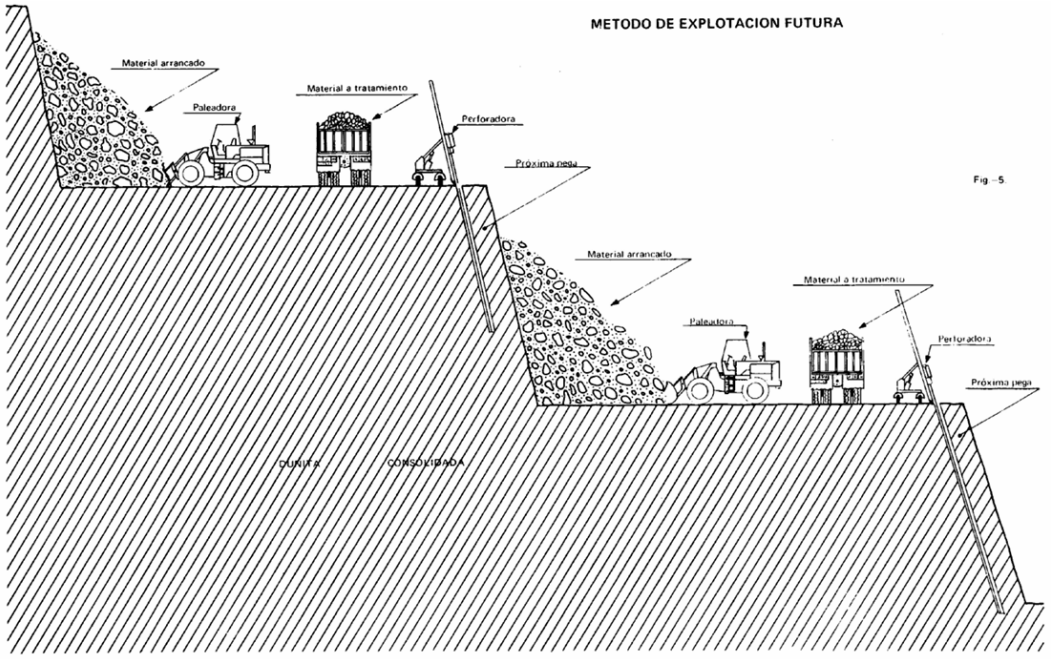


Figura 16. Esquema en el que se representa el método de explotación empleado para el caso de la dunita que se encuentra consolidada. Fuente: (Ministerio de Industria).

El método utilizado para la explotación de la dunita consolidada implica una serie de pasos bien definidos. En primer lugar, se lleva a cabo una exhaustiva preparación del sitio, que incluye inspecciones detalladas y análisis del terreno para determinar la ubicación óptima y la viabilidad de la extracción. Una vez completada esta fase, se procede a la perforación de puntos estratégicos seguida de explosiones controladas para descomponer la roca dunita. Posteriormente, maquinaria pesada como excavadoras y cargadoras entra en acción para remover el material descompuesto, cargándolo en camiones para su transporte. Finalmente, el material extraído se lleva a instalaciones de procesamiento donde se tritura y clasifica para su uso posterior. Este método garantiza una extracción eficiente de la dunita consolidada, manteniendo altos estándares de seguridad y respeto al medio ambiente.

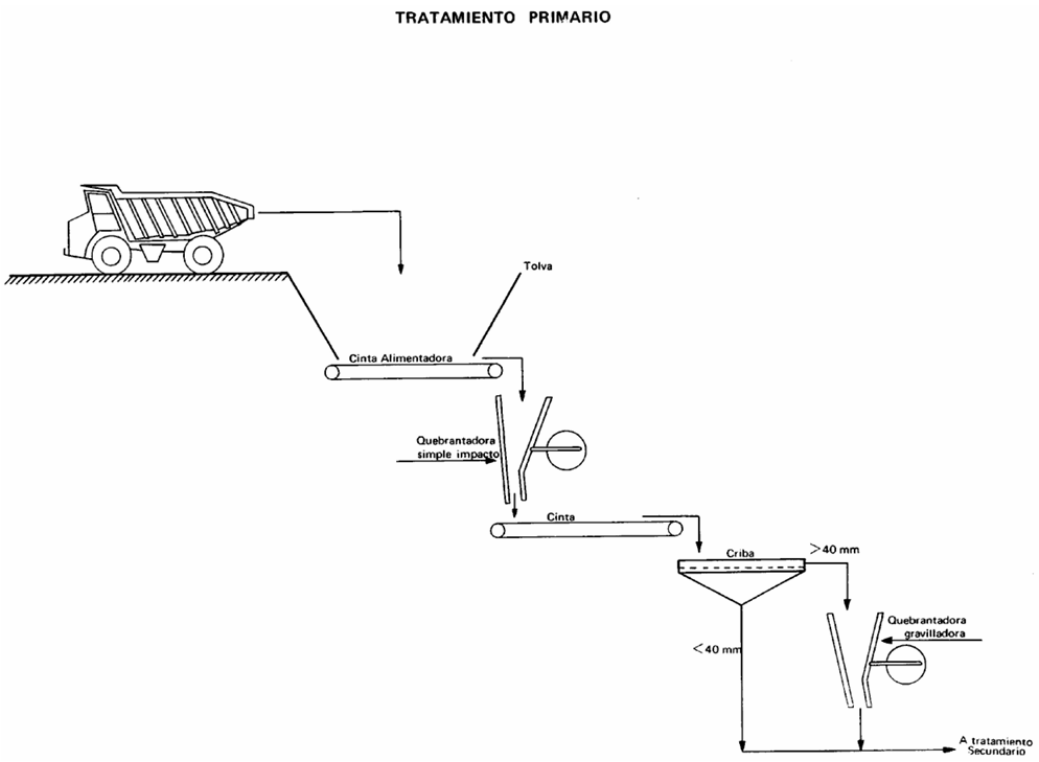


Figura 17. Esquema en el que figuran las etapas que se llevan a cabo en el proceso de tratamiento primario. Fuente: (Ministerio de Industria).

El proceso de tratamiento primario del material sigue una serie de pasos secuenciales para su adecuada preparación. Primero, el material llega a la planta de tratamiento y se registra. Luego, se tritura y clasifica según su tamaño. Después, se usa un proceso de separación magnética para eliminar impurezas metálicas. A continuación, el material se lava y se cierne para limpiarlo y separar las partículas. Luego se seca para eliminar la humedad antes de su procesamiento adicional. Finalmente, el material se almacena temporalmente hasta su siguiente paso. Este proceso garantiza que el material esté listo para su uso futuro o su envío a más tratamientos.

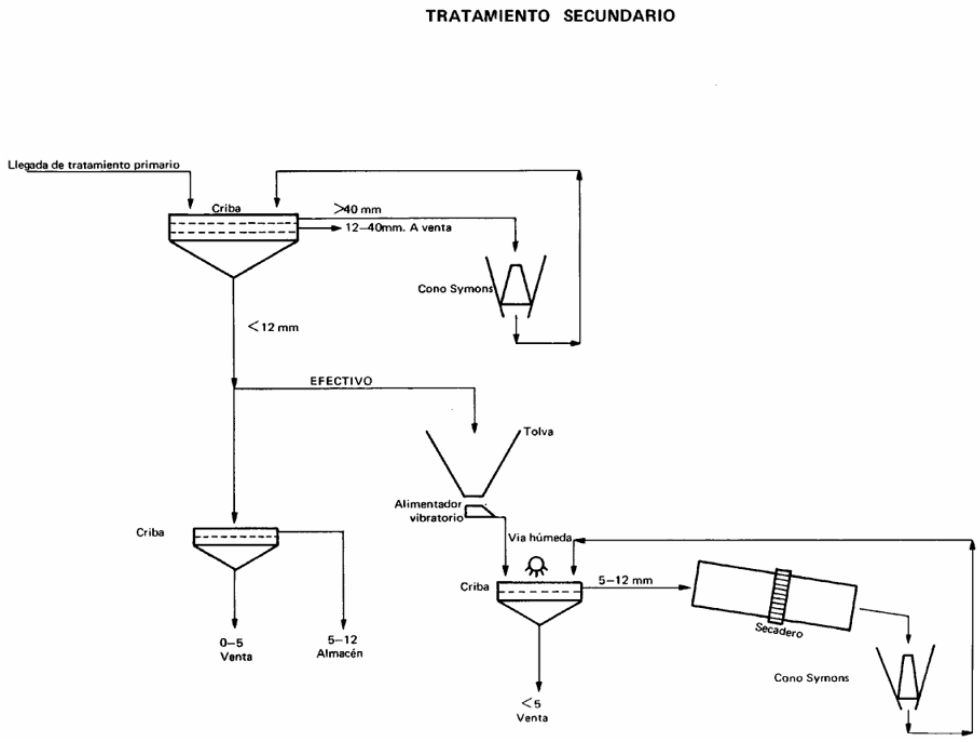


Figura 18. Esquema en el que se representan las etapas llevadas a cabo en el proceso de tratamiento secundario. Fuente: (Ministerio de Industria).

El tratamiento secundario purifica los residuos con biodegradación, filtración, tratamiento químico y desinfección para garantizar su seguridad. Controles de calidad aseguran que el agua tratada cumpla con estándares ambientales antes de su liberación o reutilización.

Después de finalizar los procesos de tratamiento, tanto primarios como secundarios, se carga el material en camiones. Estos camiones lo transportan a su destino.

4.2. Descripción paso a paso del ensayo de bond para molinos de bolas

En este apartado, se presenta una guía detallada paso a paso del procedimiento que se lleva a cabo durante el ensayo de Bond en el molino, empleando bolas [12]:

1) La preparación del material requiere triturar el material hasta alcanzar un tamaño menor de 3360 micras. Además, es importante que esté completamente seco, homogeneizado y preferiblemente dividido en bolsas de 1 a 3 Kg. Esto facilitará su manejo durante las siguientes etapas, especialmente al agregar nuevo material

2) Para definir la densidad aparente de la alimentación, se puede emplear la medición en un cilindro graduado, asegurándose de alcanzar el máximo empaquetamiento del material mediante vibración en caso de necesitarlo.

3) El peso de 700 cm^3 de alimentación puede calcularse utilizando el valor de densidad aparente calculado anteriormente o a través de pesaje directo. Este peso constituirá la cantidad de alimentación para el primer ciclo y será el total introducido en el molino en cada ciclo subsiguiente.

4) El peso ideal del producto, que también se puede definir como el peso ideal de finos, se calcula asumiendo una carga circulante del 250%. Esta variable se obtiene mediante la siguiente fórmula:

$$\text{Peso ideal} = P_i = \frac{\text{peso de } 700\ \text{cm}^3 \text{ de alimentación}}{3{,}5}$$

5) Es esencial realizar una caracterización granulométrica detallada de la alimentación, prestando especial atención a la obtención del tamaño correspondiente al F_{80}, y al porcentaje de material en la alimentación por debajo del tamaño de corte.

6) Si el análisis granulométrico revela que más del 28% del material pasa el tamaño de corte, se llevará a cabo un ciclo en vacío. Esto implica asignar cero revoluciones y cero gramos netos por revolución para el primer ciclo, tamizar toda la carga al tamaño de corte seleccionado, separar el material cernido y completar el rechazo con alimentación fresca representativa hasta alcanzar el peso inicial.

7) La carga de alimentación se introduce en el molino con cuidado, prestando atención al cierre adecuado de este. Es recomendable verificar periódicamente el estado de las juntas de cierre para evitar acumulaciones de material no triturado o pérdidas durante el funcionamiento del molino.

8) El molino debe girar un número determinado de revoluciones, generalmente alrededor de 100. Para materiales gruesos o blandos, se puede iniciar con 50 revoluciones para reducir la demanda de material, considerando la disponibilidad limitada de muestra en muchos casos.

9) Al finalizar el ciclo de molienda, el contenido del molino se descarga sobre una superficie de chapa perforada para separar las bolas del material. Se procede a limpiar el interior del molino y las bolas para recuperar la cantidad admisible de masa introducida. Y posteriormente, se vuelven a introducir de nuevo las bolas en el molino.

10) El material descargado del molino se tamiza utilizando el tamiz de corte seleccionado. Para agilizar este proceso, se pueden emplear tamices con el tamaño de corte adecuado.

11) Después se pesa el total de rechazo tamizado con una precisión de al menos décimas de gramo.

12) Se calcula el peso del material que pasa el tamiz restando el peso total del producto del peso del rechazo. Si fuera viable, se aconseja realizar una pesada directa como comprobación, o incluso pesar directamente el material que pasa el tamiz.

13) Se calcula la cantidad de material de tamaño menor que el del tamiz de corte en la alimentación, según el análisis realizado previamente, para determinar así el peso adicional de finos añadidos en la carga de alimentación al ciclo actual.

14) Se determina el valor de los gramos netos de finos generados, relativo al peso de material que pasa el tamiz (paso 12), menos el peso de finos introducidos con la alimentación (paso 13).

15) Se calcula el valor de los gramos netos producidos por revolución dividiendo el número de gramos netos (*paso 14*) entre el número de revoluciones del ciclo.

16) Se agrega una cantidad representativa de muestra fresca a la fracción de rechazo obtenida para restablecer el peso definido en el paso 3.

17) Se estima la cantidad de finos presentes en la muestra agregada (*paso 16*), apoyándose en el análisis granulométrico realizado (*paso 5*). Este valor se registra para su uso en el cálculo de los finos netos producidos en el próximo ciclo, según se describe (*paso 12*).

18) Seguidamente se obtiene el peso que deberá ser molido en el siguiente ciclo para alcanzar la carga circulante demandada, restando el peso de los finos presentes en la alimentación al molino al peso ideal de finos, como se describe en el (*paso 4.*)

19) Se determina el número de revoluciones pertenecientes al próximo ciclo dividiendo la cantidad de material que debe ser molido (*paso 18*) entre el número de gramos netos por revolución del ciclo anterior (*paso 15*).

20) Se agrega nueva alimentación al rechazo del ensayo (*paso 16*) y se repiten los pasos del 7 al 20. Se debe realizar un mínimo de 5 ciclos de molienda.

21) Según Bond, podemos anticipar una convergencia del sistema, donde la ratio de gramos netos por revolución en comparación con el número de ciclos exhiba una tendencia ascendente o descendente. Esto significa que, en algún punto específico del ciclo, habrá un cambio en esa tendencia. Según Bond, una vez que este cambio ocurre y pasan al menos cinco ciclos más, se puede concluir el ensayo. Sin embargo, este tipo de convergencia no es universal. Si no hay un cambio en la tendencia, se debe continuar con el ensayo hasta que no haya una variación significativa en la ratio de gramos netos por revolución.

22) Luego, se toman los valores promedio de gramos netos por revolución de los últimos tres ciclos (si se produjo el cambio de tendencia mencionado en el paso 21), o de los últimos dos (si no hubo cambio), para obtener el índice de molturabilidad en molinos de bolas, también conocido como Gbp.

23) Después, se lleva a cabo un análisis de tamizado para obtener la distribución granulométrica de las partículas que pasaron a través del tamiz de corte en el último ensayo, con el fin de calcular el valor de P_{80}.

24) Finalmente, se calcula el índice de Bond, en molinos de bolas utilizando la ecuación que ya ha sido mencionada y descrita en el apartado anterior.

$$W_i = \frac{44{,}5}{P_{100}^{0{,}23} \cdot Gbp^{0{,}82} \cdot \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)}$$

4.2.1. Equipos utilizados en el Ensayo de Bond

A continuación, se describen los diversos equipos y herramientas que se utilizaron para llevar a cabo el ensayo de Bond en el molino de bolas.

4.2.1.1. Molino de bolas

Es un molino de acero, grande y robusto, con un diámetro y longitud de 12 pulgadas, girando a una velocidad de alrededor de 70 revoluciones por minuto. Tiene un revestimiento liso y una pequeña puerta de carga de 4 por 8 pulgadas.

Durante su funcionamiento, el molino no necesita supervisión humana. Se ajusta automáticamente y realiza su tarea durante el tiempo especificado, luego se apaga. Después, el operador simplemente descarga las bolas del interior del molino para prepararlas para el próximo ciclo.

4.2.1.2. Tamizadora, tamices

Un tamiz es un instrumento compuesto por una malla metálica asegurada a un aro conocido como tamiz. El objetivo de su uso es principalmente separar las partículas finas de las gruesas con exactitud. Por lo tanto, el procedimiento consiste en hacer pasar una mezcla de partículas de diferentes tamaños por el tamiz. Las partículas de menor tamaño pasan por los poros del tamiz atravesándolo y las grandes quedarán retenidas en el mismo [13].

Una tamizadora es un aparato que se utiliza para separar partículas sólidas según su tamaño. Este instrumento agita varios tamices a la vez, colocados en orden de tamaño de arriba hacia abajo para automatizar el tamizado.

Es más útil optar por una tamizadora en vez de realizar el tamizado manualmente, puesto que se produce un ahorro de tiempo, ya que en la tamizadora se emplean varios tamices de diferente granulometría al mismo tiempo, sin necesidad de que nadie este presente. También ofrece resultados más fiables ya que la intensidad empleada en la tamizadora siempre va a ser la misma.

4.2.1.3. Herramientas adicionales

También se emplearon herramientas adicionales imprescindibles, tales como cepillos, paletas, probetas, bandejas, embudos.

4.2.1.4. Preparación de muestras

La preparación de las muestras para llevar a cabo los ensayos pertinentes se realizó en la Escuela Politécnica de Mieres. La dunita, que es el material empleado para llevar a cabos los estudios necesarios, fue sometido a un proceso inicial de cribado, con el fin de conseguir una fracción de dunita inferior a 3350 micras. Para ello se prepararon 40 kilos de material, los cuales fueron previamente pesados y divididos.

Una vez terminada esta etapa, las muestras se repartieron en bolsas individuales, cada una con un peso de 500 gramos.

Figura 19. Muestras de material preparadas. Fuente:(Elaboración propia).

A continuación, se explicará el procedimiento realizado para ejecutar el ensayo de Bond.

En el ensayo de Bond, el primer paso siempre es crear la curva granulométrica de la alimentación al molino. Para esto, se utilizó una de las muestras previamente preparadas. Luego, se procedió a configurar la columna de tamices apropiada para la granulometría, que en este caso incluía los tamaños P_{100} de 75, 100 y 150 micras. Posteriormente, el contenido de la bolsa se vertió en la columna de tamices y se tamizó durante unos minutos. La cantidad de material retenido en cada tamiz se chequeó y, con estos datos, se elaboró la curva granulométrica en el ordenador.

La siguiente etapa implicaba la preparación de 700 centímetros cúbicos de material para verter en el molino, siguiendo las condiciones generales del ensayo. Para esto, se utilizó la muestra previamente empleada (para obtener la curva granulométrica), junto con la cantidad adicional necesaria de la alimentación para alcanzar los 700 centímetros cúbicos. Una vez que esta cantidad de muestra estaba lista, se pesó y se vertió en el molino, el cual se cerró correctamente.

El ciclo inicial, se solía comenzar con unas 150 revoluciones, las cuales se fijaban en el molino utilizando un cuadro selector. En posteriores ciclos, el número de revoluciones se determinaba mediante la fórmula correspondiente, la cual estaba ya integrada en el documento Excel que se utilizaba para registrar los resultados.

Figura 20. Vertiendo el material en el molino. Fuente:(Elaboración propia).

Cuando el ciclo concluye, se abre el molino, se extraen el material y las bolas, y se limpian meticulosamente tanto la tapa del molino, como las bolas, con el objetivo de recuperar cualquier material que pudiera haber quedado atrapado. Este último paso se lleva a cabo con la ayuda de una pala, vertiendo el material en un tamiz de 3,5 milímetros y un tamiz ciego. De esta manera, las bolas quedan retenidas en el tamiz, mientras que el material recuperado queda acumulado en el fondo.

Después de recuperar el material, este se distribuía entre varios conjuntos de tamices, cada uno de ellos se eligió con la intención de que coincidiese con el tamaño de partícula específico que se pretendía evaluar.

Una vez que el material se había distribuido de manera uniforme, los tamices se apilaban en una columna y se colocaban en la tamizadora. Esta se programaba con el fin de lograr una separación eficaz de las partículas.

Figura 21. Colocando el material en la tamizadora. Fuente:(Elaboración propia).

Figura 22. Pesando los finos obtenidos. Fuente:(Elaboración propia).

Al finalizar el ciclo de tamizado, se separa el material y se pesan los finos obtenidos. A través del peso de estos finos, se calcula el número de vueltas para llevar a cabo el siguiente ciclo. Después de completar los ciclos necesarios, el valor que se obtiene se emplea para estimar el índice Bond, gracias al cual se puede conocer el consumo energético.

5. Resultados y análisis

A continuación, se muestran los resultados obtenidos para cada una de las fracciones de tamaño ensayadas.

El valor de la potencia activa fue obtenido midiendo con el osciloscopio.

5.1. Resultados de gbp

En los siguientes apartados, se recogen los resultados correspondientes al gbp (gramos por revolución), para cada uno de los tamaños de corte ensayados.

5.1.1. Resultados obtenidos para el tamaño de 75 micras

Bond 75 um

	Potencia activa (W)	**Vueltas (rev)**	**Finos producidos (g)**	**gbp (g/rev)**
Ref	427	425	301.7	0.706
1P	427	420	295.5	0.696
3P	427	419	313.4	0.738
5P	427	434	319.3	0.719

Tabla 11. Resultados obtenidos para el tamaño de corte de 75 micras. Fuente:(Elaboración propia).

5.1.2. Resultados obtenidos para el tamaño de 100 micras

Bond 100 um

	Potencia activa (W)	Vueltas (rev)	Finos producidos (g)	gbp (g/rev)
Ref	427	369	313.9	0.845
1P	427	346	298.8	0.843
3P	427	355	303.5	0.843
5P	427	349	312.1	0.857

Tabla 12. Resultados obtenidos para el tamaño de corte de 100 micras. Fuente:(Elaboración propia).

5.1.3. Resultados obtenidos para el tamaño de 150 micras

Bond 150 um

	Potencia activa (W)	Vueltas (rev)	Finos producidos (g)	gbp (g/rev)
Ref	427	287	312.3	0.851
1P	427	280	306.7	0.857
3P	427	292	324.8	0.852
5P	427	279	311.2	0.879

Tabla 13. Resultados obtenidos para el tamaño de corte de 150 micras. Fuente:(Elaboración propia).

Los valores de potencia activa utilizados se obtuvieron mediante un osciloscopio conectado al molino de bolas. El osciloscopio se empleó para medir y registrar las variaciones de voltaje y corriente durante el funcionamiento del molino, permitiendo así calcular con precisión la potencia activa consumida. Esta información es crucial para evaluar el rendimiento energético del proceso de molienda.

Figura 23. Conexión entre el osciloscopio y el molino de bolas. Fuente:(Elaboración propia).

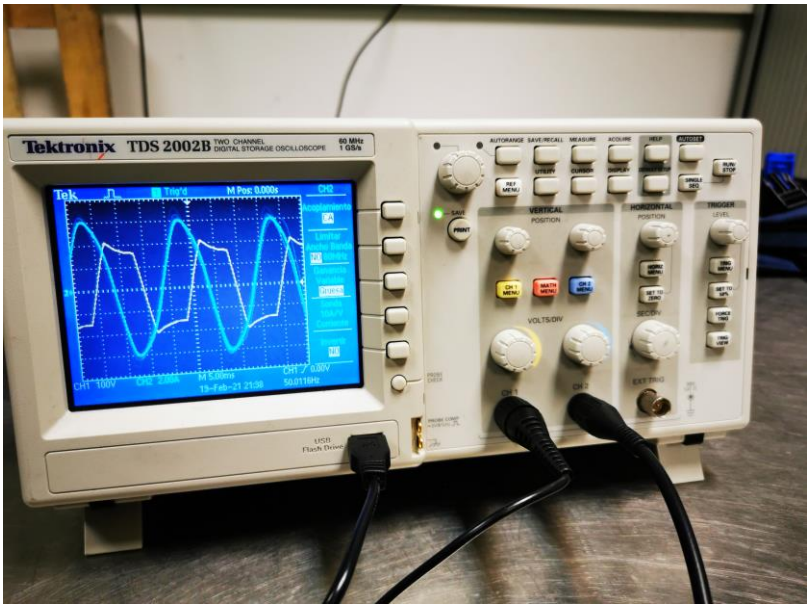


Figura 24. Variaciones generadas por el osciloscopio al poner en marcha el molino de bolas. Fuente:(Elaboración propia).

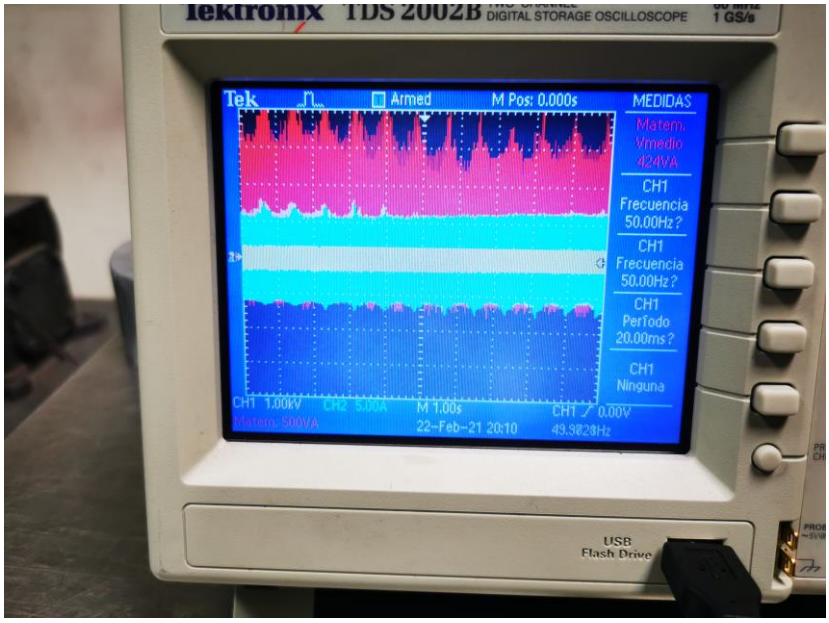


Figura 25. Valores de potencia activa obtenidos. Fuente:(Elaboración propia).

Si nos fijamos en las tablas anteriores, notamos que, para partículas de 75 micras, hay una ligera disminución en los gramos producidos por revolución (gbp) después de aplicar un pulso. Esta diferencia es tan pequeña que podría deberse a la incertidumbre en los cálculos. Dado que el valor del gbp obtenido es muy similar al del material de referencia, que no ha sido sometido a ningún pulso, y una disminución en el gbp no tendría sentido, ya que sugeriría que el ensayo de electrofragmentación ha aumentado la resistencia del material.

Por otro lado, el material que ha sido sometido tanto a tres como a cinco pulsos experimenta un incremento en el valor del gbp, siendo, este aumento, más pronunciado en el caso del material sometido a tres pulsos.

Para partículas de 100 micras, el gbp muestra un aumento más visible en comparación con el material de referencia, cuando son aplicados cinco pulsos. Mientras que, al aplicar 1 y tres pulsos a la muestra de material, esa variación no resulta tan visible, ni llamativa como en el caso anterior.

Sin embargo, podemos confirmar que el empleo de la electrofragmentación mejora la eficiencia del proceso al producir más finos por revolución con un consumo energético ligeramente inferior al material de referencia.

Para partículas de 150 micras, se verifica nuevamente que la muestra experimenta un incremento en el valor del Gbp, siendo, este aumento, más pronunciado en el caso del material sometido a cinco pulsos.

Una vez analizados los resultados obtenidos, se puede concluir que, en general, la aplicación de la técnica de electrofragmentación produce una mejora en la eficiencia global del proceso de molienda. Puesto que resulta observable, que hay un aumento general en el Gbp, lo que sugiere una mejora en la eficiencia del proceso.

5.2. Resultados de SSE

5.2.1. Resultados obtenidos para el tamaño de 75 micras

Bond 75 um

	Potencia activa (W)	**Vueltas (rev)**	**Finos producidos (g)**	**SSE (KWh/t finos)**
Ref	427	425	301.7	143.2
1P	427	420	295.5	144.5
3P	427	419	313.4	135.9
5P	427	434	319.3	138.2

Tabla 14. Resultados obtenidos para el tamaño de corte de 75 micras. Fuente:(Elaboración propia).

5.2.2. Resultados obtenidos para el tamaño de 100 micras

Bond 100 um

	Potencia activa (W)	Vueltas (rev)	Finos producidos (g)	SSE (KWh/t finos)
Ref	427	425	313.9	119.5
1P	427	420	298.8	117.7
3P	427	419	303.5	118.9
5P	427	434	312.1	113.7

Tabla 15. Resultados obtenidos para el tamaño de corte de 100 micras. Fuente:(Elaboración propia).

5.2.3. Resultados obtenidos para el tamaño de 150 micras

Bond 150 um

	Potencia activa (W)	Vueltas (rev)	Finos producidos (g)	SSE (KWh/t finos)
Ref	427	425	312.3	93.43
1P	427	420	306.7	92.82
3P	427	419	324.8	91.39
5P	427	434	311.2	91.15

Tabla 16. Resultados obtenidos para el tamaño de corte de 150 micras. Fuente:(Elaboración propia).

Al prestar atención a los resultados, resulta visible una disminución de la energía de selección específica (SSE), al someter a la muestra a diversos pulsos en comparación al ensayo de referencia donde no se aplica la técnica de electrofragmentación. Hecho que en principio tiene sentido que se cumpla, puesto que el consumo energético producido debería ser inferior, al existir a la hora de generar finos un esfuerzo menor, ya que la muestra se encuentra más fracturada.

Si nos fijamos en las tablas anteriores, notamos que, para partículas de 75 micras, hay un incremento del consumo energético después de aplicar un pulso. Esta diferencia es tan pequeña que podría deberse a la imprecisión de los cálculos. Puesto que esos valores son obtenidos de manera experimental.

Por otro lado, el material que ha sido sometido tanto a tres como a cinco pulsos experimenta una clara disminución en el valor del SSE, siendo, esta disminución, más apreciable en el caso del material sometido a cinco pulsos.

Para partículas de 100 micras, el SSE muestra una disminución más visible en comparación con el material de referencia, cuando son aplicados cinco pulsos.

Pudiendo afirmar así que el empleo de la electrofragmentación mejora la eficiencia del proceso al producir más finos por revolución con un consumo energético ligeramente inferior al material de referencia.

Para partículas de 150 micras, se verifica nuevamente que la muestra experimenta una disminución en el valor del SSE, siendo, esta disminución progresiva en función de los pulsos a los que es sometido el material.

Una vez analizados los resultados obtenidos, se puede concluir que, en general, la aplicación de la técnica de electrofragmentación produce una mejora en la eficiencia global del proceso de molienda.

5.3. Comparación de resultados con ambas metodologías

Bond 75 um

	SSE (KWh/t finos)	**gbp (g/rev)**
Ref	143.2	0.706
1P	144.5	0.696
3P	135.9	0.738
5P	138.2	0.719

Tabla 17. Comparación de los resultados obtenidos con ambas técnicas a un tamaño de 75 um. Fuente:(Elaboración propia).

Bond 100 um

	SSE (KWh/t finos)	**gbp (g/rev)**
Ref	119.5	0.845
1P	117.7	0.843
3P	118.9	0.843
5P	113.7	0.857

Tabla 18. Comparación de los resultados obtenidos con ambas técnicas a un tamaño de 100 um. Fuente:(Elaboración propia).

Bond 150 um

	SSE (KWh/t finos)	**gbp (g/rev)**
Ref	93.43	0.851
1P	92.82	0.857
3P	91.39	0.852
5P	91.15	0.879

Tabla 19. Comparación de los resultados obtenidos con ambas técnicas a un tamaño de 150 um. Fuente:(Elaboración propia).

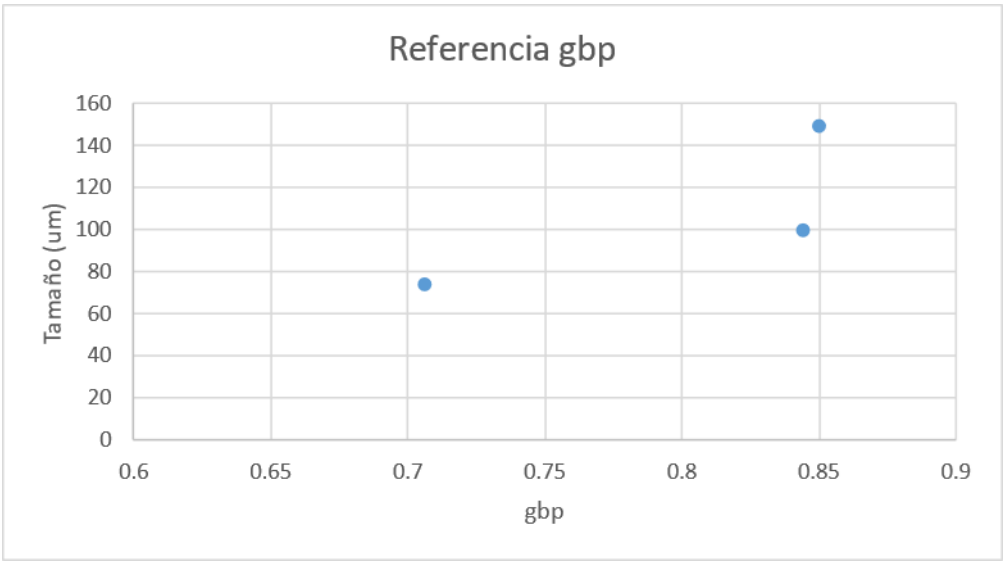


Figura 26. Resultados obtenidos gráficamente tomando como referencia el gbp. Fuente:(Elaboración propia).

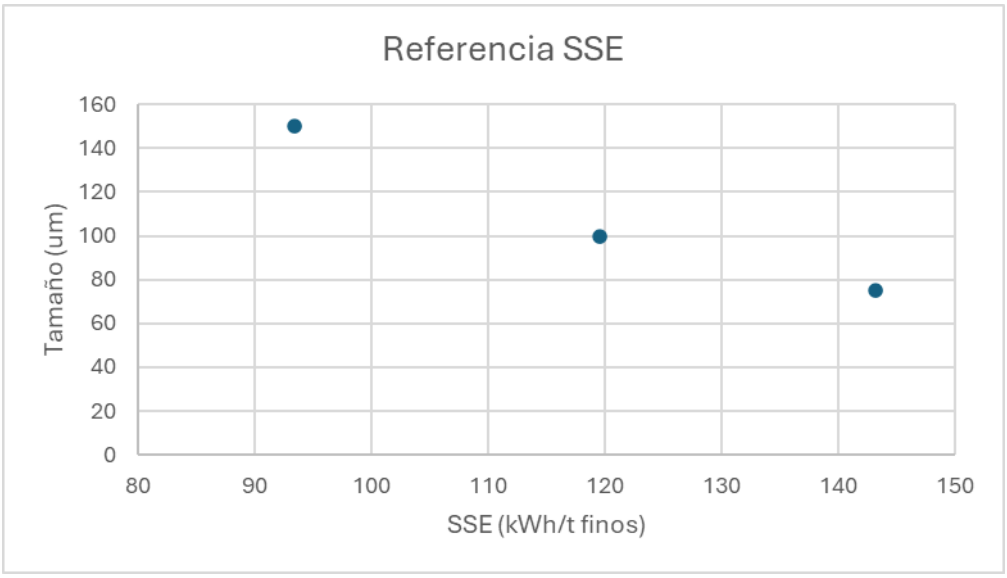


Figura 27. Resultados obtenidos gráficamente tomando como referencia el SSE. Fuente:(Elaboración propia).

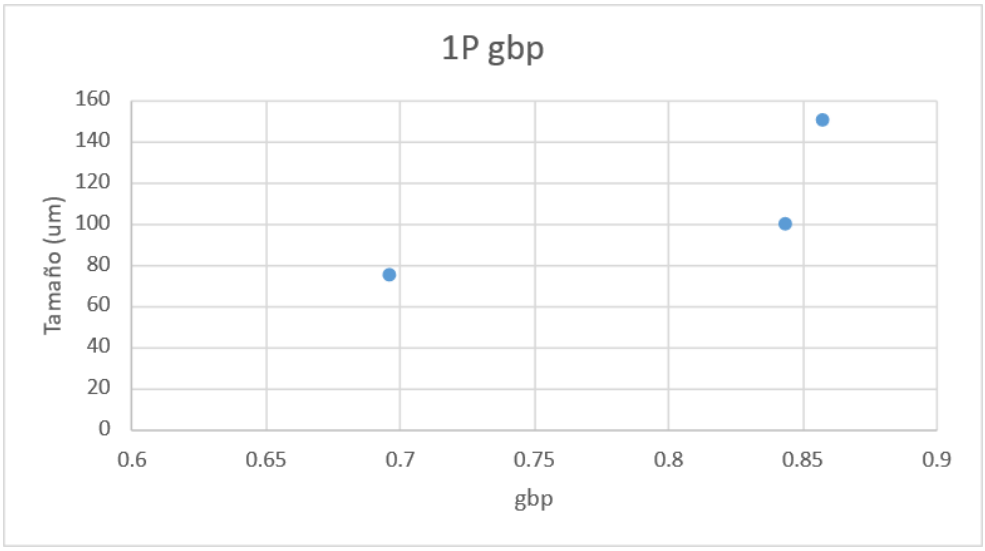


Figura 28. Resultados obtenidos tomando como referencia el gbp y aplicando un pulso a la muestra por electrofragmentación. Fuente:(Elaboración propia).

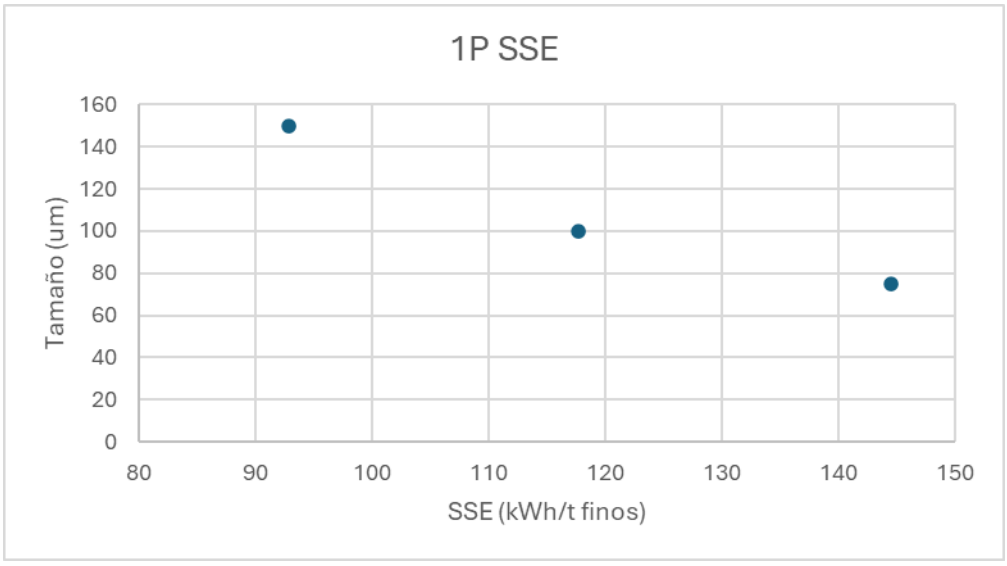


Figura 29. Resultados obtenidos tomando como referencia el SSE y aplicando un pulso a la muestra por electrofragmentación. Fuente:(Elaboración propia).

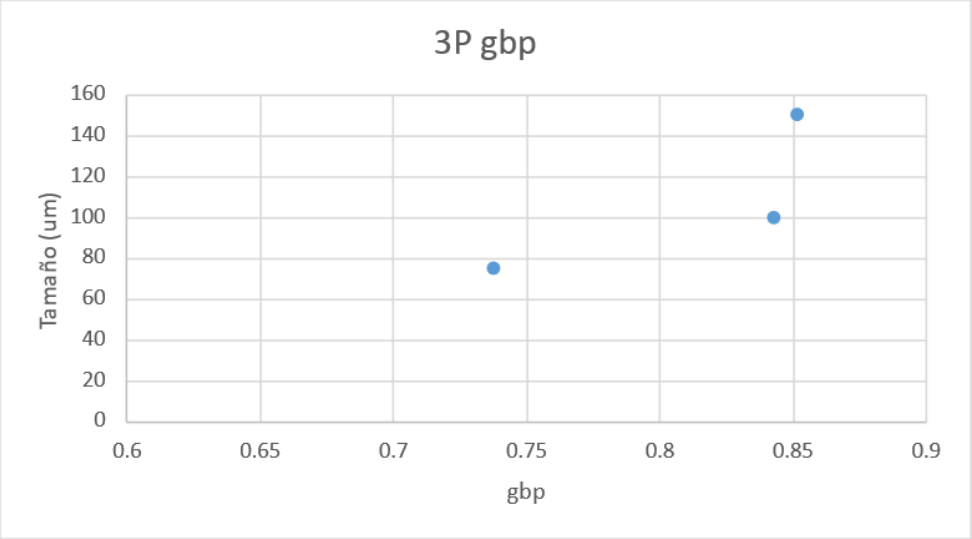


Figura 30. Resultados obtenidos tomando como referencia el gbp y aplicando tres pulsos a la muestra por electrofragmentación. Fuente:(Elaboración propia).

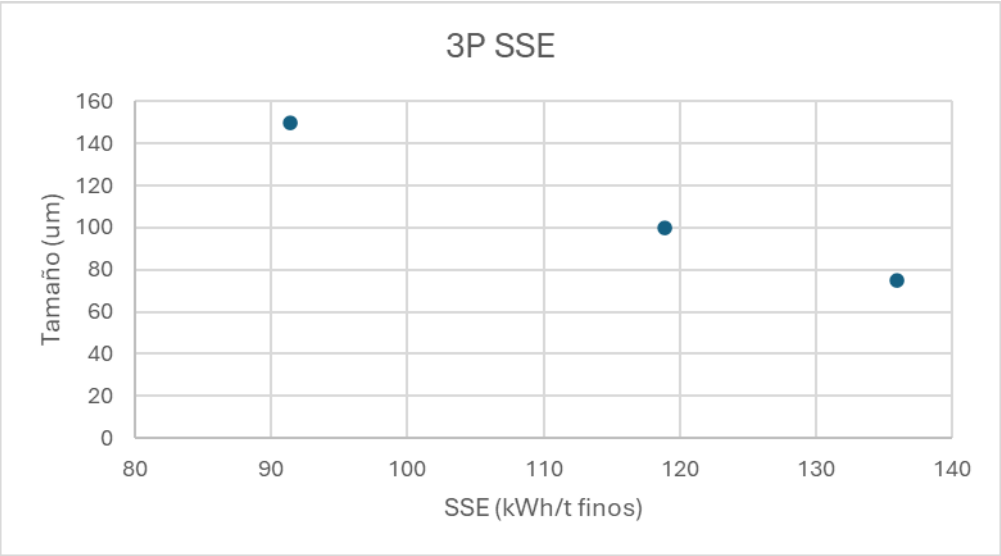


Figura 31. Resultados obtenidos tomando como referencia el SSE y aplicando tres pulsos a la muestra por electrofragmentación. Fuente:(Elaboración propia).

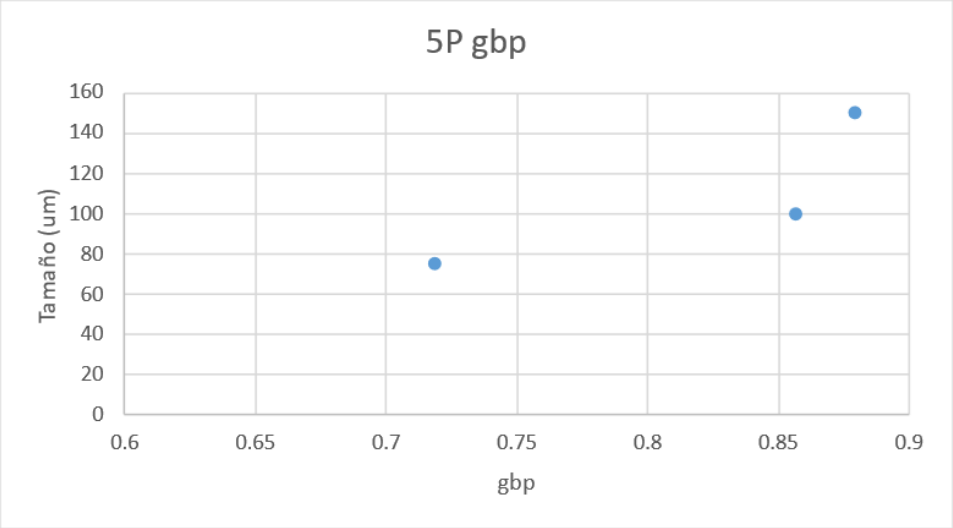


Figura 32. Resultados obtenidos tomando como referencia el gbp y aplicando cinco pulsos a la muestra por electrofragmentación. Fuente:(Elaboración propia).

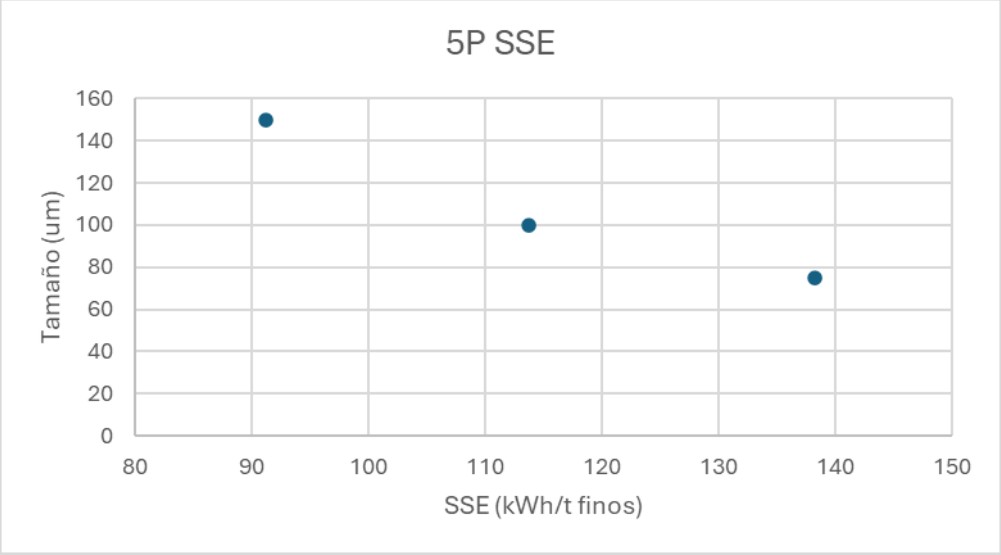


Figura 33. Resultados obtenidos tomando como referencia el SSE y aplicando cinco pulsos a la muestra por electrofragmentación. Fuente:(Elaboración propia).

Al realizar una comparación detallada de los resultados obtenidos mediante ambas metodologías, se puede observar una correlación notable entre las dos técnicas. Este hecho resulta particularmente interesante, dado que para determinar el consumo energético no se emplea en ningún momento el valor del gbp. A pesar de que los resultados de cada metodología no están directamente vinculados, se evidencia una correlación bastante clara al analizar las gráficas presentadas anteriormente.

6. Conclusión

El objetivo principal de este trabajo consistió en comparar diferentes metodologías de análisis del comportamiento cinético en la molienda, con el propósito de conocer que técnicas podrían ser más efectivas.

Se llevo a cabo por tanto el estudio, enfocándonos principalmente en el gbp y la técnica SSE. Estudiando el efecto que el empleo de ambas técnicas genera, analizando su influencia en las propiedades de la dunita y su impacto en la eficiencia y el consumo energético durante el proceso de molienda.

Tradicionalmente, el índice de Bond ha sido el parámetro predominante para evaluar la eficiencia de la molienda. Sin embargo, diversas investigaciones recientes han confirmado que el uso del gbp resulta más útil, pues proporciona una perspectiva más precisa de la cinética en el proceso de molienda.

Finalmente se llegó a la conclusión de que existe una correlación entre ambas técnicas. Hecho que resulta bastante interesante, pues para llevar a cabo el cálculo de la energía específica, en ningún momento se hace uso del parámetro de gbp.

Los resultados obtenidos abren una nueva línea de investigación que sería interesante completar con más ensayos. Con el fin de esclarecer ciertos conceptos, que puedan permitirnos definir cuál de las dos técnicas resultaría más eficiente en cada caso específico, en función del material empleado. Pues probablemente la elección óptima entre una técnica u otra variará en función de la naturaleza del material a ser molido, así como de su dureza, la distribución del tamaño de partículas, la humedad, la velocidad de molienda, entre otros parámetros relevantes.

7. Bibliografía

1. United Nations Development Programme. (2016). Mapping mining to the SDGs: An atlas. https://www.undp.org/publications/mapping-mining-sdgs-atlas. Consultado 16/05/2024.

2. Iturrioz, I., Pérez, R., & Badiola, I. (s.f.). Tema 8: Molienda. Universidad de Cantabria.https://ocw.unican.es/pluginfile.php/2439/course/section/2474/8._molienda.pdf. Consultado 02/03/2024.

3. Universidad Politécnica de Cartagena. (s.f.). Tema 2: Reducción de tamaño - Introducción.https://ocw.bib.upct.es/pluginfile.php/5543/mod_resource/content/1/Tema_2_-_Reduccion_de_Tamano-Introduccion.pdf. Consultado 05/03/2024.

4. Álvarez, G. (2006). Factibilidad de Aplicación Bluetooth a Sensor de Desgaste. http://profesores.elo.utfsm.cl/~agv/elo323/2s06/projects/GerardoAlvarez/proyecto_final.html. Consultado 02/03/2024.

5. Menéndez Aguado, J.M.,(1999), “Aplicación de la Simulación Matemática a la Determinación de Consumos Energéticos en Fragmentación”, PhD Thesis, published digitally by the University of Oviedo.

6. Menéndez Aguado, J.M.,(1999), “Aplicación de la Simulación Matemática a la Determinación del índice de Bond para molinos de Bolas”, Memoria de Investigación, Departamento de Explotación y Prospección de Minas, Universidad de Oviedo.

7. García, G. G., Oliva, J., Guasch, E., Anticoi, H., Coello-Velázquez, A. L., & Menéndez-Aguado, J. M. (2021). Variability study of Bond work index and grindability index on various critical metal ores. Metals, 11, 970.

8. Powell, M., & Morrison, R. (2019). Assessing comminution energy efficiency with the Size-Specific Energy (SSE). En ESCC 2019 - Book of Extended Abstracts (ID13).

9. Llera, A. R., Díaz, A., Pedrayes, F. J., Menéndez-Aguado, J. M., & Melero, M. G. (2022). Study of comminution kinetics in an electrofragmentation lab-scale device. Metals, 12, 494.

10. Ministerio de Industria. (1975). Monografías de rocas industriales: Dunita y olivino. Servicio de Publicaciones.

11. Instituto Geológico y Minero de España. (n.d.). MAGNA 50 - Hoja 1 (CARIÑO). Portal de cartografía del IGME. https://info.igme.es/cartografiadigital/geologica/Magna50Hoja.aspx?language=es&id=. Consultado 31/05/2024.

12. Bond, F.C., (1961), "Crushing and Grinding Calculationes", Allis Chalrmers Manufacturing Co., Milwaukee, Wisconsin.

13. CISA Cedaceria Industrial. (s.f.). Principios de Tamizado (Archivo No. 15557). (Dspace de la Universidad del Azuay: Análisis de eficiencia de molienda seca sag para una mena de sulfuros (uazuay.edu.ec).