



República de Cuba
Ministerio de Educación Superior
Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa
"Dr. Antonio Núñez Jiménez"
Facultad de Geología – Minería
Departamento de Minería

Título: Determinación de los parámetros básicos de la molienda del
vidrio volcánico de la zona de El Picao.

Diplomantes:

1. Reinier Giralt Ortega
2. Idermis Téllez Rodríguez

Tutor: Dr. C. Alfredo L.
Coello Velásquez

Año de la Revolución energética en Cuba.
Moa – 2006

RESUMEN

Con el objetivo de determinar los principales parámetros físico-mecánicos para la propuesta de futuras variantes tecnológicas de la molienda del vidrio volcánico, ubicado en El Picao de Sagua de Tánamo, fueron tomadas muestras y sometidas a la homogeneización y cuarteo. Se realizaron los estudios cinéticos de una amplia gama de clases granulométricas. El índice de Bond junto a las funciones de distribución de fractura y de selección fue determinado por los procedimientos establecidos.

La composición granulométrica de los productos se determinó en este trabajo mediante el análisis de tamizado el cual se realiza por vía seco-húmedo. El índice de trabajo del material resultó de 13,62 Kwh/st o sea; 15,01 Kwh/t.

Los valores de las funciones de distribución de fractura y de selección siguen las regularidades propias del vidrio volcánico, siendo la primera similar a la función de rompimiento de las zeolitas de Caimanes, sin embargo la función selección se diferencia con creces a la función de este mineral, tomando una regularidad similar a la función de selección de los minerales del yacimiento de Broken Hill, en Australia.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Presently work was carried out a study with the objective of making a characterization to the volcanic glass that is located at the Picaco of Sagua of Tánamo for the proposal of a future technological variant.

The granulometric composition granulométrica of the product was determined in this work by means of the analysis of having sifted which is carried out for via dry-humid.

The index of work of the material (index of Bond), the mill kinetics, the reason function and of selection they were established according to the methodologies recommended in the literature. The break function was determined by the monotamaño method and the one Kapur-modified.

The index work of the material or index of Bond is of 14,21 Kwh/st that is to say, 15,66 Kwh/t, to obtain a product more homogeneous granulométrico in I finish of quality and finer, the outline of two stages with closed circuit is more appropriate than the outline of two stages with open circuit.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

INTRODUCCIÓN

Las rocas y minerales industriales (RMI) constituyen, sin duda, los recursos minerales del tercer milenio, insertos en las necesidades y proyecciones de una era de economía global, en la cual representarán más del 40% de la producción mundial de materias primas minerales. La importancia de las rocas y minerales industriales en el mercado mundial ha sido creciente en los últimos 70 años y se comprueba al comparar la evolución de la demanda con la de los minerales metálicos (Benjamín et al, 2000).

Se denomina rocas y minerales industriales (RMI), a los materiales naturales (y, en contadas ocasiones, residuos de la industria o de la construcción) que se emplean en la actividad humana, no para obtener metales o energía, sino por sus propiedades físicas, químicas u ornamentales, puestas de manifiesto en el mineral o roca tal como se obtiene o tras una transformación no metalúrgica (Benjamín et al, 2000).

Así mismo el futuro de las (RMI) está ligado al campo de la electrónica, la industria aeroespacial y las comunicaciones, mediante su utilización en cerámicas especiales, refractarios de última generación, superconductores y fibras ópticas.

Dentro de la gran variedad de rocas industriales, se encuentra el vidrio volcánico, la cual fue objeto de estudio en nuestra tesis, por su gran utilización a nivel mundial.

El vidrio volcánico (o piedra pómez) ocupa un lugar de importancia en el mercado mundial debido a su extenso campo de aplicación. La demanda de piedra pómez en el mercado doméstico está dada por la industria textil, que la aplica al lavado de jeans principalmente.

Otras aplicaciones del vidrio volcánico es que se utiliza como filtrante en la industria, como aereador de suelos en la agricultura, y en la elaboración de polvos abrasivos para cosmetología, odontología y distintos procesos químicos. Se usa en la fabricación de la dentadura, crema dental (laboratorio dental y casas de fuente dentales). Limpieza de superficies delicadas en construcción civil y monumental tales como estucos, esgrafiados, bajorrelieves, y de forma general, todas aquellas superficies en las que sea

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

deseable una aplicación suave. Se utiliza para pulimento del zapato. Limpieza ferroviaria del carro. Aplicable también a superficies metálicas para matizado muy leve. La pumicita (vidrio volcánico) para horticultura se emplea en cultivos diversos, invernaderos, campos de golf, jardinería de paisaje, etc. La pumicita es un gran complemento para el suelo. Provee porosidad para la aereación y al mismo tiempo retiene el agua en el área, permitiendo a las plantas permanecer verdes y saludables por periodos más prolongados entre lluvias o riegos (Benjamín et al, 2000).

La pumicita es utilizada en las torres de clarificación de la cerveza (una sola torre puede requerir hasta 400 toneladas de pumicita), en sistemas de aguas municipales (usualmente una etapa muy cercana al proceso de filtración y purificación del agua), en equipos de clarificación de agua doméstica (orientados al consumidor), en sistemas de clarificación de estanques, acuarios y albercas y en otros usos más. La piedra pómez. Como también se le conoce, es la materia prima ideal para el material de un buen muro, porque es porosa, ligera, dura (relativo a la solidez del grano) y no inflamable (Benjamín et al, 2000).

En nuestro país se emplean como materias primas para tallar figuras ornamentales (pudiendo observar figuras artesanales en el parque de Flores, Antilla, etc.) y también por comunicación oral de los pobladores se emplean como retenedores de la humedad y arreador de suelos en la agricultura.

La situación económica del país junto al encarecimiento de la mayoría de los materiales utilizados en la construcción, obligan a los estudiosos a la búsqueda de materiales alternativos que redunden en una mejor economía en la sustitución de materiales y la búsqueda de nuevas soluciones a los disímiles problemas que Cuba afronta hoy.

Unas de las aplicaciones más importante, más reportada en la práctica mundial, particularmente en Colombia, es el empleo del vidrio volcánico para la fabricación de cemento romano agregado con cal. En Cuba ya se conoce el uso de las zeolitas en la fabricación de cemento puzolánico que representa un avance para las industrias de materiales de construcción; para este propósito es necesario realizar un número importante de estudios experimentales que apunten al conocimiento de un grupo de

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

parámetros físicos y físico – mecánicos que permitan compilar la información necesaria para futuros diseños tecnológicos.

Objeto de estudio: vidrio volcánico de la zona de El Picao.

Campo de acción: los parámetros físico – mecánicos para el diseño tecnológico de preparación.

Problema de investigación: el actual conocimiento sobre algunos parámetros físicos y físico – mecánicos del vidrio volcánico de la zona de El Picao, limita con creces el desarrollo de investigaciones sobre su empleo como material alternativo en la construcción; así como el diseño de esquemas tecnológicos para su producción económicamente racional a cualquier escala.

Objetivo General:

Determinar los principales parámetros físico – mecánicos para el diseño de esquemas tecnológicos de la molienda del vidrio volcánico.

Objetivos específicos:

1. Determinar la magnitud del índice de Bond, la cinética de la molienda y las funciones de rompimiento y selección para el vidrio volcánico de El Picao.
2. Establecer la influencia de la carga de bolas en las funciones de fractura: función de distribución de fractura y función de selección.

Tareas de investigación:

Toma y preparación de muestras.

Determinación de la composición granulométrica de los productos triturados y molidos.

Determinación del índice de Bond y las funciones de fractura.

Establecimiento de la influencia de la carga de bolas en las funciones de fractura.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Métodos de investigación:

Para el diagnóstico del objeto de investigación y la formulación del problema se hizo uso del método histórico – lógico, además de los procedimientos teóricos del análisis y se emplearon los métodos empíricos tales como las técnicas estadísticas y procedimientos propios de las áreas de investigación.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

CAPÍTULO I. MARCO CONCEPTUAL. FUNDAMENTOS TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN.**1.1.- Generalidades sobre la preparación mecánica.**

La trituración y el desmenuzamiento son procesos de disminución de las dimensiones de los trozos (granos) de los minerales mediante la destrucción de los mismo por la acción de fuerzas exteriores que superan las fuerzas interiores de cohesión, las que unen entre sí las partículas del cuerpo sólido. En esencia los procesos de trituración y de desmenuzamiento no se diferencian entre sí. Frecuentemente se considera que de la trituración se obtiene un producto preferentemente grueso, y del desmenuzamiento más fino de 5 mm. Para la trituración se emplean trituradoras y para el desmenuzamiento molinos (Andréiev et al, 1980).

La trituración y, en especial, el desmenuzamiento, son operaciones de mucho consumo de energía, en las cuales se emplean cerca de la mitad de la energía gastada por la fábrica de enriquecimiento. Por esta razón se debe tratar, en la medida de lo posible, de reducir el volumen de material sometido a estas operaciones.

En los materiales sometidos al desmenuzamiento (molienda) siempre se tienen trozos (granos) más pequeño o más grandes que el tamaño deseado. Estos pedazos son separados del material inicial antes de la molienda con el empleo de cribas. Los molinos pueden trabajar en ciclo cerrado o abierto.

El rendimiento de los molinos depende del material a triturar, del grosor del producto molido y el grado de molibilidad del mineral, de la construcción del molino, de sus dimensiones, de la forma del revestimiento, como también de las condiciones de explotación del molino, ciclo abierto o cerrado. El rendimiento del molino es proporcional al consumo de la energía para la molienda. El consumo de energía está ligado al grado de llenado del molino con el elemento triturante (Coello, 1993).

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

1.1.1.- Teoría del rompimiento de los minerales.

Por más de un siglo los fenómenos de reducción de tamaño se han abordado a través de la energía consumida por los equipos de trituración y molienda. Este punto de vista, en nuestra opinión, bastante correcto, está relacionado con el gran consumo energético que demanda la trituración/molienda (Coello y Tijonov, 2001).

Ley de Rittinger

Rittinger en 1867, postuló que la energía consumida en la trituración es proporcional a la nueva superficie producida:

$$E_{ee} \propto \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) = K_1 \cdot \Delta S \quad (1.1)$$

Siendo d y D tamaños característicos de producto y alimentación, respectivamente.

Expresado en términos de utilización energética, $\frac{\Delta S}{E_{ee}} = K_1 = cte.$ (1.2)

Ley de Kick

Kick en 1885, afirmó que para cualquier unidad de masa de material, la energía necesaria para producir una relación de reducción dada es constante, sin importar el tamaño que pudiera tener originalmente la partícula.

Sea K_2 la energía específica aplicada para una reducción de tamaño desde D hasta $d=D/2$, esto representa un paso de reducción. Si r pasos son precisos para una reducción de tamaño de d/n , entonces $n = 2^r$ o bien $r = \frac{\log n}{\log 2}$. Por tanto la energía

necesaria es $K_2 \cdot \left(\frac{\log n}{\log 2} \right) = K_3 \cdot \log n$, o de forma más general para una relación de reducción $n=D/d$:

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

$$E_{ee} = K_3 \cdot \log\left(\frac{D}{d}\right) = K_3 \cdot (\log D - \log d) \quad (1.3)$$

Para expresar esta ley en términos de la utilización energética:

$$D/d = \exp(E_{ee}/K_3); \text{ como } \Delta s = K_4 \cdot \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D}\right) = \frac{K_4}{D} \cdot \left(\frac{D}{d} - 1\right), \text{ entonces:}$$

$$\frac{\Delta s}{E_{ee}} = \frac{K_4}{E_{ee} \cdot D} (\exp(E_{ee}/K_3) - 1) \quad (1.4)$$

Ley de Bond

Bond basándose en una gran cantidad de datos, de los que dispuso como ingeniero jefe en el Departamento de Maquinarias de Procesamiento de Allis-Chalmers, definió los ensayos experimentales que llevan a la determinación de este parámetro, tanto en el caso de la trituración como en los casos correspondiente a moliendas en molinos de barras o molinos de bolas, ensayos que siguieron siendo objeto de publicación años después.

En 1952 Bond, concluyó que el trabajo necesario para romper un cubo de lado d es proporcional al volumen d^3 de dicho cubo; pero al formarse la primera grieta, la energía fluye a las nuevas superficies resultantes, que serán proporcionales a d^2 . Cuando se produce la rotura de una partícula de forma irregular, la energía de deformación se distribuye irregularmente según dicho autor, y por tanto la energía requerida para la rotura está entre d^3 y d^2 , siendo la media geométrica $d^{2.5}$, un compromiso entre Kick y Rittinger. Como el número de partículas con, supuestamente, la misma forma, es proporcional a $1/d^3$, el trabajo necesario para romper la unidad de volumen será

$\frac{d^{2.5}}{d^3} = \frac{1}{\sqrt{d}}$. Así, en este caso se puede escribir (Bond, 1952):

$$E_{ee} = K_5 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}}\right) \quad (1.5)$$

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Bond definió el **índice de trabajo** o **índice de Bond** como $W_i = K_5 \cdot \frac{1}{\sqrt{100}}$, que será la energía total requerida para reducir el tamaño de un mineral desde un tamaño teóricamente infinito hasta un producto con un 80% inferior a 100 micras.

Sustituyendo, se obtiene la conocida fórmula de Bond:

$$E_{ee} = W = W_i \cdot 10 \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) \quad (1.6)$$

En la que **d** y **D** son expresados en micras y corresponden al tamaño por el que pasa el 80% de producto y alimentación respectivamente.

También en este caso se puede expresar la ley de Bond en términos de utilización energética:

$$\frac{\Delta S}{E_{ee}} = \frac{1}{K_6} \cdot E_{ee} + \frac{1}{K_7} \cdot \frac{1}{\sqrt{D}} \quad (1.7)$$

El valor de **W_i** obtenido es aplicable directamente para el caso de molinos de bolas que trabajan en húmedo y en circuito cerrado. Para molienda seca, el valor de **W_i** debe multiplicarse por 1,30 a fin de tener en cuenta la menor eficiencia de este tipo de molienda (Nanni et al, 1980).

De la fórmula se puede deducir una definición, de valor mas teórico que practico, del índice de Bond, que sería el consumo energético específico en kWh/st necesario para reducir el material desde un tamaño suficientemente grande (teóricamente infinito) hasta un tamaño de 100 micras, y según el propio Bond sería un parámetro de conminución que expresa la resistencia del material ante las operaciones de trituración y molienda (Morell, 2004).

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Según Bond, si el material se comportase de manera homogénea ante la reducción de tamaño (caso muy poco habitual, por otra parte), el valor de su índice de trabajo se mantendrá constante en las sucesivas etapas de conminución.

Pero la realidad es que los materiales frecuentemente son heterogéneos en su estructura, pudiendo hablarse normalmente de un tamaño de grano natural, de forma que el comportamiento de ese material a tamaños de molienda superiores a dicho tamaño nos daría valores del índice de trabajo inferiores, que en el caso de realizar la molienda a un tamaño inferior a dicho tamaño de grano natural; esto se explica de una forma sencilla, ya que en el primer caso, los esfuerzos sobre las partículas generados por la acción de la molienda se dirigirán en principio preferentemente hacia las superficies intergranulares, que normalmente presentaran una resistencia inferior a la presentada por la red del grano monocristalino, y por tanto el consumo energético de la operación será menor.

No cabe duda que la eficacia de la operación estará influenciada enormemente por las características de la máquina, y es por ello que Bond definió con bastante precisión las condiciones en las que se debería realizar el ensayo, como veremos posteriormente en el capítulo II. Por tanto, las determinaciones del índice de Bond mediante ensayos de laboratorio muestra el comportamiento del material en un rango estrecho de tamaños, y cualquier desviación puede acusar la influencia de esa heterogeneidad, lo que puede traducirse en variaciones que puede ser importantes del índice de trabajo. Por esto es muy recomendable que la determinación del índice de trabajo se realice lo más cerca posible del tamaño requerido en la molienda industrial.

El método de Bond proporciona una primera estimación del consumo real de energía necesario para triturar o moler un material en determinado equipo a escala industrial (error $\pm 20\%$). Sin embargo debido a su simplicidad, este procedimiento se utiliza con asiduidad para el dimensionado de trituradoras, molinos de barras y de bolas, tanto a escala piloto como industrial.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Desde el punto de vista técnico, el índice de trabajo, constituye el método más fiable de caracterización de un mineral con vista al diseño de los molinos de tipo cilíndrico en los que se va a procesar.

Desde el punto de vista teórico, es sin duda una investigación aproximada a la práctica, ya que los clásicos ensayos de caracterización de minerales se revelan insuficientes a la hora de predecir el comportamiento de un material antes de la molienda. En todo caso existen estudios en los que se ve la dificultad de tal pretensión (Lafargue, 2005). No cabe duda que la lógica podría intentar buscar alguna relación entre parámetros tales como la dureza o la resistencia a tracción, con el comportamiento que un determinado material tiene ante la molienda en molinos de bolas, por ejemplo.

Podría incluso suponerse que cuanto mas duro y/o resistente a tracción fuese un material, mas difícil sería su molienda, o incluso extender tal suposición a la implicación en sentido contrario, convirtiendo tal condición en necesaria y suficiente. Pero la práctica nos da contraejemplos para cada una de las implicaciones. Tal es el caso del diamante o algunos tipos de vidrios, materiales duros pero frágiles que llevarían a valores bajos del índice de trabajo, o en los casos de mica o grafito, materiales blandos y plásticos, pero que debido a sus peculiaridades geométricas nos ofrecen valores de índices de Bond altos.

Las ventajas del método de Bond son:

- El método de Bond permite estimar el consumo medio de energía a escala industrial con un error promedio $\pm 20\%$.
- Mide la resistencia del material ante operaciones de fragmentación.
- Es el procedimiento habitual para el dimensionado de trituradoras, molinos de barras y molinos de bolas, tanto a escala piloto como industrial.

Las desventajas del método de Bond se exponen más abajo:

Es objeto de rechazo entre diversos autores por la necesidad práctica de disponer de un molino de dimensiones estándar, el cual se encuentra en escasa disponibilidad en el

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

mercado (elevando su precio y hace que no todos los laboratorios puedan permitirse el disponer del mismo).

Dada esta situación muchos autores han tratado de definir alternativas de cálculos, ya sea mediante, según (Lafargue, 2005):

- La media indirecta de este parámetro; puede encontrarse una buena recopilación de métodos de determinación indirecta en el libro de Gutiérrez y Sepúlveda, 1986,
- El establecimiento de correlación con datos de ensayos realizados en molinos de laboratorios comunes.
- A partir de ensayos realizados en otros equipos.
- La aplicación de la simulación matemática indudable la amplia aceptación en la industria, incluso hasta el punto de ser el método recomendado para el cálculo de la potencia del motor de accionamiento en los molinos cilíndricos, que son, los de mayor volumen de trabajo en el procesamiento de minerales.

Factores de corrección al índice Bond

Corrección de unidades de masa

Dado que los valores obtenidos por aplicación directa de la fórmula se obtienen en KWh/st, para obtener el consumo energético específico referido a unidades métricas, es preciso multiplicar el valor $K_0 = 1.102$.

Corrección a molienda en vía seca

Propuesto por Bond originalmente, para el caso de la molienda en vía seca se aplica un coeficiente multiplicador $K_1 = 1.3$.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Ley de Charles – Holmes

En 1957, de manera independiente, el norteamericano **Charles** y el británico **Holmes** propusieron una generalización de las leyes anteriores resumiéndolas en una sola. El modelo de Charles – Holmes es:

$$dE_{ee} = -C \cdot d\left(\frac{x}{x^n}\right) \quad (1.8)$$

en la que **C** es una constante, y **n** toma los valores de **1** para la ley de Kick, **2** para la ley de Rittinger y **1.5** para la ley de Bond.

La Ley de Kick resultaría adecuada para partículas de tamaño superiores a **1 cm.**, lo que corresponde con el ámbito de la trituración. La Ley de Bond sería aplicable con mayor precisión en el rango correspondiente a la molienda convencional los molinos de barras y de bolas; finalmente, la Ley de Rittinger se aplicaría en el rango de la molienda fina. Lógicamente, hay un solapamiento de rangos entre cada dos leyes, de forma que a determinados tamaños, en teoría, podría aplicarse cualquiera de ambas con igual validez (Coello y Tijonov, 2001).

Como se observa, existen varias teorías a partir de las cuales es posible llegar a expresiones que permiten calcular la energía consumida en una operación de molienda en función de los tamaños medios de la alimentación y descarga del molino. Sin entrar en la discusión detallada de las mismas puede decirse que, desde el punto de vista práctico, la que presenta mejores resultados es la denominada tercera ley de la molienda o ley de Bond, que es la utilizada en el presente trabajo, desarrollada por el mencionado autor sobre la base de que el trabajo consumido es proporcional a la longitud de las fracturas producidas durante el proceso de reducción de tamaños.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

1.1.2.- Función de razón de rotura y la cinética de la desaparición.

La razón específica de rotura $S(x)$ se define como la fracción de partículas del punto de tamaño (x) rotas en la unidad de tiempo. Aquí la atención se encuentra en la razón a la cual las partículas de un tamaño especificado son rotas, si tener en cuenta el tiempo transcurrido, siendo la razón a la cual se producen como consecuencia de la rotura de las partículas mayores. Partiendo de esta definición, la expresión de primer orden puede escribirse:

$$\text{Razón de desaparición de partículas de tamaño } x = -S(x)M(x, t) \quad (1.9)$$

donde $M(x, t) dx$ es la masa o fracción de la masa; como puede ser el caso, de partículas en el rango (x) a $(x + dx)$ en el tiempo t . Claramente $M(x, t)$ es la función absoluta o relativa (*normalizada*) de densidad del tamaño de partícula y las distribuciones correspondientes absoluta o relativa, acumulativa más fina y acumulativa retenida son respectivamente:

$$F(x, t) = \int_0^x M(x, t) dy \quad (1.10)$$

$$R(x, t) = \int_x^{\infty} M(x, t) dy \quad (1.11)$$

Se verifica que la función de densidad y las dos funciones de distribución están relacionadas mediante:

$$M(x, t) = -\frac{dR(x, t)}{dx} = \frac{dF(x, t)}{dx} \quad (1.12)$$

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Función de distribución de la fractura B

Definición:

Cuando se fractura el material de tamaño j , se produce una serie de partículas hijas. Esta serie, antes de que ocurra la refractura, es llamada distribución progenitora primaria y se simboliza mediante $\mathbf{B}_{i,j}$ en forma acumulativa, la cual es la fracción acumulativa en peso del material fracturado desde el intervalo j , que aparece por debajo del tamaño x_i , el tamaño superior del intervalo i .

La fracción del producto de la fragmentación primaria, desde el intervalo j , que pasa hacia el intervalo i , es denotada por el símbolo $\mathbf{B}_{i,j}$ y puede ser calculada:

$$B_{i,j} = B_{i,j} - B_{i+1,j} \quad (1.13)$$

a \mathbf{B} se le llamó inicialmente función de fragmentación, pero es más correcta la terminología de función de distribución, y se aplica estrictamente a la progenie primaria, antes de la refracturación, porque el proceso de conminución es justamente una sucesión de tales eventos, cuya suma describe el todo, si los intervalos sincronizados son tamaños suficientemente pequeños por ejemplo $2^{1/4}$ o al menos $2^{1/2}$.

1.1.3.- Función de distribución de rotura y cinética de la aparición.

La función de distribución de rotura $b(x, y) dx$ es la fracción de masa de la progenie de partículas en el rango de tamaños (x) a $(x + dx)$, formadas directamente, sin sufrir una rotura, cuando la unidad de masa de las partículas del punto de tamaño (y) es rota $(y \geq x)$. La función acumulativa de distribución de rotura $B(x, y)$ es la masa de la progenie de partículas iguales o mas finas que el tamaño (x) , cuando la unidad de masa de las partículas de tamaño (y) es rota. Estas dos fórmulas de la función de rotura están relacionadas mediante (Lynch, 1977):

$$B(x, y) = \int_0^x b(w, y) dw \quad (1.14)$$

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

$$b(x, y) = \frac{dB(x, y)}{dx} \quad (1.15)$$

Puesto de que se conserva la masa, entonces $b(x, y)$ es una función de densidad normalizada en x :

$$\int_0^y b(x, y) dx = B(y, y) = 1 \quad (1.16)$$

La función auto – similar es una clase de función de distribución de especial interés. Su representación en forma cumulativa es:

$$B(x, y) = B\left(\frac{x}{y}\right) \quad (1.17)$$

En otras palabras; el valor que toma la función auto – similar de rotura depende de la razón de progenie a las partículas de tamaños emparentados solamente. La forma de la función de densidad de la función auto – similar de distribución de rotura es:

$$b(x, y) = \frac{dB\left(\frac{x}{y}\right)}{dx} = \frac{1}{y} b\left(\frac{x}{y}\right) \quad (1.18)$$

Un ejemplo de la función auto – similar de distribución de rotura cumulativa es:

$$B(x, y) = \left(\frac{x}{y}\right)^b, \quad b > 0 \quad (1.19)$$

De las definiciones de la razón de rotura y de distribución de rotura en funciones, la expresión para la razón de aparición de la progenie de partículas del punto de tamaño (x) , las cuales se forman mediante la rotura de partículas madres del punto de tamaño (y) es:

$$\text{Razón de aparición de partículas de tamaño } x, \text{ mediante la rotura} = S(y)b(x, y)M(y, t) \quad (1.20)$$

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

de partículas de tamaño (y)

La razón total de aparición se obtiene, mediante la integración del término anterior sobre todas las partículas madres:

$$\text{Razón de aparición de partículas de tamaño } x = \int_x^{\infty} S(y)b(x, y)M(y, t) dy \quad (1.21)$$

Al producto de la razón de rotura por la distribución de rotura se le denomina función de Bass:

$$C_1(x, y) = S(y)b(x, y) \quad (1.22)$$

Es también conveniente introducir la función cumulativa de Bass o función de Selekage (Garcés et al, 2002):

$$L(x, y) = S(y)B(x, y) \quad (1.23)$$

Ambas funciones se relacionan:

$$\frac{dL(x, y)}{dx} = C_1(x, y) \quad (1.24)$$

Mientras que la función de Bass es la razón específica para alimentar material desde las partículas madres de tamaño (y) hacia las partículas generadas de tamaño (x), la función de Selekage es la razón específica de proveer desde las partículas madres de tamaño (y) hacia todas las partículas generadas menores o iguales de tamaño (x). Esta última función juega un rol central en la derivación de modelos disueltos de molienda.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

1.1.4.- Energía y Reducción de tamaño.

Medida de la reducción de tamaño

Cualquier consumo energético que produzca una reducción de tamaño debe estar relacionado necesariamente con las condiciones iniciales y finales de tamaño de partícula.

En el caso de **rotura de partículas individuales**, dichas condiciones de tamaño pueden ser, en el caso de partículas esféricas, el diámetro; y en el caso de partículas irregulares, un tamaño entre dos luces de malla de tamices suficientemente cercana.

En el caso de rotura colectivo de partículas (**rotura de lechos de partículas**), será preciso conocer en general la distribución de tamaño antes y después de la rotura. En el caso de que la forma de la distribución granulométrica no varíe mucho entre la alimentación y el producto, (como es el caso de los molinos de bolas, en los que se puede suponer un desplazamiento casi paralelo), suele usarse un parámetro característico, como el de d_{80} , lo cual en todo caso queda abierto a objeciones ya que es necesaria mucha mas energía para la rotura de las partículas finas que para las gruesas, y los cambios en el rango de los tamaños finos no pueden ser descrito bien solo por dicho parámetro.

Para intentar superar las objeciones comentadas anteriormente, se utiliza asiduamente como medida de la reducción de tamaño el cambio en la superficie específica entre alimentación y producto. Esto tampoco está exento de objeciones, ya que el valor de este parámetro depende grandemente del método de medida utilizado, siendo estrictamente solo posible las comparaciones cuando los valores se hayan obtenidos mediante el mismo método de medida. En todo caso, esta claro que un mismo valor de la superficie específica puede ser obtenido a partir de diferentes distribuciones de tamaños.

Puede por tanto concluirse que la única medida aceptable de la reducción de tamaño consiste en la comparación de las distribuciones granulométricas de alimentación y

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

producto, que por otro lado no presentan ningún problema a la hora de su tratamiento numérico.

1.1.5.- Energía de rotura.

Es de sobra conocido que no toda la energía suministrada en el proceso de reducción de tamaño es efectivamente utilizada, por lo que cabe distinguir entre **energía específica de conminución** (por unidad de masa), E_{ec} y la **energía específica externamente aplicada**, E_{ee} siendo la primera la realmente utilizada en la reducción de tamaño.

En el caso de la medida de la energía específica de conminución, al ser dependiente de la estructura de las partículas individuales, debe manejarse un valor medio estadístico obtenido a partir de un número suficientemente grande (Lafargue, 2005) de partículas. Lo mismo puede decirse acerca de la energía específica aplicada externamente, aunque esta última permite una medida más sencilla que aquella.

Para rotura de partículas individuales, dentro del mismo material, tamaño de partícula y geometría, la energía específica aplicada externamente es siempre superior a la energía específica de conminución; pero en el caso de rotura de partículas en multicapa, este valor es muchísimo mayor, ya que los niveles de tensión en muchas partículas no alcanza los valores necesarios para la rotura, disipándose dicha energía como calor.

1.1.6.- Modelos de conminución.

Se han realizado intentos para desarrollar modelos de procesos de reducción dimensional en base a relaciones entre reducción de tamaño – energía, en base a técnicas empíricas y desde un punto de vista mecanicista.

De todos ellos, únicamente la aproximación mecanicista, basada en el reconocimiento de los sucesos físicos que tienen lugar en el proceso de reducción dimensional, ha probado ser satisfactoria para la simulación. Fue Epstein en 1948, según (Lafargue, 2005) el primero en describir un modelo estadístico del proceso de rotura, dependiente

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

de dos funciones básicas: $P_n(y)$, la probabilidad de rotura de una partícula de tamaño y en la etapa n – ésima de rotura, y $F(x,y)$, distribución en peso de partículas de tamaño x menor o igual a y provenientes de una fracción granulométrica de tamaño y . Epstein mostró que la primera de ellas, en un proceso de fragmentación repetitivo, y tras n etapas de molienda, es asintóticamente logarítmico – normal, lo que concuerda con la experiencia observada. Esta aproximación de Epstein subyace en los modelos conocidos como **matricial** y **cinético**.

Aunque aparece habitualmente en la literatura la distinción entre modelos de conminución matricial y cinético, conviene antes de nada resaltar que ambos no son sino dos formas diferentes de aproximarse a una misma realidad, aunque vestidas matemáticamente de forma ya sea discreta (*caso del modelo matricial*) o continua (*caso del modelo cinético*).

En el **modelo matricial**, la reducción de tamaño se considera como una sucesión de etapas de rotura, de forma que la alimentación a una etapa está constituida por el producto de la etapa anterior. Cuando mayor sea el tiempo de molienda, mayor será el número de etapas y la reducción de tamaño conseguida. En el **modelo cinético**, la conminución se considera como un proceso continuo, de forma que cuanto mayor sea el tiempo de proceso, mayor será la reducción de tamaño conseguida.

Ambos modelos se basan en:

- Probabilidad de rotura, caracterizada por las funciones de selección y de tasa de rotura.
- Distribución de tamaños tras el proceso de rotura, conocida como distribución de rotura o función de apariencia.
- Transferencia de materia dentro o hacia fuera del molino, que suele depender del tamaño y se caracteriza por la función de clasificación o de velocidad de descarga, o el coeficiente de difusión en función del tamaño.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

1.2.- Aspectos generales del vidrio volcánico.

El vidrio volcánico es comúnmente llamado como: piedra pómez, pumita o pumicita. Son piroclásticos porosos, que se constituyen de vidrio en forma de espuma y que se forman durante un enfriamiento muy rápido de un magma ascendiente de alta viscosidad. Estos son muy característicos de las vulcanitas claras y ácidas, como por ejemplo de la riolita, y por ello son de color blanco grisáceo hasta amarillento, raramente de color café o gris. El término "piedra pómez" incluye todas las rocas piroclásticas porosas. La dureza varía de 5 – 6 en la escala de Mohs, aunque de dureza media, debido a su alta friabilidad el poder abrasivo es muy bajo, produciendo un efecto muy suave sobre la superficie. Su textura es porosa, esponjosa o espumosa; de brillo sedoso.

1.2.1.- Principales países exportadores e importadores de vidrio volcánico.

Aproximadamente el 20% de la producción de piedra pómez se destina a la exportación. Los países de destino, son principalmente los países integrantes del MERCOSUR y Chile. En la tabla 1 se muestran las exportaciones de piedra pómez en el período 1999 – 2004, en toneladas a los principales países de destino.

Tabla 1. Exportación de piedra pómez (1999 – 2004) toneladas

País	1999	2000	2001	2002	2003	2004
Brasil	175	423	119	718	475	668
Chile	890	586	908	762	520	566
Paraguay	1.304	844	690	319	294	110
Uruguay	685	744	664	662	541	552
Total:	3.054	2.620	2.381	2.461	1.830	1.920

Las importaciones de piedra pómez, en el período 1999 – 2004, no superaron las 5 toneladas del año 2003. En promedio el nivel de importaciones es de 2,3 toneladas por año, con lo cual, en función a los volúmenes producidos y el consumo, se podría decir que son insignificantes. Los principales países de origen, en el período mencionado, fueron Alemania y Estados Unidos.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

1.2.2.- Usos y Aplicaciones del vidrio volcánico (o piedra pómez).

El vidrio volcánico desde la época de los romanos ha tenido una amplia aplicación y uso, por ejemplo: el vidrio volcánico ha sido empleada por miles de años en el concreto ligero. Los romanos, famosos por el desarrollo y uso del concreto (aparentemente con la ayuda de los griegos), utilizaron miles de toneladas de vidrio volcánico como agregado ligero. El domo del Panteón, en Roma, fue construido con una mezcla de cal y vidrio volcánico y está estructuralmente sano en la actualidad, después de casi 2 000 años de desgaste. Basados en el ejemplo de los romanos, los europeos han usado el vidrio volcánico a lo largo de los dos últimos milenios en el concreto ligero y en bloques.

Sería imposible listar todas las aplicaciones de abrasivos, pero quedan incluidas limpiadores (desde jabones de mano a limpiadores de metal y vidrio), cosméticos (agente exfoliante) y compuestos dentales (pulido de dientes y pasta profiláctica, un compuesto de limpieza dental). La pumicita es usada para el acabado en metales, vidrio (paneles y pantallas de televisión, un amplio mercado para pumicita altamente refinada y purificada), plásticos (botones, peines, marcos para gafas, etc.), dentífricos, madera (muebles y antigüedades) y otros. Si se requiere algo pulido, hay probablemente algún grado de pumicita que puede hacer el trabajo. La industria de tableros de circuitos es uno de los mayores mercados para la pumicita. Conforme ha crecido la industria de las computadoras también lo ha hecho esta industria. Miles de toneladas de pumicita de grano fino se embarcan en todo el mundo para ser usadas en una mezcla acuosa en máquinas que limpian y preparan el sustrato de cobre.

El vidrio volcánico, en su forma más burda, ha sido usado siempre en pinturas antiderrapantes así como en recubrimientos. La industria de la pumicita está actualmente penetrando el mercado de los rellenos microfinos, que son buscados no por su abrasividad sino más bien por su relativa fortaleza y su baja gravedad específica.

La pumicita es relativamente nueva en ese mercado altamente competido, pero paulatinamente está creando la base de información y experiencia requerida para ser conocida.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

La pumicita es utilizada en las torres de clarificación de la cerveza (una sola torre puede requerir hasta 400 toneladas de pumicita), en sistemas de aguas municipales (usualmente una etapa muy cercana al proceso de filtración y purificación del agua), en equipos de clarificación de agua doméstica (orientados al consumidor), en sistemas de clarificación de estanques, acuarios y albercas y en otros usos más.

La piedra pómez es la materia prima ideal para el material de un buen muro, porque es porosa, ligera, dura (relativo a la solidez del grano) y no inflamable (*Ábrego, et al 2000*).

1.3.- Calidad de la materia prima (vidrio volcánico) de la localidad de El Picao (Banderas et al, 1997).

Propiedades Químicas. Las tobas vitroclásticas y vitrocrystaloclastica son rocas de composición ácida con alto contenido de SiO₂. Los valores del contenido de CaCO₃ se comportan generalmente por debajo del límite permisible en la tarea técnica. Los resultados de intercambio catiónico total (I.C.T.) por lo general se comportan con valores menores a 45 meq. Los elementos nocivos F, Hg, Cd, se comportan muy por debajo de los límites de tolerancia.

Propiedades físico – mecánicas. Se observan diferencias en las tobas vitroclásticas evaluadas en el sector I con relación a la de los sectores II y III. Las rocas del sector I son muy densas, tienen mayor resistencia, contrariamente poseen menor absorción y porosidad. En sentido general las tobas de ambos sectores presentan pesos volumétricos (saturados) inferior a 1.8 g/cm³ y elevada porosidad, sus poros cerrados le confieren una baja densidad (0,77 g/cm³), por lo que el comportamiento al impacto es muy ligero. Baja resistencia a la compresión y triturabilidad, posee una dureza de 6 en la escala de Mohs, se considera dura (relativo a la solidez del grano). Las tobas vitroclásticas de la localidad El Picao poseen un coeficiente de fortaleza promedio de f=1.4 en la escala de Protodiakonov. Con relación al calor de inmersión indica en buena medida el grado de alteración de las tobas vítreas. Se puede decir que existe una relación directa de los valores del calor de inmersión respecto a la presencia de contenidos de motmorillonita y/o zeolita.

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Composición Mineralógica. Las tobas del yacimiento mineralógicamente están constituidas esencialmente por vidrio volcánico y motmorillonita, subordinadamente aunque en bajos porcentos, calcita, cuarzo y feldspato. Vidrio V. contenido mínimo 54,2 %, máximo 80 %. Montmorillonita, máx. 39,8 %; min. 16,1 %.

A continuación se dan algunos valores físico – mecánicos del vidrio volcánico de la localidad El Picao, por sectores (tabla 2).

Tabla 2.- Contenidos promedios de los parámetros físico – mecánicos por sectores.

Sector	No de pozo	Coef de trit.	PV seco (gr/cm ³)	PV sat. (gr/cm ³)	Absorc. (%)	R.C.sec Kg/cm ²	R.C.sat Kg/cm ²	PER (gr/cm ³)	Porosidad	Abs vapor agua
I	1	-	1,54	1,82	20,06	109,04	106,0	2,51	-	-
	1	-	1,48	1,81	21,92	107,53	87,66	-	-	-
	9	55,72	1,28	1,74	35,62	196,0	-	-	-	-
	10	37,80	1,51	1,89	24,45	229,7	-	2,25	33,33	4,04
	10	46,75	1,56	1,83	18,40	257,96	-	2,36	26,27	1,92
	11	60,87	1,30	1,73	31,50	235,80	78,60	2,19	36,52	1,73
	11	43,32	1,25	1,73	23,57	162,62	72,69	2,25	44,44	1,40
II	7	36,72	1,30	1,70	31,20	216,34	96,15	2,17	34,56	3,08
	7	-	1,18	1,72	35,29	128,0	57,22	2,34	41,02	3,61
	7	52,47	1,38	1,81	31,80	128,0	51,22	2,34	41,02	3,69
	8	51,97	1,11	1,65	47,81	130,63	75,57	2,22	46,84	1,55
	6	-	1,18	1,62	36,70	101,51	50,09	1,44	-	-
	6	-	1,22	1,66	35,77	-	-	2,27	-	-
III	2	-	1,20	1,60	33,12	73,74	45,91	2,40	-	-
	2	-	1,12	1,59	41,35	78,60	52,25	2,47	-	-
	3	-	1,21	1,67	38,10	-	-	2,41	-	-
	3	-	1,24	1,65	32,66	121,82	88,64	2,40	-	-
Total:		47,77	1,27	1,7	32,57	139,26	71,51	2,28	38	3,09

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

CAPÍTULO II. MATERIALES Y MÉTODOS

Introducción.

La adecuada selección de los métodos y de los materiales es fundamental en todo trabajo investigativo, para garantizar su desarrollo eficaz y la veracidad de los resultados, de ahí que este haya sido uno de los momentos más cuidadoso, en cuanto a la toma y preparación de las muestras, los análisis granulométricos, la aplicación de las metodologías para la determinación del índice de Bond, la determinación de la cinética de la molienda del vidrio volcánico, la determinación de los parámetros de la función de distribución de fractura y la razón específica de fractura, así como el tratamiento de los resultados. Los objetivos específicos de este capítulo son:

1. Exponer de forma general la planificación de la investigación.
2. Caracterizar los principales equipos, medios de medición, y materiales que fueron utilizados, durante el desarrollo del trabajo.
3. Exponer las principales técnicas y procedimientos utilizados durante el trabajo experimental.

2.1.- Toma y preparación de la muestra.

La investigación se realizó a escala de laboratorio, con un material tomado de la ladera del talud sur – este de la carretera Sagua – Moa en la zona de El Picao con la participación de geólogos de vasta experiencia del departamento de Geología del ISMMMoa y nuestro equipo de trabajo, con suficiente masa para garantizar la conformación de muestras representativas, este material fue transportado hasta el laboratorio de beneficio de minerales del ISMM Dr. “Antonio Núñez Jiménez”.

Localización del punto de muestreo: 10 – 15 Km. al Este de Sagua de Tánamo. Localidad El Picao. Coordenadas X = 676 000 Y = 215 000; X = 679 000 Y = 217 000, según datos del informe de la ORM de la provincia de Santiago de Cuba (Banderas et al, 1997).

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.



Foto 2.1.- Vista del vidrio volcánico presente en la localidad de El Picao



Foto 2.2.- Vista de la toma de muestra

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.



Foto 2.3.- Toma de muestra por el Dr. C. Felix Quinta

La muestra fue homogeneizada y cuarteada hasta las masas exigidas por los ensayos por el método del anillo y el cono, el cual consiste en la preparación de un cono, para ello el material se deja caer a una altura constante desde la pala (o una paleta), procurando siempre que se deslice en el vértice del mencionado cono, lo cual permite la distribución uniformemente por todos sus lados. El menudo restante se barre minuciosamente y también se arroja en el vértice del cono. Después de este se coloca una tabla delgada de madera en el vértice del cono y se introduce a presión en el material aproximadamente a una profundidad equivalente a la anchura de la tabla. Luego, conservando la posición de la tabla paralela a la posición inicial, y, por tanto, a la base, dicha tabla se desplaza a un lado. Con esto el material arrastrado por la tabla se distribuirá por la superficie lateral de la mitad del cono. Después la tabla en la misma posición, se mueve en dirección contraria y se desplaza la segunda mitad del material desde el vértice del cono hacia la superficie lateral de la otra mitad del cono truncado. Mas tarde esta posición de la tabla se cambia en 90° . La operación de nivelación se repite hasta que se obtenga una capa de mineral cómoda para el cuarteo, la cual debe ser no mayor de 100 a 150 mm y tener un diámetro no menor que las mayores partículas del material.

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Se puede nivelar el cono con una pala, desplazando gradualmente el material desde el eje del mismo, por los radios hacia la periferia.

El cuarteo se realiza después de nivelar el montón: con la arista de esa misma tabla en la capa del material se hacen dos surcos mutuamente perpendiculares, los cuales se cruzan en proyección del vértice, así el montón se divide en 4 partes. Posteriormente dos cuartos opuestos se unen siendo estos la mitad de la muestra. Una mitad de esta se desecha y con la otra, se repite las operaciones de lanzamiento en el cono y cuarteo, la operación se repite hasta que se obtenga la muestra con la masa correspondiente al diámetro de la partícula más gruesa del material.



Foto 2.4.- **Vista del empleo del método del cuarteo**

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

La muestra fue sometida a un proceso de trituración manual con el uso de mandarrías para reducir su granulometría. Seguidamente se procedió a la trituración primaria empleando una trituradora de quijada 320x165 mm (foto 2.5).

Las características técnicas aparecen más abajo:

Longitud de la quijada 320 mm.

Boca de alimentación:

- Ancho 100 mm.
- Largo 165 mm.

Boca de descarga: 30 mm.



Foto 2.5.- Vista de la trituradora de mandíbula 320x165 mm de la primera etapa.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

El producto triturado en la primera etapa fue sometido a una segunda etapa de trituración en una trituradora de quijada 150x75 mm, (foto 2.6). Las características técnicas se muestran a continuación:

Longitud de la quijada 150 mm.

Boca de alimentación:

- Ancho 55 mm.
- Largo 75 mm.

Boca de descarga: 6,3 mm.

En esta trituradora, la quijada fija se puede fijar hasta la granulometría deseada, por lo que en nuestro caso, se reguló de forma tal de que todo el material a utilizar estuviera por debajo de 3.15 mm.



Foto 2.6.- Vista de la trituradora de quijada 150x75 mm de la segunda etapa.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

2.2.- Metodología para la determinación de la composición granulométrica.

La composición granulométrica se determinó por medio del análisis de tamices. Este análisis se realizó por vía seco – húmeda, seleccionando un juego de tamices basado en la serie de Taylor ($\sqrt{2}$), los tamices seleccionados fueron (3.15; 2; 1.6; 1; 0.8; 0.6; 0.4; 0.315; 0.25; 0.2; 0.125; 0.09; 0.074) mm., para la trituradora (150x75) mm. La masa mínima se determinó por la siguiente fórmula:

$$Q_{\min} = 0,02 \cdot d^2 + 0,5 \cdot d$$

Q_{\min} : es la masa de muestra mínima necesaria para realizar el análisis granulométrico, (Kg).

d : es el diámetro del trazo mayor del mineral, (mm).

Para el pesaje de las muestras se utilizó una balanza digital, con error permisible de 0,1 gramo con una capacidad de pesaje de 1000 gramos y el secado del material se realizó en una estufa a una temperatura de 120 °C, presente en el departamento de química y en el laboratorio de beneficio de minerales del ISMM Dr. “Antonio Núñez Jiménez” respectivamente (anexo 1, figuras 3 y 2).

2.3.- Equipos e instrumentos utilizados.

Para la realización de los experimentos fue necesario emplear un conjunto de instrumentos y equipos de laboratorio sin los cuales sería imposible el cumplimiento de los objetivos trazados. Estos son:

✓ Juego de tamices

No.	Tamaño (mm)	No.	Tamaño (mm)	No.	Tamaño (mm)	No.	Tamaño (mm)
1	3.15	5	0.80	9	0.25	13	0.074
2	2.00	6	0.60	10	0.20		
3	1.60	7	0.40	11	0.125		
4	1.00	8	0.315	12	0.09		

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

✓ **Balanza técnica**

Características:

Rango de peso: 1 – 1000 g.

Error = 0.1 g.

✓ **Estufa**

T: (0 – 300) °C

✓ **Molinos de bolas**

Molino utilizado para cinética, razón específica de fractura y función de distribución de fractura de la partícula

Características:

D = 198 mm.

L = 245 mm.

V_r = 46 rpm.

Molino utilizado para el ensayo de Bond

Características:

D = 30,5 cm.

L = 30,5 cm.

V_r = 70 rpm.

✓ **Reloj cronómetro**✓ **Pie de Rey**

El análisis del tamizado consiste en cernir la muestra a través de un juego estándar de tamices, y en determinar el porcentaje de residuos en cada uno de estos, con respecto a la masa de la muestra inicial. A menudo se utilizan el estándar elaborado por Taylor, en el que el tamaño de la tela metálica anterior, se diferencia del tamaño de la tela metálica posterior en $\sqrt{2}$ veces.

La estandarización de las vibraciones tiene gran importancia para los resultados del análisis del tamizado. El tiempo de cernido de la muestra se elige empíricamente

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

respecto a las muestras sometidas a investigación. El tamizado se considera concluido cuando el aumento de peso del residuo en el más fino de los tamices, durante el tiempo de cernido, constituye no más del 5%.

Con frecuencia, durante el cernido seco, sobre todo a través de los tamices menores de 1 mm., no se logra evitar la aglomeración y prácticamente la obstrucción completa de estos. En este caso se procede a la diseminación en medio acuoso (*tamizado húmedo*). Las muestras se tamizan por el método húmedo o seco en dependencia del grosor del material a lo que se quiere llegar y la exactitud necesaria de los resultados del análisis.

Método húmedo de tamizado

Cuando la muestra contiene una cantidad considerable de material fino, siendo necesaria una exactitud alta del análisis, o cuando el material se aglomera sobre la superficie tamizante, se utiliza el método por vía húmeda.

La muestra se deposita en un tamiz con orificios de menor dimensión, y las partículas más diminutas (*de lodo*) se lavan con un chorro débil. El lavado se realiza hasta que el agua se pone clara. El resto de la muestra que queda en la criba se seca y se pesa, de modo que, por las diferencias entre las masas se determina la masa de lodo lavado.

Para recoger la masa de material que quedó sobre el tamiz se procedió del siguiente modo: 1.) se inclinó el tamiz sobre un recipiente. 2.) si quedó material en las paredes del tamiz este se inclina nuevamente y se rocía ligeramente con agua por detrás del mismo hasta que no quede nada.

Los resultados del análisis de tamices se anotan en una tabla. Se determinan las salidas sumarias, equivalentes a la suma de salidas de todas las clases más gruesas (*salida sumaria por +*) y menos gruesa (*salida sumaria por -*) que los orificios de dicha criba.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

2.4.- Ensayo estándar de Bond para molino de bolas.

Molino: de laboratorio de dimensiones estándar 30,5 x 30,5 cm (12" x 12"), que gira a 70 r.p.m., con esquinas redondeadas y revestimiento liso, tiene una abertura de alimentación de 10,2 cm. (4") de diámetro, (foto 2.7) y con una carga total de bolas de acero derretidas de 20.125 Kg., según (Menéndez et al, 2005):

Carga de bolas recomendada por Bond

Tabla 3.- Distribución de bolas recomendada por Bond inicialmente

Carga recomendada por Bond en 1961				
Tamaño de bolas		Nº de 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

Sin embargo, **BICO** en 1999, empresa fabricante del molino utilizado para la realización de los ensayos recogidos en el presente trabajo, mediante correspondencia particular Bond admitió la dificultad de especificar un número de bolas de cada peso para dar el área superficial y el peso total especificado, realizando una corrección que según la mencionada referencia debería ser la que se muestra en la tabla 4. (Lafargue, 2005):

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 4.- Distribución de bolas recomendada por Bond finalmente

Carga recomendada por Bond finalmente				
Tamaño de bolas		N° de bolas	Área (cm ²)	Peso (g)
pulgadas	(cm.)			
1,50	3,810	25	1140,1	5690
1,25	3,175	39	1235,1	5137
1,00	2,540	60	1216,1	4046
0,87	2,223	68	1055,2	3072
0,75	1,905	93	1060,3	2646
Total:		285	5706,8	20592

Alimentación al molino: material triturado controladamente al 100% menor de 156 mallas Tyler (< 3.35 mm.), o más fina si fuese necesario, en porciones de 500 – 600 gramos. Se trabaja con un volumen aparente de 700 cm³, que se caracteriza mediante su peso y distribución granulométrica.

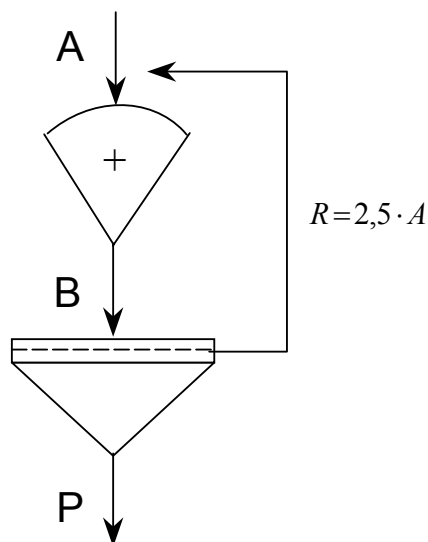


Figura 2.1.- Esquema de un ciclo cerrado

Ensayo: molienda en seco en el molino simulado una operación en circuito cerrado con 250% de carga circulante, comprendido entre 28 y 325 mallas Tyler (600-40 micras, aproximadamente). Se inicia moliendo el material durante un número arbitrario de revoluciones, 100 (ó 50 para materiales blandos), se vacía el molino con la carga de bolas, y se tamiza el material sobre el tamiz de cierre.

Se pesa el pasante, dejándolo aparte, y se agrega carga fresca al rechazo para reconstruir la carga inicial de sólido alimentada al molino en cada ciclo, completando el peso de los 700 cm³ iniciales. Este material se retorna al molino, junto con la carga de

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

bolas, siendo dicho material molido durante el número de revoluciones calculado para producir un 250% de carga circulante, repitiendo dicho procedimiento hasta alcanzar las condiciones requerida de equilibrio. El número de revoluciones requeridas se calculará en base a los resultados del ciclo precedente (según el valor de los gramos de finos producidos por cada revolución del molino).

Se continúa con los ciclos de molienda hasta que el número de gramos netos de pasante producidos por revoluciones alcance el equilibrio (que debería ser cuando el pasante total de fino sea 1/3.5 veces el peso total al molino), En ese momento, se realizara un análisis granulométrico del pasante en el tamizado (correspondiente al producto final del circuito de molienda), con el objetivo de determinar el valor P_{80} . El índice de multurabilidad del molino de bolas (gramos por revoluciones) se obtendrá promediando los valores correspondientes a los tres últimos ciclos.

El índice de trabajo del material para la molienda en molinos de bolas, se calculará:

$$W_i = \frac{44.5}{P_{100}^{0.23} \cdot Gbp^{0.82} \cdot \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \quad (2.1)$$

en la que W_i _ es el índice de trabajo del material, en KWh/st. P_{100} _ es la abertura en micras de la malla de corte utilizada para cerrar el circuito. Gbp _ es el índice de multurabilidad del material en molinos de bolas, en g/rev. F_{80} _ es el tamaño correspondiente al 80% de pasante de la alimentación fresca, en micras. P_{80} _ es el tamaño correspondiente al 80% de pasante del producto final, en micras.

Este valor es consistente con la potencia mecánica de salida de un motor capaz de accionar un molino de bolas del tipo descarga por rebose, de 8 pies de diámetro interno, trabajando en vía húmeda y en circuito cerrado con un clasificador (Bond, 1952).

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

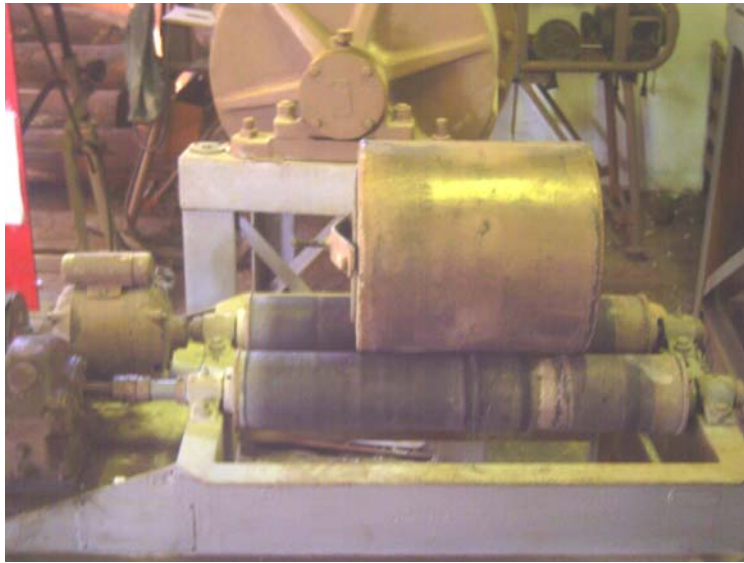


Foto 2.7.- **Molino de Bond empleado en la determinación del consumo energético del vidrio volcánico**

2.4.1.- Determinación experimental del índice de Bond.

Se pretende a continuación ofrecer una descripción detallada de las operaciones a realizar en el desarrollo del ensayo de Bond para molinos de bolas en la determinación experimental del índice de Bond para vidrio volcánico.

1. Preparación de la alimentación: homogenización y cuarteo del mineral.
2. Determinación de la densidad aparente en la alimentación: se determinó mediante la medición en un cilindro graduado, donde se prestó especial cuidado al máximo empaquetamiento posible en dicho cilindro, recurriéndose para esto al vibrado del mismo.
3. Determinación del peso de 700 cm^3 de alimentación mediante el valor de la densidad aparente, o directamente por pesada de dicho volumen: este será el peso de alimentación en el primer ciclo, y en todo caso, el peso total al molino alimentado en cada ciclo.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

4. Determinación del peso de producto ideal o peso ideal de finos, suponiendo una carga circulante de 250 %. Este valor será determinado por la siguiente expresión:

$$\text{Peso Ideal} = P_1 = \frac{\text{Peso de } 700 \text{ cm}^3 \text{ de alimentación}}{3,5}$$

5. Caracterización granulométrica de la alimentación, con especial cuidado en la obtención del valor característico a F_{80} , y el porcentaje de material en la alimentación inferior al tamaño de corte.
6. En el caso de que en el análisis granulométrico realizado a la alimentación, se obtenga un porcentaje pasante por el tamiz de corte superior al 28 %, se realizará un ciclo en vacío, es decir, se asignará cero al número de revoluciones y al número de gramos netos por revolución en el primer período, se llevará a cabo el tamizado del total de la carga al tamiz de corte, separándose el cernido y completando el rechazo con alimentación fresca representativa hasta completar el peso inicial.
7. Introducción de la carga de alimentación en el molino, teniendo especial cuidado en el cierre del mismo. Es conveniente comprobar regularmente el estado de las juntas de cierre, para garantizar que no se produzcan acumulaciones de material no molido en los espacios que puedan quedar, o incluso pérdidas de material en el giro del molino.
8. Se hace girar el molino con un número arbitrario de revoluciones: en nuestro experimento se comenzó con 100 rev.; para esto se determinó la frecuencia de rotación al molino utilizado (en los ensayos de índice de Bond) en un minuto, el cual permitió por regla de tres determinar cual será el tiempo de molienda para 100 revoluciones.
9. Se descarga el molino sobre una superficie tipo chapa perforada, para facilitar la separación de las bolas del material; se limpia el interior del molino y las bolas para recuperar en lo posible la totalidad de la masa introducida, posteriormente a esto se cargan al molino las bolas limpias.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

10. Se tamiza cuidadosamente la descarga del molino, con el tamiz de corte seleccionado, luego se procede a secar el rechazo en la estufa.
11. Se procede al pesado del total de rechazo tamizado, con precisión al menos de décimas de gramos.
12. Se determina el peso del pasante por diferencia entre el peso total del producto y el peso del rechazo, aunque si es posible, se recomienda realizar la pesada directa como comprobación, o incluso podría realizarse directamente la pesada del material pasante.
13. Se determina la cantidad de material de tamaño menor que el tamiz de corte en la alimentación, según el análisis realizado en el paso 5, para conocer así el peso adicionado de finos en la carga de alimentación al actual periodo.
14. Se calcula el valor de los **gramos de finos netos producidos**, que corresponde al peso de pasante producido (determinado en el paso 12), menos el peso de finos introducidos con la alimentación (determinado en el paso 13).
15. Se calcula el valor de los **gramos netos producidos por revolución (Gbp)**, dividiendo el número de gramos netos (obtenidos en el paso 14), entre el número de revoluciones del período.
16. Se añade una cantidad de muestra representativa de alimentación fresca al rechazo obtenido, para construir de nuevo el peso definido en el paso 3.
17. Se calcula la cantidad aproximada de **finos ya presentes** en la cantidad añadida en el paso 16, basándose en el análisis granulométrico del paso 5. Este valor debe ser anotado para usarlo en el cálculo de los finos netos producidos en el siguiente período, como se describió en el paso 12.
18. Se calcula el peso que deberá ser molido en el próximo período para obtener la carga circulante deseada; se obtiene restando el peso ideal de finos, según el paso 4, la cantidad de finos presentes en la alimentación al molino.
19. Se determina el número de revoluciones correspondientes al siguiente período. El mismo se obtiene dividiendo la cantidad de material que debe ser molido (calculada en el paso 18), entre el número de gramos netos por revolución del período anterior (calculado en el paso 15).

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

20. Se añade nueva alimentación al rechazo del ensayo (como en el paso 16) y se repiten los pasos del 7 al 20. Deben realizarse, como mínimo, 5 períodos de molienda.
21. Según **Bond**, es de esperar una convergencia del sistema donde el número de gramos netos por revolución frente al número de períodos muestre una tendencia creciente o decreciente, de forma que en un determinado ciclo se produzca una inversión de tal tendencia, y según **Bond**, una vez producido dicho cambio de tendencia, y pasados al menos 5 ciclos, puede darse por terminado el ensayo. En todo caso, este tipo de convergencia no es general, y de no presentarse tal inversión de tendencia, se debería continuar el ensayo hasta que no haya variación significativa en el número de gramos netos por revolución.
22. Promediando los valores de gramos netos por revolución obtenidos en los 3 últimos períodos (si hubo la inversión de tendencia comentada en el paso 21), se obtiene el **índice de molturabilidad** en los molinos de bolas, **Gbp**.
23. Mediante el análisis por tamizado, se determina la distribución granulométrica del pasante del tamiz de corte en el último ensayo realizado, con el fin de determinar el valor de **P₈₀**

Se calcula el índice de trabajo **W_i** en los molinos de bolas, mediante la ecuación (2.1) propuesta por **Bond**.

2.5.- Determinación de la cinética de la molienda del vidrio volcánico.

Para el desarrollo del estudio de la cinética de molienda se tomaron muestras homogeneizadas con una masa de 900 g. El estudio se realizó en un molino de bolas de laboratorio de 198 mm de diámetro y 245 mm de largo con una carga de bolas de 45% y una frecuencia de rotación de 46 r.p.m. Las muestras molidas fueron sometidas al análisis granulométrico expuesto en el epígrafe 2.2. Los tamices empleados fueron los siguientes: (3.15; 2; 1.6; 1; 0.8; 0.6; 0.4; 0.315; 0.25; 0.2; 0.125; 0.09; 0.074) mm. Los tiempos fueron seleccionados (1, 2, 3, 4 y 5) min., de acuerdo al trabajo (Martins, 2005). Los resultados fueron tabulados y graficados de acuerdo a los estándares existentes.

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

2.6.- Determinación de la función de rompimiento B .

Para el ensayo de la determinación de la función de rompimiento se utilizó el método de determinación directa con alimentación de partículas de un solo tamaño o monotamaño (Austin et al, 1994), y en específico el método modificado de Kapur con los parámetros concentrados G y H , el cual se basa en una de las soluciones de la ecuación de la molienda dosificada de tamaño discreto ($- 3.15 + 2$) mm en la forma:

$$\ln \frac{R_i(t)}{R_i(0)} = G_i t + H_i \frac{t^2}{2} \quad (2.2)$$

$$G_i = -S_1 + \sum_{j=1}^{i-1} \lambda_{i,j} \frac{R_j(0)}{R_i(0)} \quad (2.3)$$

$$H_i = \sum_{j=1}^{i-1} \lambda_{i,j} (G_j - G_i) \frac{R_j(0)}{R_i(0)} \quad (2.4)$$

$$\lambda_{i,j} = S_{j+1} \cdot B_{i,j+1} - S_j \cdot B_{i,j} \quad (2.5)$$

donde:

$R_i(t)$ _ material retenido en un tiempo t , (%)

$R_i(0)$ _ material retenido para $t = 0$, (%)

G_i y H_i _ parámetros concentrados de Kapur.

Dado el hecho de que la ecuación (2.5) es lineal en los parámetros G_i y H_i , esta ecuación puede ser utilizada para la determinación de los B_{ij} a partir de una determinada cantidad de datos obtenidos experimentalmente. Además es posible reducir el orden de la ecuación (2.5) y obtener:

$$\frac{1}{t} \cdot \ln \frac{R_i(t)}{R_i(0)} = G_i + \frac{H_i}{2} \cdot t \quad (2.6)$$

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Para la alimentación con partículas de un solo tamaño, $R_i(0) = 1$ para $i = 1, 2, 3, \dots$ entonces G_i en la ecuación (2.3) se simplifica a:

$$G_i = -S_1 \cdot B_{i,1} \quad \text{para } i = 2, 3, \dots \quad (2.7)$$

$$G_i = -S_1 \quad \text{para } i = 1 \quad (2.8)$$

mediante sustituciones de estas relaciones se obtienen las formas alternativas:

$$\ln \frac{R_i(t)}{-S_1(t)} = B_{i,1} - \frac{H_i}{2 S_1} t \quad (2.9)$$

$$\frac{\ln R_i(t)}{\ln R_1(t)} = B_{i,1} - \frac{H_i}{2 S_1} t \quad (2.10)$$

Estas ecuaciones fueron empleadas para determinar los parámetros $B_{i,1}$, a partir de la molienda de los diferentes materiales ensayados en la clase de tamaño (-3.15 +2) mm. Las muestra fueron preparadas a partir de la trituración previa de material comprendido en la clase (-3.15 +2) mm, para las tobas vitroclásticas. Se tomaron los siguientes tiempos: (1, 2, 3, 4 y 5) minutos.

2.7.- Determinación de la función de selección S.

Para la determinación de los parámetros S_j de la función de razón específica de la fragmentación para los distintos tipo de materiales ensayados, se aplicó el siguiente procedimiento: de acuerdo con la teoría de las probabilidades, la razón de desaparición de material de tamaño j debido a la fragmentación es proporcional a la cantidad de material de tamaño j expuesto a ser fragmentado. Como se muestra en la siguiente fórmula:

$$-\frac{d}{dt} [M_j(t) W] = S_j M_j(t) W \quad (2.11)$$

Si S_j es constante en el tiempo, entonces se puede expresar:

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

$$\log[M_j(t)/M_j(0)] = -\frac{1}{2,3} S_j t \quad \text{ó} \quad \ln[M_j(t)/M_j(0)] = -S_j t \quad (2.12)$$

Donde: $M_j(0)$ _ es la fracción de masa del material de tamaño j para $t = 0$ (tamaño de alimentación). Entonces si $\log M_j(t)$ se plotea contra t , resulta una línea recta dependiente $S_j / 2,3$ ó $-S_j$.

2.8.- Determinación de la influencia de la carga de bolas en el molino de bolas en las funciones B y S.

Para la realización de este ensayo se tomaron dos niveles de carga de bolas: 40% y 50%, (anexo 5, tabla 1). La carga del material se mantuvo constante con una masa de 900 g. dentro del molino. Las funciones B y S se determinaron según el procedimiento expuesto en los epígrafes 2.6 y 2.7 respectivamente. Todos los ensayos se realizaron con al menos tres réplicas. Los resultados fueron sometidos a decantación de errores con ayuda de la regla de las 2σ . La estadística descriptiva fue aplicada en todos los

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

casos. Las tablas de resultados que se dan en el texto son el promedio de todas las

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

réplicas, después de la limpieza de las datas.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

CAPÍTULO III. ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

Los resultados obtenidos luego de tabulados o graficados fueron sometidos a su análisis y discusión, los cuales se apoyaron en una amplia búsqueda bibliográfica que permitió de manera coherente profundizar en las valoraciones científicas de los resultados alcanzados.

3.1.- Resultados del análisis granulométrico.

En la figura 3.1 aparecen los resultados del análisis granulométrico. A juzgar por la forma de la curva granulométrica el tamaño de los granos tiene una tendencia a la presencia de granos finos. El contenido inicial de la clase menor de 0.074 mm es de 23,92%.

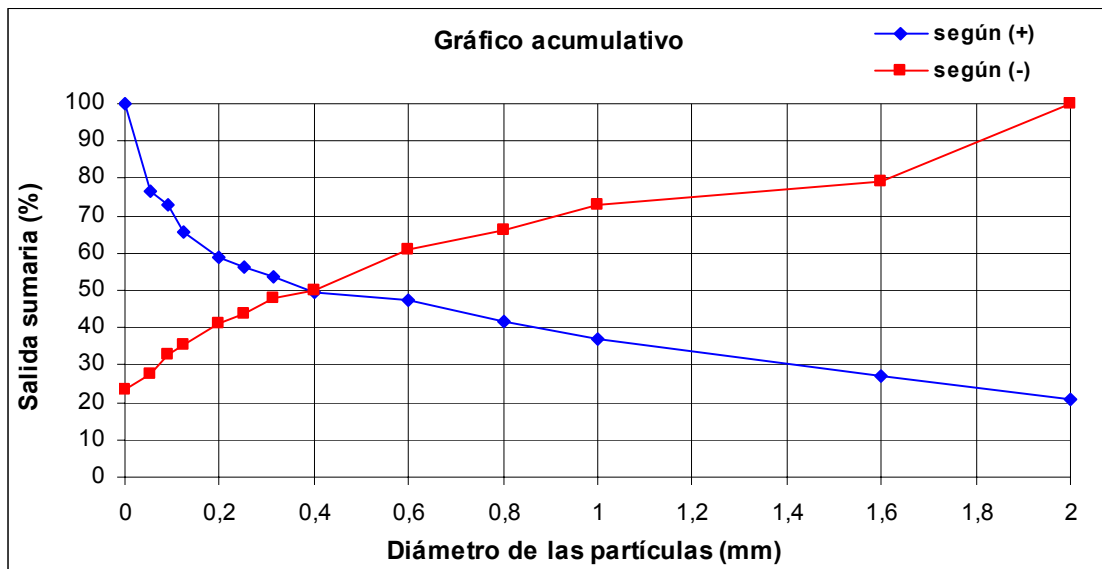


Figura 3.1.- Composición granulométrica de la muestra obtenida en la trituración secundaria por la trituradora de quijada (150x75) mm

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

3.2.- Resultados de los análisis de la determinación del índice de Bond

El índice de Bond fue definido como un parámetro de conminución que expresa la resistencia del material ante las operaciones de trituración y molienda (Morrel, 2004). Este índice se ha empleado en la industria desde los finales de la década del 20 del pasado siglo XX (Martins, 2005). Sus valores han sido usados para el diseño industrial de los circuitos de molienda (Rowland et al, 1978); su error aún satisface de manera general a los proyectistas.

Este índice es casi obligatorio determinar en condiciones de laboratorio cuando no se tienen aún las datas industriales. En nuestras condiciones, cuando aún no se tiene el diseño de la planta ni se cuenta con los datos fabriles, su determinación es imprescindible. El procedimiento de Bond es una parte estándar para la caracterización de los circuitos de molienda y trituración.

El índice de trabajo para vidrio volcánico es de 13,62 Kwh/st \pm 1,08; o sea, 15,01 Kwh/t (anexo 3), superior al valor de la zeolita (Martins, 2005).

3.3.- Cinética de la molienda.

Los resultados de la cinética de molienda del material vidrio volcánico de El Picao, aparecen en las figuras 3.2 y 3.3. La regularidad observada coincide plenamente con la tipicidad de este tipo de estudio. El 80 % de la clase ($- 0,074$) mm se alcanza a partir de los 15 minutos. Similares resultados obtenidos en (Martins, 2005).

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

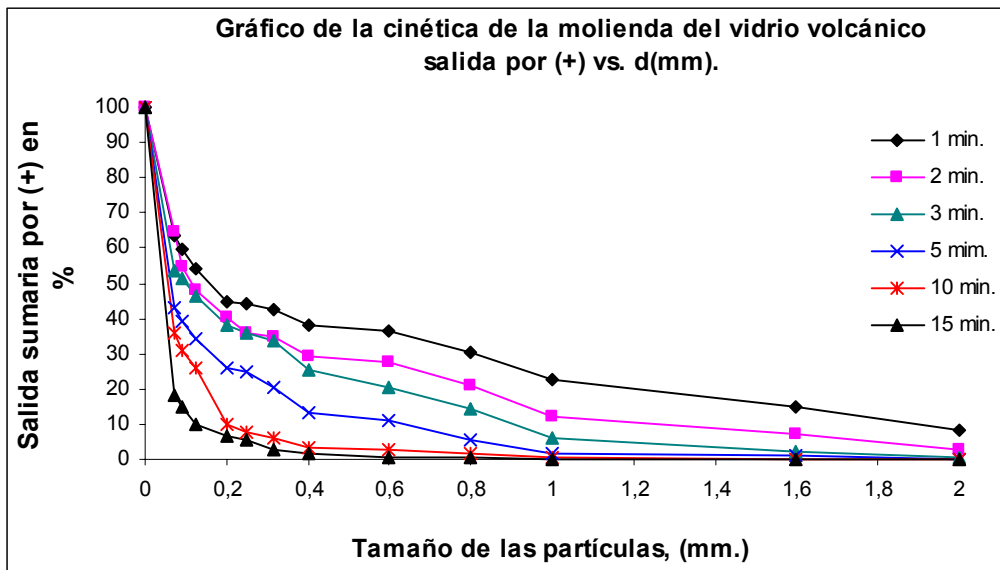


Figura 3.2.- Cinética de la molienda del vidrio volcánico “salida por (+) vs. d (mm)”

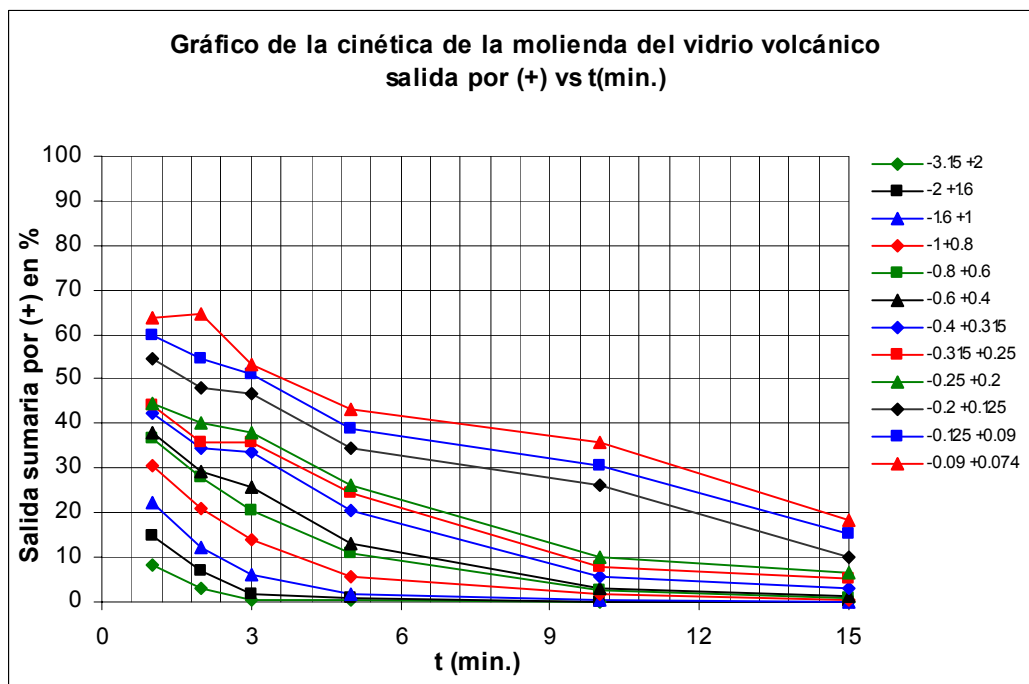


Figura 3.3.- Cinética de la molienda del vidrio volcánico “salida por (+) vs. t(min.)”

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

3.4.- Resultados de la determinación de las funciones de rompimiento y de selección. Influencia de la carga de bolas.

La modelación de los procesos de trituración y molienda están basados en la descripción del producto de la fractura primaria de los trozos minerales. Justo esta descripción se denomina función de rompimiento, **B**. Esta función no depende del tamaño máximo del mineral (Lynch, 1977), ni del tiempo de molienda (Austin et al, 1994), aunque si describe la naturaleza del proceso de fractura o rompimiento de un mineral. La función de rompimiento producto de un acto simple de fractura se puede definir como la fracción de las partículas hijas de tamaño menor que x que resulta del rompimiento de una partícula simple y (King, 2001). La función de selección **S** por su parte, no es otra cosa que la probabilidad de que una partícula mineral resulte fracturada. Esta función depende de las características del mineral y el equipamiento (Lynch, 1977). Tanto la función de rompimiento **B** y selección **S** juegan un rol cardinal en la descripción cuantitativa de las operaciones de trituración y molienda. A continuación se muestran los resultados para la función de rompimiento (figuras 3.4 y 3.5).

La regularidad que sigue la función $B(x,y)$ para el caso del vidrio volcánico de la región de El Picao coincide con las reportadas en los trabajos (Lynch, 1977; King, 2001; Martins, 2005). A juzgar por los resultados de la figura 3.5, la carga de bolas no influye en los resultados de la función de rompimiento, lo cual corrobora las tesis planteadas por diferentes autores sobre la naturaleza de esta función (Lynch, 1977; Austin et al, 1994; Garcés, 2002; Martins, 2005) Los valores de la función $B(x,y)$ son insensibles a las condiciones de molienda por lo menos en las condiciones normales de operación (Shoji et al, 1979). (Martins, 2005) reporta regularidades similares para las zeolitas de Caimanes.

Diplomantes:

1. Reinier Giralt Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

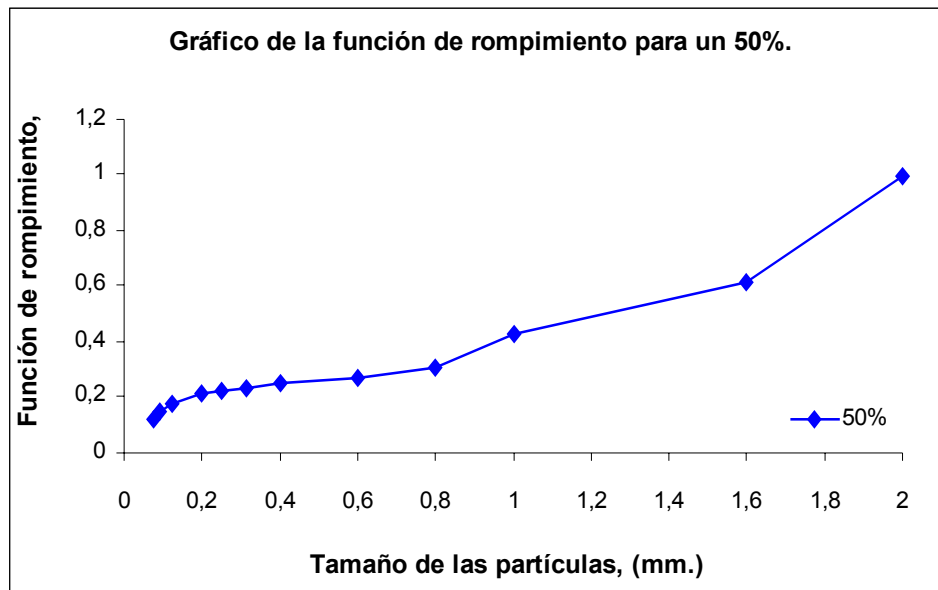


Figura 3.4.- Función de rompimiento para un 50 % de carga de bolas

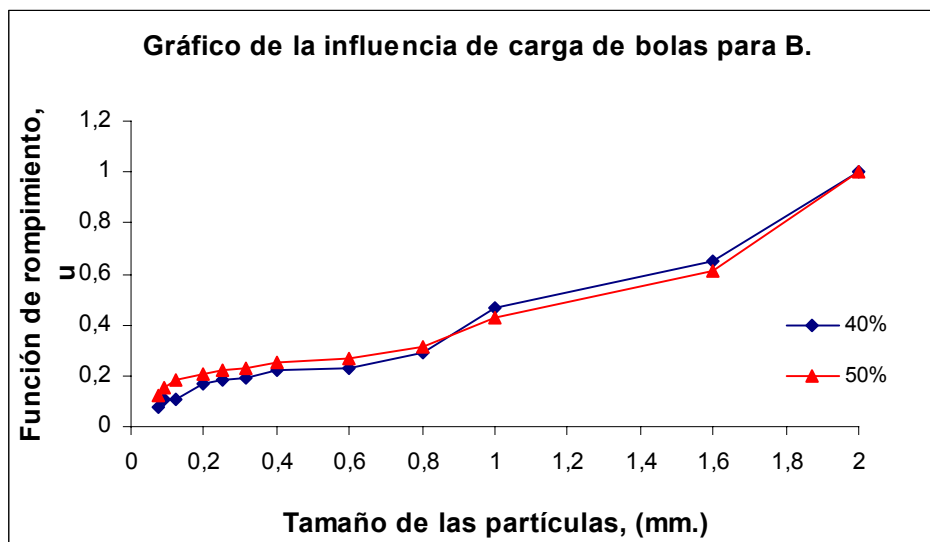


Figura 3.5.- Influencia de la carga de bolas en la función de rompimiento B

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Para el caso del vidrio volcánico la carga de bolas no ejerce influencia apreciable sobre la función de rompimiento, lo cual se puede apreciar claramente en la figura 3.6, donde se exponen los valores de $B_{i,j}$ para los dos niveles de carga de bolas estudiadas (40 y 50) %.

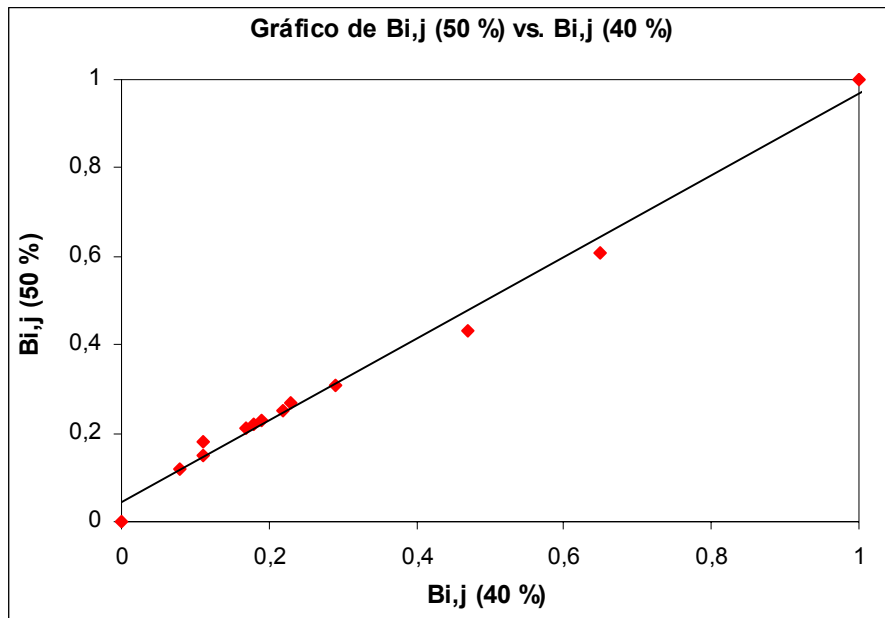


Figura 3.6.- Contraposición de los valores de $B_{i,j}$ para las diferentes cargas de bolas (40 y 50) %

Los resultados de la función \underline{S} para vidrio volcánico de la localidad de El Picao demuestran que a medida que aumenta el tamaño de la partícula, se incrementa de forma irregular la velocidad de molienda, o sea, la probabilidad de fractura del material (figura 3.7). En consecuencia, a medida que aumenta la carga de bolas, aumenta también la probabilidad de fractura de las partículas minerales (figura 3.8). Los resultados muestran que para las clases mayores, la velocidad de rompimiento es más rápida, sin embargo a la altura de 0.8 a 1 mm se produce un retardo en la velocidad para luego aumentar abruptamente, lo cual debe estar relacionado con la porosidad del mineral.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

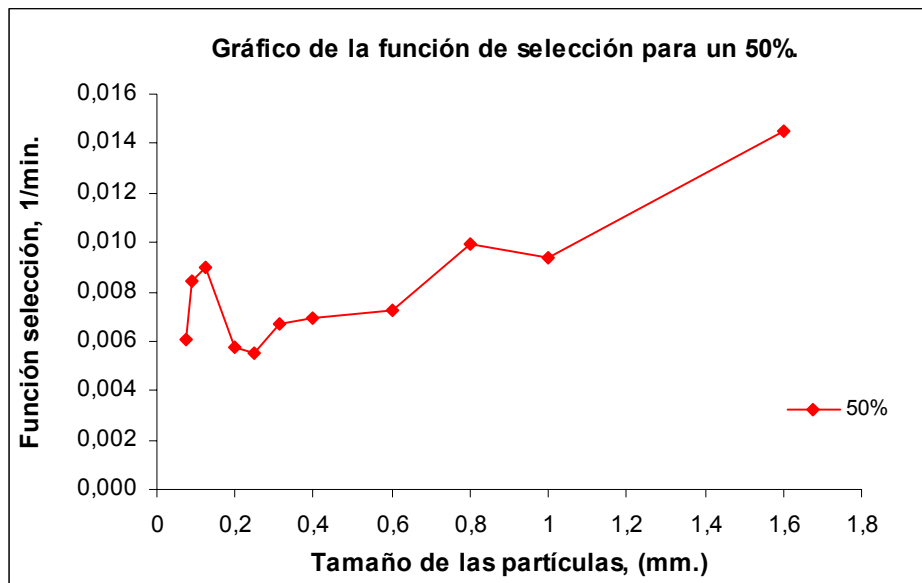


Figura 3.7.- Función de selección para un 50 % de carga de bolas

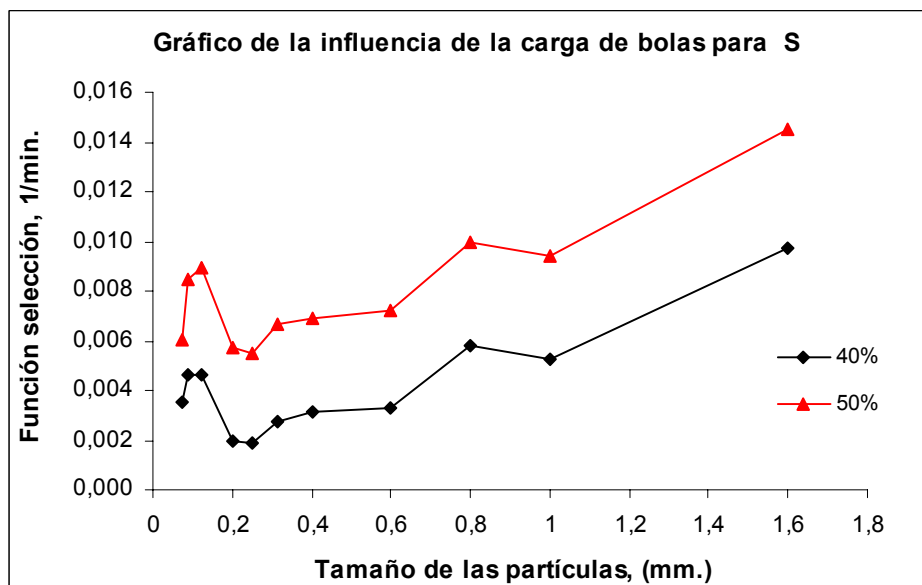


Figura 3.8.- Influencia de la carga de bolas en la función de selección S

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

CONCLUSIONES

El tamaño de los granos tiende a ser homogéneo hasta la clase cercana a 0,6 mm, estando el de 80% en el orden de los 2 mm aproximadamente.

El valor del índice de Bond es de 13,62 Kwh/st o sea; 15,01 Kwh/t, superiores a los valores de la zeolita. La cinética de la molienda sigue las regularidades reportadas (Andreev 1987; Martins, 2005), el 80% de la clase (-0.074 mm) se alcanza a partir de los 15 minutos.

De acuerdo con los valores de la función de rompimiento, se puede afirmar que son insensibles a las condiciones de la molienda para los límites normales de operaciones. La carga de bolas no influye en sus resultados. Esta regularidad que sigue la función B coincide con las reportadas en (Lynch, 1977; Martins, 2005).

El comportamiento del vidrio volcánico para la función selección es que: a medida que aumenta el tamaño de la partícula se incrementa la velocidad del mineral, por consiguiente aumenta la probabilidad de fractura de las partículas minerales. La regularidad de la función selección es similar a las reportadas por (Lynch, 1977; King, 2001).

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

RECOMENDACIONES

1. Simular con ayuda del MODSIM diferentes esquemas de preparación del vidrio volcánico para definir la variante más racional.
2. Realizar pruebas de banco y semi-industrial para precisar los detalles tecnológicos.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

BIBLIOGRAFÍA

1. Andréiev S. E.; Perov V. A.; Zverievich V. V. Trituración, desmenuzamiento y cribado de minerales. Editorial Pueblo y Educación, Ciudad de La Habana, 1980. 547 p.
2. Aplicaciones de la piedra pómez. Disponible en http://www.maxpages.com/pumice/PIEDRA_POMEZ_DE_SABAY 28/04/06
3. Austin L., G.; Concha, F. Diseño y simulación de circuitos de molienda. Clasificación. CYTED – Green Print Impresores. Chile. 1994
4. Banderas, D.; Rojas, J. C. Informe Prospección Preliminar y Detallada vidrio volcánico Sagua de Tánamo. Prov. Holguín. ONRM, 1997
5. Benjamín Calvo, P.; Gajardo Cubillos, A.; Maya Sánchez, M. Rocas y Minerales Industriales de Iberoamérica. Edit. Instituto Tecnológico Geominero de España, España, 2000. 431 p.
6. Coello Velázquez, A. L. Consideraciones sobre la molienda de los minerales lateríticos. Rev. Minería y Geología. Vol. I (1): p. 53-56, 1993
7. Coello Velázquez, A. L.; Menéndez Aguado, J. M.; Understanding energy sustainability in the mineral processing plants in Cuba. Miner. Metall. Proc., (en presentación).
8. Coello Velázquez, A. L.; Tijonov N., O. Modelo integro - diferencial para la valoración de la energía en la molienda de minerales multicomponentes. Rev. Minería y Geología. Vol. II (4): p. 14-20, 2001
9. Coello Velázquez, A. L.; Tijonov N., O. Regularidad en la molienda de los minerales lateríticos. Minería y Geología. XIII (3): 57-60, 1996
10. Estévez Reyes, A. Optimización del proceso de molienda en molinos de bolas de la planta de preparación de mineral de la Empresa Cmdte. Ernesto Che Guevara. Trabajo de Diploma. ISMM, Moa. 1997

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

11. Garcés Rigñack, A.; Rondón Suárez, Y. Estudio experimental de las funciones de la razón de fragmentación de la laterita en un molino de bolas a escala de laboratorio. Trabajo de Diploma. ISMM, Moa. 2002. 50 p.
12. Gómez Reyes, Z. Influencia de las cargas de bolas en la potencia consumida por el motor. Trabajo de Diploma. ISMM, Moa. 1992. 33 p.
13. Hormigones ligeros con áridos volcánicos de Canarias. Disponible en. <http://www.fulp.ulpgc.es/index.php?pagina=documentacion&ver=vectorplus5&PHPSESSID=cf31c76d22f9bce54dc4b03f862974a6#articulo3> 29/04/06
14. Ipek, H.; Ucbas, Y.; Hosten, C. The bond work index of mixtures of ceramic raw materials. Minerals Engineering. Vol. XVIII: p. 981–983, 2005
15. King, P. Modeling and simulation of mineral processing systems. Butterworth Heinemann, Boston, 2001. 401 p.
16. Laborde Brown, R.; Coello Velázquez, A. L.; Angulo Leblanch; O. El consumo de energía eléctrica en el proceso de molienda de la laterita. Art., ISMM, CICT, ISMM, Moa, 1998
17. Laborde Brown, R.; Coello Velázquez, A. L.; Marrero Ramírez, S.; Angulo Leblanch; O. Productividad y eficiencia energética en el proceso de molienda del mineral laterítico. Rev. Minería y Geología. Vol. XVII (2): p. 79-83, 2000
18. Lafargue Barrientos, U. Análisis del comportamiento del consumo específico de energía en el proceso de molienda de la laterita en la Empresa "Comdte Ernesto Che Guevara". Trabajo de Diploma. ISMM, Moa. 2005. 83 p.
19. Lynch, A. J. Mineral processing and grinding circuits: their simulation, optimisation. Design and control. Elsevier. Amsdertam, Oxf. NY. 1977
20. Martins Pole, F. Caracterización de las zeolitas de Caimanes para su preparación mecánica. Tesis de Maestría. ISMM, Moa. 2005. 35 p.
21. Menéndez Aguado, J. M.; Dzioba, B. R.; Coello Velázquez, A. L. Determination of work index in a common laboratory mill, Miner. Metall. Proc., Vol. 2 (3): p. 173-176, 2005

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

22. Mitrofánov S., I.; Barski A., L.; Samygin D., V. Investigación de la capacidad de enriquecimiento de los minerales. Editorial Mir, Moscú, 1982. 435 p.
23. Morrel, S. An alternative energy – size relationship to that proposed by Bond for design and optimisation of grinding circuits. International Journal of Mineral Processing. 74. p. 133-141, 2004
24. Nanni, N.; Pocoví, R. E. Molienda de minerales. Rev. Metalúrgia. Vol. XVI (6): p. 331-336, 1980
25. Nikolov, S. A performance model for impact crushers. Minerals Engineering. 15: p. 715–721, 2002
26. Nikolov, S. Modelling and simulation of particle breakage in impact crushers. International Journal of Mineral Processing. 74: p. 219–225, 2004
27. Postulados teóricos de la molienda de mezclas multicomponentes. Disponible en. <http://www.minas.upm.es/relext/Red-Cyted-XIII/web-rimin/rimin1/III-Jornadas-San-Juan/CoelloVelasquez>. 16/03/06
28. Potencialidades en la aplicación de los principios de la... Disponible en. <http://www.minas.upm.es/relext/Red-Cyted-XIII/web-rimin/rimin1/III-Jornadas-San-Juan/CoelloVelasquez>. 23/03/06
29. Rázumov, K. A.; Perov, V. A. Proyectos de fábricas de preparación de minerales. Editorial Mir, Moscú, 1985. 544 p.
30. Reyna L., Y. Determinación del índice de trabajo o índice de Bond para los minerales lateríticos. Trabajo de Diploma. ISMM, Moa. 2004. 66 p.
31. Rowland, C; Kjos, D. Rod and ball mill, in Mineral Processing Plant Design. Ed. Mular and Bhappu, AIME, NY. 1978.
32. Shoji, K.; Lohrash, S.; Austin, L. Powder Techn. 25. p. 109 – 114, 1979
33. Simulador Dinámico de una sección de una planta de molienda. Disponible en. <http://www.elo.utfsm.cl/~elo307/php/inf2/01.pdf>. 23/03/06
34. Traba Naranjo, R.; Morales Rodríguez, L. Estudio de la molibilidad de los minerales lateríticos. Trabajo de Diploma. ISMM, Moa. 1989. 37 p.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.



Figura 1.- Vista de uno de los puntos de muestreo



Figura 2.- Estufa utilizada para el secado de las muestras antes de la molienda y después del tamizado húmedo

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.



Figura 3.- Balanza digital empleada en el pesaje de las muestras

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idemmis Téllez Rodríguez.

Tabla 1.- Composición granulométrica obtenida en la trituración (150x75 mm)

Clase de tamaño (mm)	Peso (g)	Peso (%)	Salida sumaria	
			γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	186	20,67	20,67	100,00
+ 2 - 1,6	56	6,22	26,89	79,33
+1,6 - 1	93	10,33	37,22	73,11
+ 1 - 0,8	40	4,44	41,67	62,78
+ 0,8 - 0,6	53	5,89	47,56	58,33
+ 0,6 - 0,4	18	2,00	49,56	50,80
+ 0,4 - 0,315	36	4,00	53,56	48,44
+ 0,315 - 0,25	22	2,44	56,00	46,44
+ 0,25 - 0,2	28	3,11	59,11	44,00
+ 0,2 - 0,125	60	6,67	65,78	40,89
+ 0,125 - 0,09	62	6,89	72,67	34,22
+ 0,09 - 0,074	33	3,67	76,33	27,59
+ 0,074 - 0	213	23,67	100,00	23,67
Total:	900	100,00		

1.- Determinación de la masa mínima

$$Q_{\min} = 0.02 \cdot d^2 + 0.5 \cdot d$$

$$Q_{\min} = 0.02 \cdot (3.15)^2 + 0.5 \cdot 3.15$$

$$Q_{\min} = 0.19845 + 1.575$$

$$Q_{\min} = 1.77345 \text{ Kg} = 1\,773.5 \text{ g}$$

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 1.- Análisis granulométrico antes de la molienda

Clase de tamaño (mm)	Peso (g)	Peso (%)	Salida sumaria	
			γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	392	22,10	22,10	100,00
+ 2 - 1,6	134	7,56	29,66	77,90
+1,6 - 1	92	5,19	34,85	70,34
+ 1 - 0,8	133	7,50	42,35	65,15
+ 0,8 - 0,6	103	5,81	48,15	57,65
+ 0,6 - 0,4	34	1,92	50,07	51,85
+ 0,4 - 0,315	69	3,89	53,96	49,93
+ 0,315 - 0,25	56	3,16	57,12	46,04
+ 0,25 - 0,2	64	3,61	60,73	42,88
+ 0,2 - 0,125	104	5,86	66,59	39,27
+ 0,125 - 0,09	72	4,06	70,65	33,41
+ 0,09 - 0,074	39	2,20	72,85	29,35
+ 0,074 - 0	481,5	27,15	100,00	27,15
Total:	1773,5	100,00		

Tabla 2.- Determinación del Gbp en cada ciclo para la primera réplica

Número de ciclos.	número de vueltas (rev.)	tiempo (min)	finos presentes (g)	finos producidos (g)	peso ideal (g)	Gbp (g/rev.)
1	100	1,43	174,30	241	183,43	0,67
2	177	2,53	65,43	376,42	183,43	1,76
3	49	0,7	102,20	233,42	183,43	2,7
4	45	0,64	110,93	154,09	183,43	0,97
5	146	2,08	132,47	268,25	183,43	0,93
6	119	1,7	101,47	214,52	183,43	0,95

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 3.- Análisis granulométrico después del ensayo de Bond de la primera réplica

Clase de tamaño (mm)	Peso (g)	Peso (%)	Salida sumaria	
			γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	7,4	1,15	1,15	100,00
+ 2 - 1,6	0,4	0,06	1,21	98,85
+1,6 - 1	0,9	0,14	1,36	98,79
+ 1 - 0,8	1	0,16	1,51	98,64
+ 0,8 - 0,6	4	0,62	2,13	98,49
+ 0,6 - 0,4	2	0,31	2,45	97,87
+ 0,4 - 0,315	10	1,56	4,00	97,55
+ 0,315 - 0,25	16	2,49	6,50	96,00
+ 0,25 - 0,2	94	14,64	21,14	93,50
+ 0,2 - 0,125	119	18,54	39,67	78,86
+ 0,125 - 0,09	120	18,69	58,36	60,33
+ 0,09 - 0,074	40	6,23	64,60	41,64
+ 0,074 - 0	227,3	35,40	100,00	35,40
Total:	642	100,00		

Tabla 4.- Determinación del Gbp en cada ciclo para la segunda réplica

Número de ciclos.	Número de vueltas. (rev.)	tiempo (min)	finos presentes (g)	finos producidos (g)	peso ideal (g)	Gbp (g/rev.)
1	100	1,43	189,27	340,21	199,18	1,51
2	71	1,01	92,37	193,92	199,18	1,44
3	102	1,46	52,65	209,58	199,18	1,54
4	93	1,33	132,37	229,77	199,18	1,05
5	130	1,86	126,89	266,52	199,18	1,07
6	118	1,69	116,91	238,19	199,18	1,03

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 5.- Análisis granulométrico después del ensayo de Bond de la segunda réplica

Clase de tamaño (mm)	Peso (g)	Peso (%)	Salida sumaria	
			γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	9	1,29	1,29	100,00
+ 2 - 1,6	2,1	0,30	1,59	98,71
+1,6 - 1	1,5	0,22	1,81	98,41
+ 1 - 0,8	2	0,29	2,09	98,19
+ 0,8 - 0,6	7	1,00	3,10	97,91
+ 0,6 - 0,4	4	0,57	3,67	96,90
+ 0,4 - 0,315	18	2,58	6,25	96,33
+ 0,315 - 0,25	23	3,30	9,55	93,75
+ 0,25 - 0,2	125	17,93	27,48	90,45
+ 0,2 - 0,125	116	16,64	44,12	72,52
+ 0,125 - 0,09	136	19,51	63,63	55,88
+ 0,09 - 0,074	56	8,03	71,67	36,37
+ 0,074 - 0	197,52	28,33	100,00	28,33
Total:	697,12	100,00		

Tabla 6.- Determinación del Gbp en cada ciclo para la tercera réplica

Número de ciclos.	Número de vueltas. (rev.)	tiempo (min)	finos presentes (g)	finos producidos (g)	peso ideal (g)	Gbp (g/rev.)
1	100	1,43	184,49	281,72	194,15	0,97
2	121	1,73	76,49	244,32	194,15	1,39
3	92	1,31	66,33	150,81	194,15	0,92
4	167	2,39	143,54	301,62	194,15	0,95
5	119	1,7	102,60	209,49	194,15	0,90

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 7.- Análisis granulométrico después del ensayo de Bond de la tercera réplica

Clase de tamaño (mm)	Peso (g)	Peso (%)	Salida sumaria	
			γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	8,3	1,22	1,22	100,00
+ 2 - 1,6	1,9	0,28	1,50	98,78
+1,6 - 1	1,3	0,19	1,69	98,50
+ 1 - 0,8	2	0,29	1,99	98,31
+ 0,8 - 0,6	5	0,74	2,72	98,01
+ 0,6 - 0,4	3,2	0,47	3,19	97,28
+ 0,4 - 0,315	16	2,35	5,55	96,81
+ 0,315 - 0,25	20	2,94	8,49	94,45
+ 0,25 - 0,2	118	17,37	25,86	91,51
+ 0,2 - 0,125	124	18,25	44,10	74,14
+ 0,125 - 0,09	132	19,43	63,53	55,90
+ 0,09 - 0,074	52	7,65	71,18	36,47
+ 0,074 - 0	195,82	28,82	100,00	28,82
Total:	679,52	100,00		

Tabla 8.- Determinación de los Gbp promedio para cada réplica

Réplicas	Gbp en los últimos tres ciclos (g/rev.)			Promedio Gbp (g/rev.)
	1	2	3	
1 ^{ra}	0,97	0,93	0,95	0,95
2 ^{da}	1,05	1,07	1,03	1,05
3 ^{ra}	0,92	0,95	0,9	0,92

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 9.- Determinación del índice de Bond para cada réplica

Réplicas	F ₈₀ (micras)	P ₈₀ (micras)	P ₁₀₀ (micras)	Gbp ^{0,82} (g/rev.)	P ₁₀₀ ^{0,23}	√P ₈₀	√F ₈₀	W _i (Kwh/st)
1 ^{ra}	1640	41,81	74	0,96	2,69	6,47	40,50	13,27
2 ^{da}	1640	52,24	74	1,04	2,69	7,23	40,50	13,98
3 ^{ra}	1640	42,01	74	0,94	2,69	7,17	40,50	13,62

Determinación del índice de Bond promedio para vidrio volcánico.

$$W_{i_0} \frac{\sum W_i}{n} = \frac{W_{i_1} + W_{i_2} + W_{i_3}}{3} = \frac{(13,27 + 13,98 + 13,62)}{3} = 13,62 \text{ Kwh/st}$$

Donde:

n _ número de réplicas, (u); W_{i_0} _ índice de Bond expresado en toneladas cortas, (Kwh/st)

$$W_{i_4} = 13,62 \cdot 1,102 = 15,01 \text{ Kwh/t}$$

donde

1,102 _ coeficiente para obtener el consumo energético específico referido a unidades métricas; W_{i_4} _ índice de Bond expresado en toneladas métricas, (Kwh/t)

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

1.- Cálculo de la carga de bolas y del material a añadir al molino para los ensayos de cinética

Para determinar el diámetro de la bola máxima en la carga de bolas, se utiliza la siguiente fórmula (Rázumov, 1985):

$$D = 28 \cdot \sqrt[3]{d} \quad (1)$$

siendo d _ diámetro de las partículas de mayor tamaño; (mm).

Para partículas de 3.15 mm tenemos:

$$D = 28 \cdot \sqrt[3]{3.15} = 40.88 \approx 41 \text{ mm}$$

Como las bolas se construyen con un tamaño estándar, tomaremos la que más se aproxime al valor calculado existente en el laboratorio, entonces $D = 40 \text{ mm}$.

El rendimiento del molino es proporcional al consumo de energía para la molienda. El consumo de energía está ligado al grado de llenado del molino con las bolas. Al crecer el grado de llenado del molino se incrementa también el consumo de energía para la molienda, alcanzando el máximo cuando el 50 % del molino está lleno de bolas. El aumento posterior del grado de llenado del molino provoca la reducción del consumo de energía así como la disminución del rendimiento (Coello, 1993).

Determinar el volumen del molino ($V_{mol.}$)

$$V_{mol.} = \frac{\pi \cdot d^2 \cdot h}{4} \quad (2)$$

donde d _ diámetro del molino, (19.8 cm.); h _ altura del molino, (24.5 cm.)

$$V_{mol.} = 7539.9 \text{ cm}^3$$

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Se determina la masa de carga de bolas, considerando la carga de bolas como el 45 % del volumen del molino (Coello, 1993; Andréiev, 1980)

$$M_{c.b.} = 4.06 \cdot \varphi \cdot V_{mol.} \quad (3)$$

donde 4.06 _ es la masa de volumen de las bolas, (g/cm³); φ _ grado de llenado de las bolas, (45 %).

$$M_{c.b.} = 4.06 \cdot 0.45 \cdot 7539.9 = 13.8 \text{ kg}$$

Tabla 1.- Carga de bolas del molino utilizado para los ensayos de cinética, para un llenado de 45 %

Φ bolas (mm)	# de bolas.	Masa (g)	%
40	2	548.8	1.23
36	18	3684.6	11.11
30	29	3364	17.90
25	48	3236.64	29.64
23	65	2936.05	40.12
Total:	162	13 770.09	100,00

Se determina la cantidad de material a añadir al molino

Como se partió de que el volumen ocupado por las bolas es el 45 % del volumen del molino tenemos:

$$V_{c.b.} = V_{mol.} \cdot 0.45 \quad (4)$$

$$V_{c.b.} = 7539.9 \cdot 0.45$$

$$V_{c.b.} = 3\,392.9 \text{ cm}^3$$

donde $V_{c.b.}$ _ volumen espacial de la carga de bolas; (cm³)

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

El volumen que ocupa el mineral debe estar entre el 60 y 110 % del volumen de los espacios entre bolas.

$$V_{mat.} = (0.6-1.1) \cdot V_{eeb} \quad (5)$$

siendo V_{eeb} _ volumen de los espacios entre bolas; (cm^3)

$$V_{eeb} = V_{c.b.} - V_{t.b.} \quad (6)$$

siendo $V_{t.b.}$ _ volumen total de las bolas; (cm^3)

$$V_{t.b.} = \Sigma V_{b.} \quad (7)$$

siendo $V_{b.}$ _ volumen de cada bola; (cm^3)

$$V_{t.b.} = \frac{\pi}{6} [2(4)^3 + 18(3.6)^3 + 29(3)^3 + 48(2.5)^3 + 65(2.3)^3] =$$

$$V_{t.b.} = \frac{3.14}{6} [128 + 839.808 + 783 + 750 + 790.855] =$$

$$V_{t.b.} = \frac{3.14}{6} [3291.663] =$$

$$V_{t.b.} = 1722.64 \text{ cm}^3$$

Sustituyendo en (6), el volumen de los espacios entre bolas es:

$$V_{eeb} = 3392.9 - 1722.64 = 1670.26 \text{ cm}^3$$

Sustituyendo el valor del volumen de los espacios entre bolas en (5), y considerando que el material ocupa el 70 % de dichos espacios, se obtiene:

$$V_{mat.} = 1670.26 \cdot 0.7 = 1169.18 \text{ cm}^3$$

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Se determina la masa de mineral a añadir al molino

$$M_{ali.} = \rho_{mat.} \cdot V_{mat.} \quad (8)$$

donde $\rho_{mat.}$ es la masa del volumen del material; (g/cm^3). $M_{ali.}$ es la masa que se añade al molino para los ensayos de cinética; (Kg.)

$$M_{ali.} = 0.77 \cdot 1169.18$$

$$M_{ali.} = 900.27 \text{ g} \approx 900 \text{ g}$$

$$M_{ali.} = 0.9 \text{ Kg.}$$

Se tomó 900 gramos para los ensayos de cinética.

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

2.- A continuación se muestran las tablas de los resultados de la cinética de la molienda del vidrio volcánico, para los distintos tiempos: (1, 2, 3, 5, 10 y 15) minutos.

Tabla 2.- Análisis granulométrico de la muestra inicial.

Clase de tamaño (mm)	Peso (g)	Peso (%)	Salida sumaria	
			γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	186	20,67	20,67	100,00
+ 2 - 1,6	56	6,22	26,89	79,33
+1,6 - 1	93	10,33	37,22	73,11
+ 1 - 0,8	40	4,44	41,67	62,78
+ 0,8 - 0,6	53	5,89	47,56	58,33
+ 0,6 - 0,4	18	2,00	49,56	50,80
+ 0,4 - 0,315	36	4,00	53,56	48,44
+ 0,315 - 0,25	22	2,44	56,00	46,44
+ 0,25 - 0,2	28	3,11	59,11	44,00
+ 0,2 - 0,125	60	6,67	65,78	40,89
+ 0,125 - 0,09	62	6,89	72,67	34,22
+ 0,09 - 0,074	33	3,67	76,33	27,59
+ 0,074 - 0	213	23,67	100,00	23,67
Total:	900	100,00		

Diplomantes:

1. Reinier Giralte Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 3.- Resultados de la molienda para t=1 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	66	76	81	74,33	8,26	8,26	100,00
+ 2 - 1,6	54	56	66	58,67	6,52	14,78	91,74
+1,6 - 1	72	65	69	68,67	7,63	22,41	85,22
+ 1 - 0,8	80	70	70	73,33	8,15	30,56	77,59
+ 0,8 - 0,6	54	56	50	53,33	5,93	36,48	69,44
+ 0,6 - 0,4	15	9	18	14,00	1,56	38,04	63,52
+ 0,4 - 0,315	40	37	42	39,67	4,41	42,44	61,96
+ 0,315 - 0,25	11	16	13	13,33	1,48	43,93	57,56
+ 0,25 - 0,2	6	6	10	7,33	0,81	44,74	56,07
+ 0,2 - 0,125	110	64	87	87,00	9,67	54,41	55,26
+ 0,125 - 0,09	23	74	45	47,33	5,26	59,67	45,59
+ 0,09 - 0,074	28	41	36	35,00	3,89	63,56	40,33
+ 0,074 - 0	341	330	313	328,00	36,44	100,00	36,44
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Tabla 4.- Resultados de la molienda para t=2 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	33	26	23	27,33	3,04	3,04	100,00
+ 2 - 1,6	38	38	31	35,67	3,96	7,00	96,96
+1,6 - 1	46	47	43	45,33	5,04	12,04	93,00
+ 1 - 0,8	75	82	85	80,67	8,96	21,00	87,96
+ 0,8 - 0,6	62	63	60	61,67	6,85	27,85	79,00
+ 0,6 - 0,4	13	15	12	13,33	1,48	29,33	72,15
+ 0,4 - 0,315	48	48	46	47,33	5,26	34,59	70,67
+ 0,315 - 0,25	11	10	10	10,33	1,15	35,74	65,41
+ 0,25 - 0,2	44	36	42	40,67	4,52	40,26	64,26
+ 0,2 - 0,125	72	69	71	70,67	7,85	48,11	59,74
+ 0,125 - 0,09	58	60	62	60,00	6,67	54,78	51,89
+ 0,09 - 0,074	92	87	88	89,00	9,89	64,67	45,22
+ 0,074 - 0	308	319	327	318,00	35,33	100,00	35,33
Tota:	900	900	900	900,00	100,00		

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 5.- Resultados de la molienda para t=3 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	6	5	3	4,67	0,52	0,52	100,00
+ 2 - 1,6	17	12	10	13,00	1,44	1,96	99,48
+1,6 - 1	36	41	32	36,33	4,04	6,00	98,04
+ 1 - 0,8	72	74	75	73,67	8,19	14,19	94,00
+ 0,8 - 0,6	59	59	58	58,67	6,52	20,70	85,81
+ 0,6 - 0,4	45	44	43	44,00	4,89	25,59	79,30
+ 0,4 - 0,315	75	70	74	73,00	8,11	33,70	74,41
+ 0,315 - 0,25	19	18	18	18,33	2,04	35,74	66,30
+ 0,25 - 0,2	19	19	20	19,33	2,15	37,89	64,26
+ 0,2 - 0,125	79	80	77	78,67	8,74	46,63	62,11
+ 0,125 - 0,09	40	42	42	41,33	4,59	51,22	53,37
+ 0,09 - 0,074	20	22	19	20,33	2,26	53,48	48,78
+ 0,074 - 0	413	414	429	418,67	46,52	100,00	46,52
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Tabla 6.- Resultados de la molienda para t=5 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	5	2	0	2,33	0,26	0,26	100,00
+ 2 - 1,6	5	9	2	5,33	0,59	0,85	99,74
+1,6 - 1	5	7	12	8,00	0,89	1,74	99,15
+ 1 - 0,8	27	39	40	35,33	3,93	5,67	98,26
+ 0,8 - 0,6	45	50	47	47,33	5,26	10,93	94,33
+ 0,6 - 0,4	19	21	18	19,33	2,15	13,07	89,07
+ 0,4 - 0,315	67	68	69	68,00	7,56	20,63	86,93
+ 0,315 - 0,25	36	34	37	35,67	3,96	24,59	79,37
+ 0,25 - 0,2	14	14	16	14,67	1,63	26,22	75,41
+ 0,2 - 0,125	71	76	73	73,33	8,15	34,37	73,78
+ 0,125 - 0,09	46	40	38	41,33	4,59	38,96	65,63
+ 0,09 - 0,074	38	39	37	38,00	4,22	43,19	61,04
+ 0,074 - 0	522	501	511	511,33	56,81	100,00	56,81
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 7.- Resultados de la molienda para t=10 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	0	0	0	0,00	0,00	0,00	100,00
+ 2 - 1,6	1	1	1	1,00	0,11	0,11	100,00
+1,6 - 1	4	3	2	3,00	0,33	0,44	99,89
+ 1 - 0,8	5	15	12	10,67	1,19	1,63	99,56
+ 0,8 - 0,6	10	7	9	8,67	0,96	2,59	98,37
+ 0,6 - 0,4	5	6	4	5,00	0,56	3,15	97,41
+ 0,4 - 0,315	26	23	24	24,33	2,70	5,85	96,85
+ 0,315 - 0,25	19	17	19	18,33	2,04	7,89	94,15
+ 0,25 - 0,2	15	18	20	17,67	1,96	9,85	92,11
+ 0,2 - 0,125	155	139	147	147,00	16,33	26,19	90,15
+ 0,125 - 0,09	40	41	41	40,67	4,52	30,70	73,81
+ 0,09 - 0,074	47	49	46	47,33	5,26	35,96	69,30
+ 0,074 - 0	573	581	575	576,33	64,04	100,00	64,04
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Tabla 8.- Resultados de la molienda para t=15 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	0	0	0	0,00	0,00	0,00	100,00
+ 2 - 1,6	0	0	0	0,00	0,00	0,00	100,00
+1,6 - 1	1	0	0	0,33	0,04	0,04	100,00
+ 1 - 0,8	5	1	2	2,67	0,30	0,33	99,96
+ 0,8 - 0,6	5	4	4	4,33	0,48	0,81	99,67
+ 0,6 - 0,4	5	6	5	5,33	0,59	1,41	99,19
+ 0,4 - 0,315	15	12	14	13,67	1,52	2,93	98,59
+ 0,315 - 0,25	23	24	20	22,33	2,48	5,41	97,07
+ 0,25 - 0,2	10	11	14	11,67	1,30	6,70	94,59
+ 0,2 - 0,125	78	70	76	74,67	8,30	15,00	93,30
+ 0,125 - 0,09	55	57	53	55,00	6,11	21,11	85,00
+ 0,09 - 0,074	40	42	40	40,67	4,52	25,63	78,89
+ 0,074 - 0	663	673	672	669,33	74,37	100,00	74,37
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Para la alimentación al molino en la determinación de los parámetros de la función de distribución de fractura y la razón específica de fractura se tomó 900 g. constante, comprendido en la clase (-3.15 +2), para una variación de carga de bolas de un (40 y 50) % de llenado del molino, para los siguientes tiempos de molienda: (1, 2, 3, 4 y 5) minutos.

Tabla 1.- Distribución de la carga de bolas (40 y 50) %, para su influencia en las funciones de rompimiento y de selección en el molino de bolas

d (mm)	Para un 40 %	Para un 50 %
	# Bolas	# Bolas
40	1	4
36	15	24
30	21	35
25	39	53
23	52	71
Total:	128	187

Influencia de la carga de bolas en el molino de bolas para un 40 %

Tabla 2.- Resultados de la molienda para t=1 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	335	321	317	324,33	0,36	0,36	1,00
+ 2 - 1,6	125	129	136	130,00	0,14	0,50	0,64
+1,6 - 1	97	100	108	101,67	0,11	0,62	0,50
+ 1 - 0,8	73	82	94	83,00	0,09	0,71	0,38
+ 0,8 - 0,6	46	46	21	37,67	0,04	0,75	0,29
+ 0,6 - 0,4	8	10	9	9,00	0,01	0,76	0,25
+ 0,4 - 0,315	30	29	33	30,67	0,03	0,80	0,24
+ 0,315 - 0,25	7	8	8	7,67	0,01	0,80	0,20
+ 0,25 - 0,2	12	14	14	13,33	0,01	0,82	0,20
+ 0,2 - 0,125	41	36	36	37,67	0,04	0,86	0,18
+ 0,125 - 0,09	15	17	16	16,00	0,02	0,88	0,14
+ 0,09 - 0,074	10	7	12	9,67	0,01	0,89	0,12
+ 0,074 - 0	101	101	96	99,33	0,11	1,00	0,11
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 3.- Resultados de la molienda para t=2 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	124	130	121	125,00	0,14	0,14	1,00
+ 2 - 1,6	110	107	109	108,67	0,12	0,26	0,86
+1,6 - 1	108	103	106	105,67	0,12	0,38	0,74
+ 1 - 0,8	177	158	181	172,00	0,19	0,57	0,62
+ 0,8 - 0,6	75	100	81	85,33	0,09	0,66	0,43
+ 0,6 - 0,4	22	20	26	22,67	0,03	0,69	0,34
+ 0,4 - 0,315	34	33	37	34,67	0,04	0,73	0,31
+ 0,315 - 0,25	14	12	13	13,00	0,01	0,74	0,27
+ 0,25 - 0,2	8	9	8	8,33	0,01	0,75	0,26
+ 0,2 - 0,125	84	86	80	83,33	0,09	0,84	0,25
+ 0,125 - 0,09	22	24	23	23,00	0,03	0,87	0,16
+ 0,09 - 0,074	14	11	13	12,67	0,01	0,88	0,13
+ 0,074 - 0	108	107	102	105,67	0,12	1,00	0,12
Tota:	900	900	900	900,00	100,00		

Tabla 4.- Resultados de la molienda para t=3 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	30	36	39	35,00	0,04	0,04	1,00
+ 2 - 1,6	49	42	39	43,33	0,05	0,09	0,96
+1,6 - 1	86	81	77	81,33	0,09	0,18	0,91
+ 1 - 0,8	202	193	192	195,67	0,22	0,39	0,82
+ 0,8 - 0,6	59	76	82	72,33	0,08	0,48	0,61
+ 0,6 - 0,4	21	22	24	22,33	0,02	0,50	0,52
+ 0,4 - 0,315	30	29	27	28,67	0,03	0,53	0,50
+ 0,315 - 0,25	30	31	32	31,00	0,03	0,57	0,47
+ 0,25 - 0,2	7	9	8	8,00	0,01	0,58	0,43
+ 0,2 - 0,125	76	69	74	73,00	0,08	0,66	0,42
+ 0,125 - 0,09	33	36	35	34,67	0,04	0,69	0,34
+ 0,09 - 0,074	46	49	43	46,00	0,05	0,75	0,31
+ 0,074 - 0	231	227	228	228,67	0,25	1,00	0,25
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 5.- Resultados de la molienda para t=4 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	11	11	12	11,33	0,01	0,01	1,00
+ 2 - 1,6	30	29	32	30,33	0,03	0,05	0,99
+1,6 - 1	53	55	58	55,33	0,06	0,11	0,95
+ 1 - 0,8	92	90	88	90,00	0,10	0,21	0,89
+ 0,8 - 0,6	81	81	79	80,33	0,09	0,30	0,79
+ 0,6 - 0,4	18	19	20	19,00	0,02	0,32	0,70
+ 0,4 - 0,315	61	60	59	60,00	0,07	0,38	0,68
+ 0,315 - 0,25	26	26	28	26,67	0,03	0,41	0,62
+ 0,25 - 0,2	42	40	45	42,33	0,05	0,46	0,59
+ 0,2 - 0,125	79	85	76	80,00	0,09	0,55	0,54
+ 0,125 - 0,09	52	47	54	51,00	0,06	0,61	0,45
+ 0,09 - 0,074	26	27	24	25,67	0,03	0,64	0,39
+ 0,074 - 0	329	330	325	328,00	0,36	1,00	0,36
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Tabla 6.- Resultados de la molienda para t=5 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	10	8	15	11,00	0,01	0,01	1,00
+ 2 - 1,6	20	21	22	21,00	0,02	0,04	0,99
+1,6 - 1	60	64	57	60,33	0,07	0,10	0,96
+ 1 - 0,8	93	92	98	94,33	0,10	0,21	0,90
+ 0,8 - 0,6	80	79	75	78,00	0,09	0,29	0,79
+ 0,6 - 0,4	17	19	24	20,00	0,02	0,32	0,71
+ 0,4 - 0,315	55	53	50	52,67	0,06	0,37	0,68
+ 0,315 - 0,25	24	24	26	24,67	0,03	0,40	0,63
+ 0,25 - 0,2	12	11	14	12,33	0,01	0,42	0,60
+ 0,2 - 0,125	55	58	51	54,67	0,06	0,48	0,58
+ 0,125 - 0,09	62	63	60	61,67	0,07	0,55	0,52
+ 0,09 - 0,074	18	19	15	17,33	0,02	0,56	0,45
+ 0,074 - 0	394	389	393	392,00	0,44	1,00	0,44
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Influencia de la carga de bolas en el molino de bolas para un 50 %.

Tabla 7.- Resultados de la molienda para t=1 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio Peso (g)	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)			γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	551	534	548	544,33	0,60	0,60	1,00
+ 2 - 1,6	104	117	107	109,33	0,12	0,73	0,40
+1,6 - 1	66	69	68	67,67	0,08	0,80	0,27
+ 1 - 0,8	45	50	47	47,33	0,05	0,85	0,20
+ 0,8 - 0,6	22	20	19	20,33	0,02	0,88	0,15
+ 0,6 - 0,4	6	7	8	7,00	0,01	0,88	0,12
+ 0,4 - 0,315	10	10	9	9,67	0,01	0,90	0,12
+ 0,315 - 0,25	5	4	7	5,33	0,01	0,90	0,10
+ 0,25 - 0,2	7	9	7	7,67	0,01	0,91	0,10
+ 0,2 - 0,125	14	15	16	15,00	0,02	0,93	0,09
+ 0,125 - 0,09	15	14	13	14,00	0,02	0,94	0,07
+ 0,09 - 0,074	7	8	7	7,33	0,01	0,95	0,06
+ 0,074 - 0	48	43	44	45,00	0,05	1,00	0,05
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Tabla 8.- Resultados de la molienda para t=2 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio Peso (g)	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)			γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	334	341	336	337,00	0,37	0,37	1,00
+ 2 - 1,6	134	130	133	132,33	0,15	0,52	0,63
+1,6 - 1	78	82	79	79,67	0,09	0,61	0,48
+ 1 - 0,8	97	101	99	99,00	0,11	0,72	0,39
+ 0,8 - 0,6	37	28	38	34,33	0,04	0,76	0,28
+ 0,6 - 0,4	9	11	8	9,33	0,01	0,77	0,24
+ 0,4 - 0,315	20	19	24	21,00	0,02	0,79	0,23
+ 0,315 - 0,25	7	8	5	6,67	0,01	0,80	0,21
+ 0,25 - 0,2	7	7	8	7,33	0,01	0,81	0,20
+ 0,2 - 0,125	20	19	17	18,67	0,02	0,83	0,19
+ 0,125 - 0,09	14	16	16	15,33	0,02	0,85	0,17
+ 0,09 - 0,074	11	15	13	13,00	0,01	0,86	0,15
+ 0,074 - 0	132	123	124	126,33	0,14	1,00	0,14
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 9.- Resultados de la molienda para t=3 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	217	224	216	219,00	0,24	0,24	1,00
+ 2 - 1,6	140	136	139	138,33	0,15	0,40	0,76
+1,6 - 1	97	98	101	98,67	0,11	0,51	0,60
+ 1 - 0,8	117	115	108	113,33	0,13	0,63	0,49
+ 0,8 - 0,6	47	47	53	49,00	0,05	0,69	0,37
+ 0,6 - 0,4	9	10	8	9,00	0,01	0,70	0,31
+ 0,4 - 0,315	27	25	30	27,33	0,03	0,73	0,30
+ 0,315 - 0,25	7	7	6	6,67	0,01	0,73	0,27
+ 0,25 - 0,2	11	13	9	11,00	0,01	0,75	0,27
+ 0,2 - 0,125	25	26	23	24,67	0,03	0,77	0,25
+ 0,125 - 0,09	18	16	20	18,00	0,02	0,79	0,23
+ 0,09 - 0,074	13	12	15	13,33	0,01	0,81	0,21
+ 0,074 - 0	172	171	172	171,67	0,19	1,00	0,19
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Tabla 10.- Resultados de la molienda para t=4 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	66	68	66	66,67	0,07	0,07	1,00
+ 2 - 1,6	64	60	65	63,00	0,07	0,14	0,93
+1,6 - 1	90	91	88	89,67	0,10	0,24	0,86
+ 1 - 0,8	137	132	134	134,33	0,15	0,39	0,76
+ 0,8 - 0,6	80	88	84	84,00	0,09	0,49	0,61
+ 0,6 - 0,4	15	13	14	14,00	0,02	0,50	0,51
+ 0,4 - 0,315	40	44	41	41,67	0,05	0,55	0,50
+ 0,315 - 0,25	19	17	17	17,67	0,02	0,57	0,45
+ 0,25 - 0,2	9	10	8	9,00	0,01	0,58	0,43
+ 0,2 - 0,125	64	65	70	66,33	0,07	0,65	0,42
+ 0,125 - 0,09	28	30	28	28,67	0,03	0,68	0,35
+ 0,09 - 0,074	12	10	9	10,33	0,01	0,69	0,32
+ 0,074 - 0	276	272	276	274,67	0,31	1,00	0,31
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 11.- Resultados de la molienda para t=5 min.

Clase de tamaño (mm)	Réplicas			Promedio	Peso (%)	Salida sumaria	
	1 ^{ra} Peso (g)	2 ^{da} Peso (g)	3 ^{ra} Peso (g)	Peso (g)		γ (+)	γ (-)
+ 3,15 - 2	32	38	30	33,33	0,04	0,04	1,00
+ 2 - 1,6	54	50	59	54,33	0,06	0,10	0,96
+1,6 - 1	65	64	69	66,00	0,07	0,17	0,90
+ 1 - 0,8	144	143	139	142,00	0,16	0,33	0,83
+ 0,8 - 0,6	75	77	75	75,67	0,08	0,41	0,67
+ 0,6 - 0,4	20	18	21	19,67	0,02	0,43	0,59
+ 0,4 - 0,315	50	53	49	50,67	0,06	0,49	0,57
+ 0,315 - 0,25	24	22	27	24,33	0,03	0,52	0,51
+ 0,25 - 0,2	26	25	24	25,00	0,03	0,55	0,48
+ 0,2 - 0,125	51	55	49	51,67	0,06	0,60	0,45
+ 0,125 - 0,09	39	37	42	39,33	0,04	0,65	0,40
+ 0,09 - 0,074	14	16	14	14,67	0,02	0,66	0,35
+ 0,074 - 0	306	302	302	303,33	0,34	1,00	0,34
Total:	900	900	900	900,00	100,00		

Influencia de carga de bolas en el molino de bolas para un 50 %

Tabla 12.- Determinación del $\ln(R_i(t))$

	Tamaño de partículas (mm)	tiempo (min)				
		1	2	3	4	5
Y ₁	d=2	-0,50	-0,98	-1,41	-2,60	-3,30
Y ₂	d=1,6	-0,32	-0,65	-0,92	-1,94	-2,33
Y ₃	d=1	-0,22	-0,49	-0,68	-1,41	-1,77
Y ₄	d=0,8	-0,16	-0,33	-0,46	-0,93	-1,11
Y ₅	d=0,6	-0,13	-0,28	-0,38	-0,72	-0,89
Y ₆	d=0,4	-0,12	-0,26	-0,36	-0,69	-0,83
Y ₇	d=0,315	-0,11	-0,23	-0,32	-0,60	-0,71
Y ₈	d=0,25	-0,10	-0,22	-0,31	-0,57	-0,66
Y ₉	d=0,2	-0,09	-0,21	-0,29	-0,55	-0,61
Y ₁₀	d=0,125	-0,08	-0,19	-0,26	-0,43	-0,51
Y ₁₁	d=0,09	-0,06	-0,17	-0,23	-0,38	-0,44
Y ₁₂	d=0,074	-0,05	-0,15	-0,21	-0,36	-0,41
Y ₁₃	d=0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 13.- Determinación del $\ln (R_i(t))/\ln (R_1(t))$

	Tamaño de partículas (mm)	tiempo (min)				
		1	2	3	4	5
Y_1	d=2	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
Y_2	d=1,6	0,64	0,66	0,65	0,74	0,71
Y_3	d=1	0,44	0,50	0,48	0,54	0,54
Y_4	d=0,8	0,31	0,33	0,32	0,36	0,34
Y_5	d=0,6	0,26	0,28	0,27	0,28	0,27
Y_6	d=0,4	0,24	0,27	0,26	0,26	0,25
Y_7	d=0,315	0,22	0,24	0,23	0,23	0,22
Y_8	d=0,25	0,21	0,23	0,22	0,22	0,20
Y_9	d=0,2	0,19	0,22	0,21	0,21	0,18
Y_{10}	d=0,125	0,15	0,19	0,18	0,16	0,15
Y_{11}	d=0,09	0,12	0,17	0,16	0,15	0,13
Y_{12}	d=0,074	0,10	0,15	0,15	0,14	0,12
Y_{13}	d=0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Tabla 14.- Influencia de la carga de bolas en la función B para diferentes cargas de bolas en el molino (40 y 50) %

Para 40%	Para 50%
$K=B_2=1$	$K=B_2=1$
$K=B_{1,6}=0,65$	$K=B_{1,6}=0,61$
$K=B_1=0,47$	$K=B_1=0,43$
$K=B_{0,8}=0,29$	$K=B_{0,8}=0,31$
$K=B_{0,6}=0,23$	$K=B_{0,6}=0,27$
$K=B_{0,4}=0,22$	$K=B_{0,4}=0,25$
$K=B_{0,315}=0,19$	$K=B_{0,315}=0,23$
$K=B_{0,25}=0,18$	$K=B_{0,25}=0,22$
$K=B_{0,2}=0,17$	$K=B_{0,2}=0,21$
$K=B_{0,125}=0,11$	$K=B_{0,125}=0,18$
$K=B_{0,09}=0,11$	$K=B_{0,09}=0,15$
$K=B_{0,074}=0,08$	$K=B_{0,074}=0,12$
$K=B_0=0$	$K=B_0=0$

Diplomantes:

1. Reinier Giralto Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.

Tabla 15.- Influencia de la carga de bolas en la función \underline{S} para diferentes cargas de bolas en el molino (40 y 50) %

Para 40%	Para 50%
$K=S_2=0$	$K=S_2=0$
$K=S_{1,6}=0,010$	$K=S_{1,6}=0,015$
$K=S_1=0,005$	$K=S_1=0,009$
$K=S_{0,8}=0,006$	$K=S_{0,8}=0,010$
$K=S_{0,6}=0,003$	$K=S_{0,6}=0,007$
$K=S_{0,4}=0,003$	$K=S_{0,4}=0,007$
$K=S_{0,315}=0,003$	$K=S_{0,315}=0,007$
$K=S_{0,25}=0,002$	$K=S_{0,25}=0,006$
$K=S_{0,2}=0,002$	$K=S_{0,2}=0,006$
$K=S_{0,125}=0,005$	$K=S_{0,125}=0,009$
$K=S_{0,09}=0,005$	$K=S_{0,09}=0,008$
$K=S_{0,074}=0,004$	$K=S_{0,074}=0,006$
$K=S_0=0$	$K=S_0=0$

Diplomantes:

1. Reinier Giralt Ortega.
2. Idermis Téllez Rodríguez.