



**REPÚBLICA DE CUBA**

**MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR**

**INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO**

**Dr. Antonio Núñez Jiménez**

**FACULTAD DE METALURGIA Y ELECTROMECAÁNICA**

**DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA ELÉCTRICA**

**MEJORA DE LA EFICIENCIA ENERGÉTICA EN LA  
MOLIENDA DE LAS MENAS LATERÍTICAS PARA LA  
EMPRESA COMANDANTE ERNESTO CHE GUEVARA**

**TESIS PRESENTADA EN OPCIÓN AL TÍTULO DE MASTER EN  
ELECTROMECAÁNICA**

**Osmany Pérez Aballe**

**Moa – 2012**



**REPÚBLICA DE CUBA**  
**MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR**  
**INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO**  
**Dr. Antonio Núñez Jiménez**  
**FACULTAD DE METALURGIA Y ELECTROMECAÁNICA**  
**DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA ELÉCTRICA**

**MEJORA DE LA EFICIENCIA ENERGÉTICA EN LA  
MOLIENDA DE LAS MENAS LATERÍTICAS PARA LA  
EMPRESA COMANDANTE ERNESTO CHE GUEVARA**

**TESIS PRESENTADA EN OPCIÓN AL TÍTULO DE MASTER EN  
ELECTROMECAÁNICA**

**Autor: Prof Asist., Ing. Osmany Pérez Aballe**

\_\_\_\_\_

**Tutores: Prof. Tit., Ing. Reinaldo Laborde Brown, Dr.C.**

\_\_\_\_\_

**Prof. Aux., Ing. Ignacio Romero Rueda, M.Sc.**

\_\_\_\_\_

Moa – 2012

## DECLARACIÓN JURADA.

Yo, Ing. Osmany Pérez Aballe, autor de este trabajo y los tutores Dr.C. Reinaldo Laborde Brown y M. Sc. Ignacio Romero Rueda, declaramos la propiedad intelectual del mismo al servicio del Instituto Superior Minero Metalúrgico para que dispongan de su uso cuando estimen menester.

Ing. Osmany Pérez Aballe

Dr. C. Reinaldo Laborde Brown

M. Sc. Ignacio Romero Rueda

## **Pensamiento**

“Mientras usted no pueda expresar en números lo que habla, no sabe nada al respecto; pero cuando usted puede expresar en números sus pensamientos ha entrado en una nueva etapa del conocimiento científico.”

Lord Kelvin

**Dedicatoria:**

**A mis padres...**

## **Agradecimientos:**

Como bien es sabido, solo, no se logra un peldaño del conocimiento en la historia de la lucha por el saber,

Es por ello que agradezco con todo cariño y sinceridad:

A **mis tutores** por su ayuda desinteresada

Dr. C. Reynaldo Laborde Brown e Ignacio Romero Rueda,

quienes han sido guía y ayuda

durante todo el tiempo que duró la realización de este trabajo,

a los **profesores amigos** del departamento de eléctrica,

a los compañeros de los **talleres eléctricos** de las fábricas Pedro Soto y Che Guevara

por su incondicional apoyo.

**A mis padres** por haberme impulsado a lograr este objetivo.

**A mi esposa** Lianne,

A mis **suegros**

A mi **hermano y cuñado**,

A todas aquellas personas que de una forma u otra me han apoyado,

**muchas gracias.**

## Resumen

La eficiencia del proceso de molienda se controla a través de la estadística del consumo específico de energía sin considerar las variaciones de los parámetros fundamentales que influyen en la variabilidad de este. El trabajo caracterizó el comportamiento energético de la unidad de molienda de la planta piloto del CEDINIQ ante cambios en las variables metalúrgicas que más le afectan el consumo específico de energía y la productividad: el flujo de alimentación del mineral fresco; la carga de bolas del molino; y el flujo de aire hacia el molino, para un material de granulometría fina y variable. El trabajo se desarrolla a través de las mediciones de las potencias de entrada, flujo de mineral y flujo de aire en la unidad de molienda partiendo de un diseño experimental de tres factores, controlando las variables definidas inicialmente, en un amplio espectro. Los resultados de la influencia de estas variables de control en el consumo de energía de la unidad de molienda y sus elementos particulares se obtienen y se verifican por un análisis de varianza y regresión estadística. De los resultados de la investigación se concluye que el consumo de energía de la unidad de molienda es afectado directamente por el grado de llenado de bolas del molino y el flujo de aire a través del sistema, siendo estos factores los que más influyen, según los análisis estadísticos se establece que los valores de consumo específico de energía con alta productividad ocurre cuando: el número de bolas es mínimo (25%), la alimentación de mineral es alta (2.8 t/h) y el flujo de aire bajo de 4080  $m^3/h$ .

## **Abstract**

The grinding process efficiency is controlled by the statistic of the specific energy consumption without considering variations of the principal parameters influencing on its variability. Through input power, ore and air flow in the grinding unit measurements the investigation is developed, starting from a three factor experimental design, controlling the previously defined variables in a widespread spectrum. Results of the influence of these control variables in the grinding unit's energy consumption and its specific features are obtained and are certified by statistic methods of variance and regression. From results the grinding unit's energy consumption is proportional to the quantity of balls inside the mill and the air flow through the system, is concluded. By statistical analysis is established that specific energy consumption values with high productivity occur when: the number of balls is minimum (25 %), the ore feeding is high (2.8 t/h) and the air flow is low (4080 m<sup>3</sup>/h).

---

## Índice

Índice.....	I
Introducción.....	V
Capítulo I Marco teórico referencial sobre eficiencia energética en la molienda de menas lateríticas. ....	1
1.0 Introducción.....	1
1.1 Estado del arte, antecedentes y actualidad.....	1
1.1.1 Relación serpentinita-limonita. ....	2
1.1.2 Coeficiente de llenado de bolas del molino. ....	4
1.1.3 Cinética del molino de bolas.....	5
1.1.4 Régimen aerodinámico.....	6
1.1.5 Composición granulométrica del mineral.....	7
1.1.6 Método de Bond. ....	8
1.2 Molino de bolas. ....	10
1.2.1 Características de las bolas. ....	12
1.2.2 Desgaste de bolas.....	12
1.2.3 Llenado del molino de bolas.....	13
1.2.4 Peso de las bolas. ....	13
1.3 Transporte neumático.....	15
1.3.1 Control de flujo en ventiladores. ....	16
1.3.2 Regulación de flujo en ventiladores de tiro forzado de mineral. ....	16
1.4 Definición del índice de Bond. ....	17
1.4.1 Ensayo estándar de Bond. ....	18

1.4.2 Factores de corrección del índice de Bond. ....	19
1.5 Influencia de parámetros metalúrgicos sobre el consumo de energía.....	20
1.5.1 Influencia de la alimentación del mineral y la carga de bolas del molino sobre el consumo de energía.....	20
1.5.2 Influencia del flujo de aire sobre el consumo de energía.....	22
1.5.3 Influencia de la relación serpentina-limonita sobre el consumo de energía. ....	23
1.5.4 Influencia de la granulometría sobre el consumo de energía. ....	25
1.6 Conclusiones.....	25
Capítulo II Materiales y Métodos.....	26
2.0 Introducción.....	26
2.1 Caracterización del proceso de molienda.....	26
2.2 Descripción del objeto de estudio.....	27
2.2.1 Descripción del Flujo tecnológico. ....	28
2.3 Características del equipamiento de la instalación de molienda. ....	30
2.4 Caracterización de la mena lateríticas.....	32
2.5 Diseño del experimento.....	34
2.6 Procedimientos para la ejecución de los experimentos.....	36
2.6.1 Determinación del coeficiente de alimentación del molino $Q_e$ , t/h. ....	37
2.6.2 Determinación del coeficiente de porcentaje de bolas del molino $\varphi$ , %.....	38
2.6.3 Determinación del coeficiente de flujo de aire $Q_a$ , m <sup>3</sup> /h.....	40
2.7 Características del equipo de medición.....	40
2.7.1 Programación y cableado de la PQM. ....	41
2.8 Método para la determinación de la carga de bolas del molino de Bond. ....	43
2.8.1 Ajuste de la carga de bolas para la prueba de Bond. ....	44

2.10 Conclusiones.....	45
Capítulo III Resultados y discusión. ....	47
3.0 Introducción.....	47
3.1 Índice de Bond a escala de laboratorio. ....	47
3.1.1 Análisis de los resultados obtenidos en la determinación del índice de Bond.....	47
3.3 Resultados del experimento factorial.....	49
3.3.1 Análisis de estadístico. ....	54
3.4 Valoración económica. ....	61
3.5 Conclusiones del capítulo.....	64
Conclusiones Generales: .....	65
Recomendaciones:.....	66
Referencias bibliográficas .....	67
Anexos .....	I
Anexo 1 .....	I
A.1 Dinámica de los ventiladores centrífugos.....	I
Anexo 2 .....	IV
A.2 Análisis crítico del método de Bond (Austin. L; Brame 1983). ....	IV
Anexo 3 .....	IV
A.3 Metodología para la determinación experimental del índice de Bond. ....	IV
Anexo 4 .....	VIII
A.4 Determinación de los parámetros de alimentación de mineral al molino $Q_e$ , t/h. .	VIII
Anexo 5 .....	IX
A.5 Determinación de los parámetros aerodinámicos del molino $Q_a$ , $m^3/h$ . ....	IX

Anexo A6.....	X
A.6 Cálculo del índice de Bond. ....	X

## Introducción

El actual escenario energético mundial está atravesando por una crisis, del cual Cuba no es ajena; hay que explotar todas las alternativas que tributen al uso más racional de los portadores energéticos.

La molienda seca del mineral laterítico ha sido objeto de estudio con el fin de profundizar en los complejos fenómenos que tienen lugar durante el proceso industrial y sus altos consumos energéticos. En Cuba existen plantas procesadoras de las menas oxidadas de níquel y cobalto, una de ellas ubicada al nordeste de la zona oriental, la Empresa minera “Comandante Ernesto Che Guevara”, en Moa. Esta planta incluye la molienda como parte del proceso de preparación del mineral, en la misma está establecido moler de forma conjunta las fracciones serpentiniticas y limoníticas a razón de 1:3, sin embargo, en la práctica se observa que es difícil mantener de forma estable esta relación (Llorente 2003).

Por proyecto en el esquema tecnológico de la cadena productiva se tiene concebido la preparación del mineral, basado fundamentalmente en el secado y reducción granulométrica, este último aspecto de vital importancia para los procesos de reducción y lixiviación, pues en ambos la eficiencia de extracción está determinada en gran medida por el régimen difusivo; específicamente la molienda produce un incremento de la superficie activa de las partículas de mineral.

Se estima que aproximadamente el 3% de la energía que producen los países industrializados se consume en el proceso de la molienda del mineral, mientras que en las plantas de beneficio entre el 50 y 70 % del gasto energético corresponde a esta labor (Aviliov & Zabrobsk 1987). Específicamente en la sección de molienda la potencia instalada para un módulo es cercana a los 1200 kW, por lo que cualquier acción que conduzca al mejoramiento del indicador energético de los molinos de esta entidad, redundará en una disminución de los costos de operación y producción de níquel y cobalto.

## Introducción

Aldana S y Legrá L (1996) analizaron que la productividad de los molinos se mide por el número de toneladas de mineral inicial desmenuzado, por la cantidad de toneladas formadas nuevamente y por la cantidad de toneladas con granulometría con características de producto final por unidad de tiempo. Depende de varios factores, entre los más significativos:

1. Fineza del mineral de alimentación.
2. Grado de llenado del molino con la carga de bolas.
3. Insuficiente capacidad de los equipos que alimentan y extraen el material procesado y que suministran los insumos energéticos, electricidad fundamentalmente.
4. Humedad de mineral de alimentación.
5. Limitación de potencia de los equipos básicos, en este caso el molino y ventilador centrífugo.

En el área de preparación de mineral de la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” después de secado de mineral y antes del proceso de molienda se instaló una criba de tambor con  $d=10$  mm, permitiendo que el mineral a moler sea más uniforme en su granulometría y rechazar las fracciones superiores a esta dimensión. Esta modificación debe contribuir al mejoramiento del rendimiento de la instalación de molienda, sin embargo se continúa operando las bajo las mismas condiciones de diseño (Téllez Pérez 2010).

Como parte del programa de perfeccionamiento empresarial de las empresas niquelíferas cubanas procesadoras del mineral laterítico, surge la necesidad de elevar la eficiencia del proceso de molienda, para lo cual es imprescindible la determinación del consumo energético del proceso. Para la unidad de molienda se encuentra en el rango de 13,33 a 13,77 kWh.

Uno de los métodos que se utiliza para determinar la eficiencia del proceso de molienda es llevar un control estadístico del consumo específico de energía, sin embargo este método no considera el control de la carga de bolas del molino y del flujo de aire a través del sistema que influyen en la variabilidad del consumo de energía. Tampoco tiene en cuenta

## Introducción

una referencia, como el índice de Bond que es un indicador con gran aceptación en la práctica mundial, para los trabajos de racionalización del consumo de energía de los molinos de bolas.

### **Situación problemática:**

La eficiencia energética en el proceso de molienda de la planta de preparación de minerales de la empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” se desconoce, se han realizado diferentes trabajos de investigación con el fin de mejorarla, pero los resultados no satisfacen. Actualmente las condiciones de molienda se mantienen a pesar de disminuir el diámetro máximo de las partículas de alimentación al molino hasta 10 mm.

### **Problema científico:**

Insuficiente conocimiento de la variación del consumo específico de energía del proceso de molienda de la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” que garantice una explotación racional, ante la variación de los parámetros: flujo de alimentación fresca  $Q_e$  (t/h), carga de bolas  $\varphi$ (%) y flujo de aire hacia el molino  $Q_a$  ( $m^3/h$ ), cuando la granulometría de alimentación no supera los 10 mm.

### **Objeto de la investigación:**

Proceso de molienda de la empresa Comandante Ernesto Che Guevara.

### **Campo de acción:**

Productividad y consumo específico de energía en el proceso de molienda de las menas lateríticas procedentes de los yacimientos de Moa, a escala de planta piloto, para un material de alimentación al molino con un tamaño máximo de las partículas no superior a los 10 mm.

### **Objetivo del trabajo:**

Mejorar la eficiencia energética de la molienda de las menas lateríticas para un material con granulometría inferior a los 10 mm, variando el flujo de alimentación fresca  $Q_e$  (t/h), carga de bolas  $\varphi$  (%) y flujo de aire hacia el molino  $Q_a$  ( $m^3/h$ ), para lograr una mejora de la productividad y una disminución del consumo específico de energía.

### **Hipótesis de la investigación:**

La mejora de la eficiencia energética y la productividad de la molienda de mineral con el diámetro máximo de 10 mm del material de alimentación, puede lograrse variando el flujo de alimentación fresca  $Q_e$  (t/h), carga de bolas  $\varphi$ (%) y flujo de aire hacia el molino  $Q_a$  ( $m^3/h$ ), para obtener una disminución del consumo específico de energía.

### **Objetivos Específicos:**

- Determinar el comportamiento energético de una unidad de molienda para un reajuste de su carga de bola con relación a la carga de diseño.
- Determinar el grado de influencia de las variables: flujo de alimentación fresca  $Q_e$  (t/h), carga de bolas  $\varphi$ (%) y flujo de aire hacia el molino  $Q_a$  ( $m^3/h$ ), sobre la productividad y el consumo específico de energía de una unidad de molienda.

### **Tareas del trabajo:**

- Revisión de la bibliográfica.
- Diseño de experimento factorial a escala planta piloto.
- Determinación del índice de Bond de las menas lateríticas que se procesan en la empresa Comandante Ernesto Che Guevara.
- Desarrollo de la experimentación.
- Procesamiento estadístico de la información.
- Análisis técnico económico.

### **Métodos de investigación:**

- Método de investigación documental y bibliográfica para la sistematización del conjunto de conocimientos y teorías relacionadas con el objeto de estudio.
- Método de la modelación físico - matemática para la molienda de mineral para obtener las ecuaciones de correspondencia de consumo específico de energía y productividad para las variables del sistema..
- Método de investigación teórico - experimental para describir, caracterizar el objeto de estudio así como sus principales variables y regularidades a escala semi-industrial.
- Análisis y síntesis.

En el desarrollo de la investigación se toman como base los estudios efectuados por prestigiosos investigadores relacionados en la bibliografía, así como la información recopilada de trabajos de investigación, proyectos y tesis realizadas en la planta piloto, CEDINIQ.

### **Resultados esperados**

Establecer el rango de variación del consumo específico de energía en la unidad de molienda cuando se procesa mineral con tamaño inferior a 10 mm a nivel de planta piloto, con vista a extrapolar los resultados en futuras investigaciones a escala industrial.

---

## **Capítulo I Marco teórico referencial sobre eficiencia energética en la molienda de menas lateríticas.**

### **1.0 Introducción.**

A partir del análisis de los trabajos precedentes, se define la metodología a seguir para implementar las tareas y objetivos planteados. Se elabora la base teórica sobre la molienda del mineral laterítico en molino de bolas y se describe la teoría relacionada con el cálculo del índice de Bond (Bond 1952). Siendo objetivo de este capítulo determinar la dependencia de la productividad y el consumo de energía en el proceso de molienda.

### **1.1 Estado del arte, antecedentes y actualidad.**

Según plantea Aróstegui (1978) una investigación científica debe siempre estar sustentada por una parte empírica y otra teórica, de ahí que sea necesario utilizar los métodos que caracterizan a cada una de ellas para desarrollar científicamente las mismas a partir de una clara caracterización del objeto, del planteamiento del problema, los objetivos, la hipótesis y las tareas.

La revisión bibliográfica está orientada en dos líneas fundamentales: la primera relacionada con el enfoque teórico y metodológico en la determinación del índice de Bond y la segunda relacionados con el consumo de energía y su relación con el porcentaje de carga de bolas del molino; composición química y granulometría del mineral; y régimen aerodinámico del sistema.

Se reconoce que hasta un 99 % de la energía consumida en la molienda de un mineral se gasta en el movimiento del molino; en ruido y en calor sólo el 1%, (Lynch 1980; Austin. L. G. ; Brame 1983; Aviliov & Zabrobsk 1987; Taylor 1998; Marchese 2004). En el proceso de molienda del mineral laterítico cubano los factores que más afectan el comportamiento energético son: grado de llenado de elementos triturantes del molino y el régimen aerodinámico del proceso. (Llorente 2003; Torres 2003; Laborde B; A. Coello 2004; Coello V; Menéndez; Laborde 2005; Mendoza S 2008; Téllez Pérez 2010; Pérez Aballe 2012).

Luckie (1972) aborda el tema de la reducción del mineral a tamaño conveniente para el proceso en la mejora del comportamiento energético de los molinos de bolas, sin embargo no presenta con profundidad el término eficiencia y productividad de la molienda.

En el consumo de energía de los molinos de bolas en el proceso de molienda influyen diferentes aspectos que son tratados en la literatura consultadas (Aldana S & Legrá L 1996; Lafargue 2005; Téllez Pérez 2010):

- Relación serpentinita-limonita
- Coeficiente de llenado de bolas del molino.
- Carga de bolas
- Granulometría
- Flujo de aire

#### *1.1.1 Relación serpentinita-limonita.*

La relación serpentinita-limonita del mineral laterítico, para el proceso de molienda, influye en el tiempo que demora en el interior del molino de bolas una cantidad específica de materia prima, esto se debe a que la serpentinita puede tener grados de dureza muy superiores a la limonita. La relación básica para los estudios es cuando se muele un mineral con 25 % de serpentinita y 75 % de limonita (según está considerado en el proyecto del proceso industrial). Se considera el producto molido cuando 80 % de las partículas que lo conforman han sido transformadas en un tamaño por debajo de 74  $\mu\text{m}$ ; esta constituye la condición primordial de calidad en el producto del proceso industrial y como condiciones complementarias se establecen que, el contenido de la clase +150  $\mu\text{m}$  sea inferior a 5 %, y -44  $\mu\text{m}$  inferior a 75 % según lo planteado por Landsay (1987).

El consumo específico de energía en el proceso de molienda mantiene una tendencia lineal y creciente con el aumento del contenido de serpentinita en el mineral. La potencia que demanda el molino depende prácticamente de la carga de bolas (Laborde B 2000;

Coello 1993), por tanto mientras más tiempo transcurra en lograr la granulometría necesaria por el proceso (cuando la presencia de serpentina es superior al 25%), mayor es el consumo de energía del molino.

Tijonov (2001); (Coello. 2001) realizan un análisis crítico-valorativo sobre los modelos más convencionales que describen la relación matemática entre la energía consumida en la molienda y la reducción dimensional, con ayuda de un experimento factorial completo. Los autores, reduciendo la carga de bolas en un 5%, obtuvieron un ahorro energético de 0.6 kWh.

Para el mineral laterítico a medida que aumenta el contenido de serpentina en la mezcla, para los valores de la ecuación 1.1, la razón específica de la fragmentación (S), son menores, y se alcanzan los valores máximos para el caso en que el mineral es prácticamente limonítico (parte terrosa del mineral) y los valores mínimos para el caso serpentinitico (parte rocosa del mineral). Esto demuestra que con el aumento del contenido de serpentina en el mineral el proceso transcurre más lento, por lo que disminuye la productividad del molino y aumenta el consumo específico de energía (Brown *et al.* 2004).

$$\frac{\partial M(x,t)}{\partial t} = -S(x) M(x,t) + \int_x^{\infty} S(y) b(x,y) M(y,t) dy \quad (1.1)$$

donde:

$S(x)$ : razón de la fragmentación.

$b(x, y)$ : tasa de la fragmentación.

$M(x, y)$ : distribución de la fragmentación.

En este modelo se asume que:

1. La fragmentación de una partícula es independiente de su historia pasada, es decir, es un proceso sin memoria.

2. La fragmentación de las partículas es independiente del medio en general circundante, es decir, se desprecia la interacción partícula – partícula.
3. La función razón de la fragmentación  $S(x)$  solamente depende del tamaño  $x$  de la partícula, y la función de distribución de la fragmentación  $B(x, y)$  depende solamente de los tamaños  $y, x$ .
4. Está ausente el aumento de tamaño de las partículas por agregación.
5. El proceso de fragmentación es independiente de la posición de las partículas en el medio de conminución, o las partículas están completamente mezcladas.

Como se deduce de los trabajos investigativos, la composición química del mineral (Serpentinita - Limonita) es decisiva en el consumo específico de la unidad de molienda, ya que entre mayor cantidad de material Serpentinita mayor tiempo debe transcurrir este en el interior del molino para lograr las características de fino necesarias, aunque no se llega a una relación definida entre la composición química de la mena a procesar y la carga de bolas más eficiente.

#### *1.1.2 Coeficiente de llenado de bolas del molino.*

Dentro de la multitud de fenómenos físicos y físicos-químicos que tienen lugar durante la molienda de los minerales lateríticos por vía seca se pueden citar la agregación y desintegración de conglomerados, la variación de la dureza del mineral en un amplio diapasón, así como su densidad (Coello V 1993). El autor señala que una de las vías para el perfeccionamiento de la molienda de los minerales lateríticos lo constituye la optimización de la carga de bolas en el intervalo de 40-50 % mediante el aprovechamiento de las características particulares del mineral laterítico con el subsiguiente ahorro de energía.

El consumo de energía está ligado al grado de llenado del molino con los elementos triturantes (Laborde B 2000; Mendoza S 2008; Téllez Pérez 2010). Al incrementarse estos elementos se incrementa el consumo de energía, y esta adquiere su más alto valor cuando el molino está lleno hasta el máximo de su volumen posible (50,0% del volumen

total). Estas conclusiones se confirman con datos experimentales que plantean la relación directa entre el porcentaje de llenado de bolas con la potencia consumida por la unidad de molienda.

La relación del grado de llenado de bolas del molino con la potencia demandada por él, funcionando sin mineral, mantiene una proporcionalidad creciente con un coeficiente de determinación  $R^2=0.974$ , y el consumo específico de energía del molino con mineral y sin presencia de este solo difiere de un 10.5%, que confirma la relación lineal del grado de llenado de bolas con la potencia consumida por el molino(Mendoza S 2008).

Al analizar la influencia de la cantidad de bolas del molino sobre la productividad y la estrecha relación de esta última con la eficiencia energética del proceso de molienda, se evidencia la existencia de reservas energéticas en este proceso (Laborde B 2000). Se detecta que la principal causa de la baja eficiencia es la irregularidad de alimentación de mineral al molino, creando ausencias ocasionales dentro del sistema o baja productividad. Este autor no tiene en cuenta la influencia del beneficio de la mena y el cribado del mineral a la entrada del alimentador del molino.

Si bien es conocido que el consumo de energía en la unidad de molienda en un gran porcentaje es debido a las bolas en el molino no hay un análisis profundo con relación a la granulometría del mineral de alimentación y el porcentaje de llenado de bolas en el molino.

### *1.1.3 Cinética del molino de bolas.*

Las expresiones empíricas demuestran que las variaciones de la constante adimensional de la velocidad de molienda con el tamaño de alimentación son independientes de los diámetros de las bolas y de los tipos de materiales. En el trabajo de Andreiev *et al.* (1980) se obtienen ecuaciones que determinan las relaciones óptimas entre el tamaño de alimentación y el diámetro de la bola, y entre la constante máxima de la velocidad de molienda y el diámetro de la bola para los materiales utilizados.

La cinética de molienda de los minerales lateríticos para la fragmentación es caracterizada por un modelo matricial según Pérez (2003). A pesar de lo planteado no se aborda el tema del beneficio de la mena que se alimenta.

Laborde (2004) efectúa una investigación en la unidad de molienda, específicamente en sus dos equipos principales: el molino de bolas y el ventilador de recirculación. Los resultados arrojaron que la variabilidad observada en el consumo energético se debe, fundamentalmente, a la ausencia de estabilidad en el flujo de alimentación de los molinos. Se obtiene un modelo estadístico que permite predecir el comportamiento del consumo específico de energía en función de la productividad diaria de la sección de molienda.

Suárez (2004) expone los resultados obtenidos de un estudio realizado en la Planta de Preparación de Minerales (sección molienda) para determinar la relación entre el régimen dinámico y la operación del clasificador sobre los indicadores tecnológicos del proceso, sin embargo en este trabajo no se aborda el efecto que tiene las diferentes clases en el proceso de molienda.

#### *1.1.4 Régimen aerodinámico.*

Las bombas y ventiladores son calculados para cubrir los requerimientos máximos de la carga, sin embargo, es común que el sistema demande una amplia gama de puntos de operación, hasta fracciones de los parámetros de diseño de estos accionamientos (Ramos 1995; Rojas Purón 2005; Pérez Aballe 2011). Elementos como válvulas reguladoras o compuertas popularmente llamadas dämpers, son ampliamente utilizados en ventiladores y bombas para adecuarse a estas necesidades y aunque son confiables y simples afectan severamente la eficiencia del sistema.

El aire es el medio escogido por los diseñadores de esta metodología de obtención de níquel más cobalto para transportar el mineral laterítico de una parte a otra de la planta piloto. En el análisis de la consulta bibliográfica hasta el momento no da respuesta a la problemática escogida, en cuanto a energía disipada en los dampers ni con relación a las

condiciones cambiantes de molienda. En su mayoría aborda elementos aislados de los sistemas de transporte neumático y el ahorro energético con la sustitución del dámper por variadores de velocidad, pero no plantea la forma de lograr optimización mediante automatismo en el sistema de transporte neumático del mineral laterítico cubano. Esto impone la necesidad de ejecutar una investigación que contribuya a la mayor eficiencia de los sistemas actuales de transporte neumático en las industrias del níquel con tecnología carbonato amoniacal.

#### *1.1.5 Composición granulométrica del mineral*

Téllez Pérez (2010) determinó el consumo específico de energía del sistema de molienda, analizando la relación que existe entre las propiedades físico-químicas que presenta el mineral con que se alimenta el molino de bolas y el consumo específico de energía consumido por este. Fue realizado en la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” y uno de sus objetivos fue disminuir el consumo de energía en este proceso, pero no analiza con profundidad la influencia del porcentaje de finos en el mineral de alimentación fresca del molino.

En el trabajo de Ledesma (2010) se determina el consumo específico de energía de la unidad de molienda y en los principales agregados a éste proceso (ventiladores centrífugos) en la Empresa “Comandante René Ramos Latour”. Se analizó el comportamiento energético de las unidades anteriormente mencionadas antes las variaciones del flujo de aire y del mineral a alimentar con el objetivo de un mejor control y mejoramiento del indicador del consumo específico de energía (realizado a escala industrial), en esta investigación se plantea además que el 39.7% del mineral utilizado en Nicaro posee granulometría inferior a 74  $\mu\text{m}$ , lo que demuestra el alto grado de fino presente en el mineral a moler.

### *1.1.6 Método de Bond.*

El índice de Bond ha sido definido como el parámetro de la reducción de tamaño o dimensional, que expresa la resistencia del material a la trituración y a la molienda. Este índice se ha empleado en la industria desde finales de la década del 20 del pasado siglo XX (Aguado 2005).

Se efectúa el cálculo del índice de trabajo de Bond para los minerales lateríticos y se determina el valor real de consumo de energía para la molienda y la influencia que esta tiene sobre la variación del porcentaje de serpentina en la alimentación, se hace una caracterización granulométrica del mineral que entra al circuito de molienda, y tratan el ahorro de energía en el proceso de molienda y el aumento de la productividad del molino (Núñez 2003; Reina 2004).

En la investigación titulada “Consumo específico de energía eléctrica en el proceso de molienda de la laterita” citado también por Martínez (2005), se realiza un análisis sobre los principales factores que determinan el consumo de energía eléctrica en el proceso de molienda de la laterita, en la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”, analiza la influencia del grado de llenado de bolas del molino, sobre la productividad y la estrecha relación de esta última con la eficiencia energética del proceso.

Lafargue (2005) realiza un estudio del consumo específico de energía para la laterita del proceso industrial mediante la prueba de Bond. Además determina el índice operacional real de la sección de molienda de la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” el cual es comparado con el obtenido mediante la prueba de Bond, con el objetivo de valorar el comportamiento de la eficiencia energética y la productividad de los molinos industriales analiza la posibilidad de incrementar la productividad de los molinos así como una disminución de los costos de producción. A pesar del análisis que se realiza sobre la productividad del proceso de molienda no se trata el tema del beneficio del mineral en la productividad del proceso de molienda.

Se realiza un estudio de la influencia del beneficio en el consumo específico de energía y la productividad del proceso de molienda industrial de la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” mediante el ensayo de Bond a nivel de laboratorio (Ledesma 2010). En este se determina el consumo específico de energía y la productividad a escala de laboratorio para las clases (-200 mm, -10 mm y -6,3 mm) mediante el mencionado ensayo, lo cual arrojó como principales resultados que el incremento del tamaño de la fracción a moler, aumenta el valor del índice de Bond, lo que evidencia una variación en la molibilidad del mineral, motivado por cambios en la composición sustancial de este (relación Limonita – Serpentina). Con lo cual se demuestra la posibilidad de incrementar la productividad si se optimiza el Scalping a (-6mm).

Aldana S y Legrá L (1996) examinaron muestras compósitos para determinar el índice de trabajo del material ( $W_i$ ), en kWh/t de mineral y resulta indicativo la molibilidad del mismo. Como carga circulante se adoptó un 250 % de la masa de alimentación, lo cual permite simular la operación de molienda en circuito cerrado. A partir de un catálogo de la Compañía Allis-Chalmers para determinar las dimensiones de los molinos de la empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” y la potencia instalada en cada uno de estos, con el valor del índice de trabajo determinado para cada mineral (muestras). El trabajo sirve de base para determinar, a escala de laboratorio, la energía requerida para el desmenuzamiento del mineral laterítico que procesa actualmente la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”.

Se determinaron el índice de trabajo o de Bond para el mineral del yacimiento Yagrumaje Norte que será procesado en próximos períodos de explotación por la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” (Aldana 2004). Los resultados arrojaron valores del índice de Bond para este mineral que se corresponden con el tipo de mineral de fácil molibilidad, se nota la poca dureza del mineral en la cinética de la molienda en cada ciclo con relación a la formación de nuevas clases finas con el tiempo, siendo el consumo proporcional a la formación de nuevas clases.

Como se considera en los trabajos señalados anteriormente, se han realizado grandes esfuerzos para establecer el control del consumo de energía del proceso de molienda de la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”, sin embargo, se desconoce el rango de variación del índice de Bond del mineral en las condiciones actuales, luego de haberse introducido una criba de tambor que clasifica el mineral de alimentación de los molinos a una granulometría inferior a 10 mm.

Por lo tanto, los acápite que se presentan a continuación están dedicados a la definición y descripción de los aspectos conceptuales sobre el índice de Bond y el proceso de molienda de la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”, los cuales sirven de punto de partida en la fundamentación de la metodología a emplear en la presente investigación.

De la bibliografía consultada se puede destacar que en su mayoría los trabajos realizados han estado dirigidos a determinar el consumo de energía en la molienda del mineral, la influencia del grado de llenado con bolas y la estrecha relación de esta última con la eficiencia energética del proceso, la humedad y la fineza del mineral de alimentación y el régimen aerodinámico de trabajo del sistema, estos factores tienen una gran relación sobre la productividad de los molinos, además hay que determinar la influencia sobre los factores energéticos la introducción del cambio tecnológico al sistema de molienda al adicionar la criba de tambor a la salida de los secaderos, incrementando el porcentaje de fino lo que supone una disminución del tiempo necesario de permanencia del mineral en el interior del molino.

## **1.2 Molino de bolas.**

El molino de bolas consiste en una cámara giratoria de acero, de forma cilíndrico-cónica. En su interior y fijos hacia el exterior posee placas o blindajes de acero Ni-Duro, la molienda se produce cuando el molino al girar eleva las bolas hasta una altura determinada y las arroja sobre el mineral, desmenuzándolo hasta producir el producto especificado (-200 mesh ó -0.074mm).

El porcentaje de la velocidad crítica, que es la velocidad a la cual las fuerzas centrífugas son suficientemente grandes como para conseguir que las partículas pequeñas queden adheridas a los revestimientos del molino en una revolución completa, se da en la especificación del molino. La velocidad crítica se determina por la fórmula 1.2.

$$C_s = \frac{42.305}{\sqrt{D}} \quad (1.2)$$

donde:

$D$  = Diámetro del molino medido al interior de los revestimientos, en metros.

$C_s$  = Es la velocidad crítica en r/min.

La velocidad periferia, que no influye en la potencia del molino, pero es un factor a considerar en el desgaste de los revestimientos y del medio de molienda, se puede determinar por la fórmula 1.3.

$$M_p = \pi \cdot D \cdot N \quad (1.3)$$

donde:

$M_p$  = Velocidad periferia m/min.

$D$  = Diámetro entre los revestimientos.

$N$  = Velocidad del molino en r/min.

El diámetro interior del molino con respecto al por ciento de la velocidad crítica de funcionamiento de este, se comporta como se muestra en la tabla 1.1.

Tabla 1.1 Diámetro interior del molino con respecto al % de la velocidad crítica.

Diámetro interior, (m)	% Nc
0.91 – 1.83	80 – 78
1.83 – 2.74	78 – 75
2.74 – 3.66	75 – 72
3.66 – 4.57	72 – 69

### 1.2.1 *Características de las bolas.*

Las bolas deben ser sólidas, con dureza razonablemente uniforme a través de todo el molino. Deben desgastarse de acuerdo con una relativa uniformidad. Un indicador de un buen desgaste en las bolas es que, cuando éstas sean descargadas del molino, tengan alrededor de 16mm o menores en tamaño y tengan una forma poligonal con, por lo menos, 8 o 12 caras, que deben ser ligeramente cóncavas. Una evidencia de rotura de bolas es encontrar que cuando trozos o bolas son descargados algunos sean discos circulares, media esferas o en forma de media luna. Piezas desgastadas o rotas de bolas con agujeros en ellas indican baja calidad de las mismas, con inclusiones de arena y/o burbujas y/o huecos centrales.

Para los cálculos de diseño de la potencia absorbida en un molino, se establecen bolas de acero forjadas o fundidas, con un peso ( $\rho$ ) de  $6646 \text{ kg/m}^3$ , o con bolas de hierro fundido con un peso de  $4165 \text{ kg/m}^3$ , con dureza Brinell entre 350 a 450 HB.

### 1.2.2 *Desgaste de bolas.*

Este fenómeno tiene lugar como resultado del rozamiento durante el deslizamiento de los elementos que desmenuzan el material abrasivo y la colisión entre sí de estos elementos y el revestimiento del molino. Por lo general durante la molienda seca, el desgaste se produce motivado por la abrasión.

Este proceso depende de muchas condiciones como son: propiedades del metal de las bolas, el grosor del material a desmenuzar, del método a desmenuzar (seco o húmedo), de la agresividad del medio (ácido, alcalino), de su temperatura de la existencia de sustancia tenso-activas, del régimen de velocidad del molino, del esquema de desmenuzamiento cerrado o abierto.

El desgaste de las bolas tiende a disminuir el volumen de las mismas en el interior del molino. Para contrarrestar este efecto, periódicamente se le adicionan bolas al molino de distintos tamaño según las especificaciones del fabricante.

### 1.2.3 Llenado del molino de bolas.

Los molinos de bolas se cargan normalmente entre el 40 al 45 % de su volumen (Andreiev *et al.* 1980) pero pueden cargarse hasta el 50 % o ligeramente superior (coeficiente de llenado de bolas  $\varphi$ ). Para aplicaciones concretas, los molinos se seleccionan con una carga del 40 %.

### 1.2.4 Peso de las bolas.

El peso de las bolas influye sobre el consumo de energía del molino y también el rendimiento del mismo.

- El cálculo del peso de las bolas se hace por la ecuación de Klebanov–Shubov (1.4).

$$G = \frac{\varphi}{100} \cdot v \cdot \wp \quad (1.4)$$

donde:

G= Peso de las bolas.

$\varphi$ = Coeficiente de llenado de bolas.

v= Volumen del cilindro.

$\wp$  = Peso volumétrico de las bolas.

- El volumen del cilindro se determina por la ecuación 1.5 tomando las medidas internas del molino de la figura 1.1:

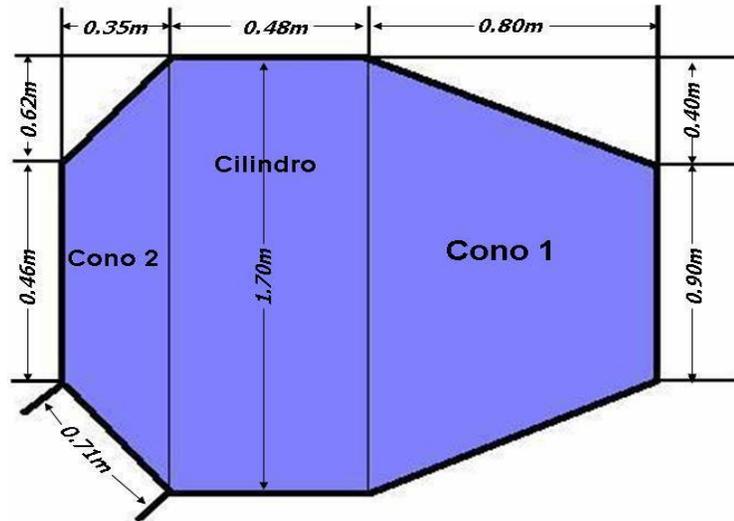


Figura. 1.1 Esquema del molino de bolas con sus medidas.

$$V = \frac{D^2}{4} \times L + \frac{1}{3} \times h \times (A_1 + A_2 + \sqrt{A_1 \times A_2}) \quad (1.5)$$

donde:

$V$  = Volumen del molino.

$D$  = Diámetro del cilindro.

$L$  = Longitud del cilindro.

$H$  = Altura del molino.

$A_1$  = Área del cono truncado 1.

$A_2$  = Área del cono truncado 2.

➤ El diámetro óptimo de las bolas ( $B$ ) se determina por la ecuación 1.6:

$$B = 28 \sqrt[3]{D_{m\acute{a}x}} \quad (1.6)$$

donde:

$D_{m\acute{a}x}$  = Diámetro máximo de las partículas que entran al molino (10mm).

El diámetro óptimo de las bolas ( $B$ ) se usa para determinar por tabla el peso volumétrico de las bolas ( $\phi$ ).

En la tabla 1.2 se muestra la relación entre el tamaño pasante del 80 % de la alimentación y el tamaño máximo de bola. El tamaño de las bolas es proporcional al 80% del pasante, esto indica que entre mayor es la granulometría mayor debe de ser el tamaño máximo de las bolas, con el consiguiente aumento del consumo energético por el incremento de los elementos triturantes en el interior del molino.

Tabla 1.2 Relación entre el tamaño de la alimentación y el tamaño máximo de bola.

Tamaño pasante del 80 % de la alimentación (Micras)	Tamaño máximo de bola (mm)
5000 a 10000	60 a 90
900 a 1400	40 a 50
Alimentación finos – remolienda.	20 a 30

### 1.3 Transporte neumático.

En el transporte neumático para el proceso de molienda el mineral que por su peso y granulometría no pudo ser arrastrado por la corriente de gases, se transporta hasta los molinos de bolas con el objetivo de disminuir el tamaño de sus partículas hasta el valor recomendable para el proceso de reducción (74  $\mu\text{m}$  como diámetro promedio). Una vez que el mineral es procesado por los molinos, se descarga en dos tolvas a las que llega además el proveniente de los electrofiltros de los secaderos y el que retorna de la planta de hornos. Para que llegue el material contenido en estas tolvas hasta los silos encargados de abastecer los hornos de reducción se aplican sistemas de transporte neumático.

Los motores son los dispositivos más ampliamente utilizados para convertir la energía eléctrica en alguna otra forma útil, representando el 70% del consumo total. Una gran parte de ésta energía se aplica a motores de inducción para accionar bombas, sopladores y ventiladores, considerándose que el 50% de los motores en uso están destinados a este tipo de cargas (Pérez Aballe 2011).

El continuo desarrollo de variadores de velocidad plantea una alternativa más eficiente para el control de flujo, permitiendo aprovechar los accionamientos existentes.

### 1.3.1 Control de flujo en ventiladores.

En la Figura 1.2 se muestra la curva presión-flujo para un ventilador centrífugo a una velocidad dada. Las curvas estándar comprenden una familia de éstas para diferentes velocidades e incluyen las eficiencias y requerimientos de potencia.

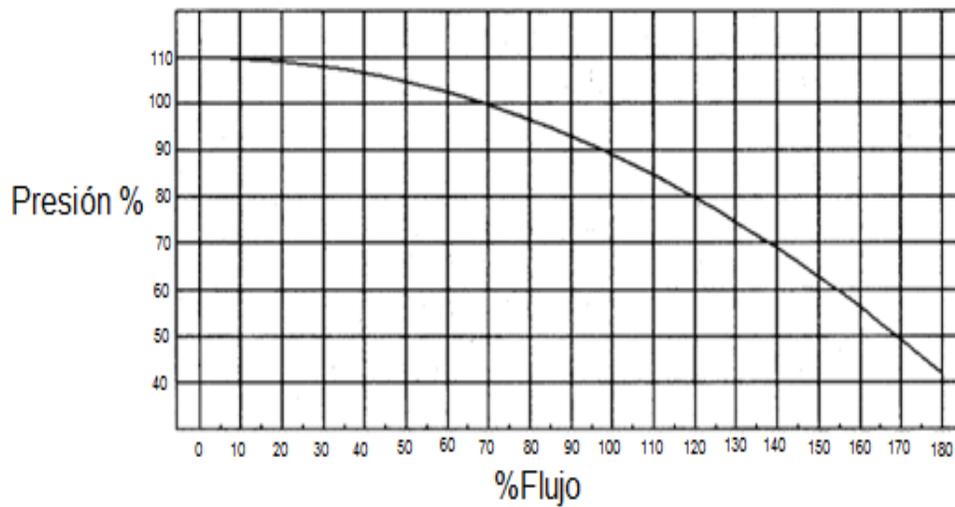


Figura 1.2 Curva del ventilador centrífugo.

### 1.3.2 Regulación de flujo en ventiladores de tiro forzado de mineral.

Partiendo de los datos de chapa del motor de inducción: potencia activa, voltaje, corriente de consumo, frecuencia y velocidad nominal se llega a la siguiente expresión 1.7, hay que dar particular atención a los acoples mecánicos entre ventilador y motor, si es que existen, diámetro de la polea del motor y del rodete del ventilador (Alberti 1991; Ramos 1995).

$$\frac{W_{\text{motor}}}{R_{\text{motor}}} = \frac{W_{\text{Ventilador}}}{R_{\text{Ventilador}}} \quad (1.7)$$

donde:

- $W_{\text{motor}}$  Velocidad del eje del motor de inducción.
- $R_{\text{motor}}$  Radio de la polea de acople del motor de inducción.
- $W_{\text{ventilador}}$  Velocidad del eje del ventilador.
- $R_{\text{ventilador}}$  Radio de la polea de acople del ventilador.

#### 1.4 Definición del índice de Bond.

Es un método de laboratorio para el estudio de los parámetros característicos del proceso de molienda, ha sido definido como el parámetro de la reducción de tamaño o dimensional, que expresa la resistencia del material a la trituración y a la molienda (Lynch 1980), el estudio se realiza a partir de experimentos en un molino estándar y la aplicación de la tercera teoría de Bond, lo que permite obtener los parámetros energéticos específicos del proceso, para un mineral determinado. Este índice se ha empleado en la industria desde finales de la década del 20 del pasado siglo XX (Bond 1952).

El índice de Bond se define a partir de la formulación de la tercera ley de la fragmentación en la ecuación 1.8 propuesta por el propio autor (Bond 1952), la cual plantea:

$$W = 10 \cdot w_i \cdot \left( \frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) \quad (1.8)$$

donde:

$W$ : Consumo energético específico, en kWh/t;

$d$  y  $D$ : Tamaños que dan un pasante de mineral de 80% en producto fino en micras.

$w_i$ : Índice de trabajo o índice de Bond en kWh/t.

De la fórmula se puede deducir una definición, de valor más teórico que práctico, del índice de Bond, que sería el consumo energético específico en kWh/t 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 molienda que expresa la resistencia del material ante las operaciones de trituración y molienda.

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 molienda.

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 presentarán 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. Por tanto, las determinaciones del índice de Bond mediante ensayos de laboratorio muestran 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 pueden 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 (Aguado 2005; Amarán *et al.* 2005; Brown 2005; Martínez 2005).

#### *1.4.1 Ensayo estándar de Bond.*

El índice de trabajo de un material, aplicable a la molienda fina en molinos de bolas, se determina en un molino de laboratorio de dimensiones estándar, de 12 pulgadas de diámetro y 12 pulgadas de longitud, que gira a 70 rpm, posee esquinas redondeadas y revestimiento liso, con una carga de bolas de acero determinada. El ensayo consiste en la

realización de la molienda en un molino de bolas, simulando una operación en circuito cerrado con 250 % de carga circulante, y utilizando la malla de corte requerida, de acuerdo con el circuito industrial, de forma que los tamaños de cierre del circuito se encuentren siempre en el rango comprendido entre 28 y 325 mallas Tyler (entre 600 y 40  $\mu\text{m}$ ).

El índice de trabajo a partir de los ensayos se determina por la fórmula propuesta por el propio Bond en la ecuación 1.9, válida para los molinos de dimensiones estándar, expuestos anteriormente.

$$W_i = \frac{44,5}{P_{100}^{0.23} \cdot Gbp^{0.82} \cdot \left( \frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)} \quad (1.9)$$

donde:

$W_i$ : Índice de trabajo del material, kWh/t.

$P_{100}$ : Abertura en micras de la malla de corte utilizada para cerrar el circuito.

$Gbp$ : Índice de molturabilidad del material en los molinos de bolas, en g/rev.

$F_{80}$ : Tamaño correspondiente al 80 % de pasante de la alimentación fresca, en micras,

$P_{80}$ : Tamaño correspondiente al 80 % de pasante del producto final, en micras.

#### 1.4.2 Factores de corrección del índice de Bond.

Como se puede apreciar en la fórmula anteriormente descrita, el índice de trabajo obtenido a partir de los ensayos, es válido para la molienda húmeda y expresado en toneladas cortas, debido a que nuestra investigación se necesita el índice de trabajo para la molienda por vía seca y en unidades volumétricas, se hace necesaria la corrección de este valor.

##### ➤ Corrección de unidades de masa

Dado que los valores obtenidos para la aplicación directa de la fórmula se obtienen en kWh/ton corta, 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  $K_2= 1,3$ .

### 1.5 Influencia de parámetros metalúrgicos sobre el consumo de energía.

Los parámetros metalúrgicos del proceso de molienda están estrechamente ligados con el consumo de energía eléctrica, debido a que sus variaciones repercuten directamente en los regímenes de trabajo de las maquinas eléctricas, principales consumidores de energía en la planta (Aldana S & Legrá L 1996).

#### 1.5.1 Influencia de la alimentación del mineral y la carga de bolas del molino sobre el consumo de energía.

Las dimensiones del molino, el grado de llenado y masa de la carga de bolas, diámetro y cantidad de cada tipo de bolas determinan la masa de mineral de alimentación al molino, la misma se determina a través de las ecuaciones: 1.10, 1.11, 1.12 y 1.13. (Andreiev *et al.* 1980; Aviliov & Zabrobsk 1987; Aldana S & Legrá L 1996).

$$M_{alim} = \rho_{mat} \cdot V_{mat} \quad (1.10)$$

donde:

$M_{alim}$  Masa de alimentación, (kg)

$V_{max}$ , Volumen que ocupa el material, ( $m^3$ )

$\rho_{mat}$ , Densidad del material, ( $g/m^3$ )

El volumen que ocupa el mineral en el interior del molino debe oscilar entre 60 y 110 % del volumen de los espacios entre bolas ( $V_{eeb}$ ) determinando dicho volumen por la ecuación 1.11.

$$V_{eeb} = V_{cb} - V_{tb} \quad (1.11)$$

donde:

$V_{eeb}$ : Volumen de los espacios entre bolas, ( $m^3$ )

$V_{cb}$  Volumen carga de bolas, ( $m^3$ )

$V_{tb}$ : Volumen total de bolas, ( $m^3$ )

El volumen de la carga de bolas se determina por la ecuación 1.12.

$$V_{cb} = \varphi \cdot V_{mol} \quad (1.12)$$

donde:

$\varphi$ : Grado de llenado en bolas respecto al volumen del molino, (%)

$V_{mol}$ : Volumen del molino, ( $m^3$ )

El volumen total de bolas se determina por la ecuación 1.13.

$$V_{tb} = \sum V_b \quad (1.13)$$

donde:

$V_{tb}$ : Volumen total de las bolas, ( $cm^3$ )

$V_b$ : Volumen de las bolas, ( $cm^3$ )

En la trituración de minerales se tiene en cuenta las dimensiones del molino ( $L \times D$ ) para calcular, por ejemplo, velocidad y potencia. La relación longitud – diámetro se expresa a través de la ecuación 1.14.

$$L = k \cdot D \quad (1.14)$$

donde:

$L$ : Longitud, (m).

$D$ : Diámetro, (m).

$k$ : Relación del cociente longitud/diámetro.

En la liberación de minerales  $k$  oscila entre 1 y 2. Para un alto valor de superficie específica,  $k$  se encuentra entre 3 y 5.

La potencia del molino de bolas depende en lo fundamental de la carga de bolas, por tal motivo, la diferencia entre el trabajo en vacío y con carga solo se diferencia en 10,5 %. Es recomendable mantener el flujo de mineral alto y estable hacia el molino, de forma tal que el mineral llene todos los espacios vacíos entre bolas, sin que constituya una sobrecarga, lo que determinará que el molino trabaje a su máxima capacidad logrando alta eficiencia.

En la figura 1.3 se muestra la relación entre la potencia del molino y su carga volumétrica de bolas.(Laborde 2001; Mendoza S 2008; Téllez Pérez 2010).

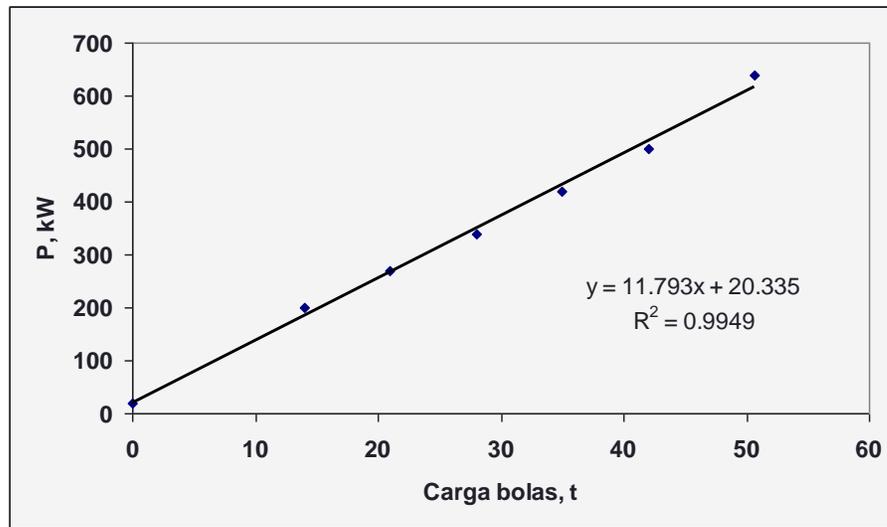


Figura. 1.3 Relación entre la potencia del molino y su carga volumétrica.

### 1.5.2 Influencia del flujo de aire sobre el consumo de energía.

El mineral es barrido desde el interior del molino y transportado por todo el sistema por medio de un ventilador de recirculación. La potencia del ventilador se determina por la expresión 1.15. (Ramos 1995; Téllez Pérez 2010; Pérez Abril 2010).

$$N_v = \frac{P_t \cdot Q_v}{\eta_v \cdot \eta_t \cdot 1000} \quad (1.15)$$

donde:

$\eta_v$ : Rendimiento del ventilador, (%)

$\eta_t$ : Rendimiento de la transmisión, (%)

$Q_v$ : Gasto del ventilador.

$P_t$ : Consumo energético.

Para diferentes valores de gastos ( $Q_v$ ) del ventilador, por consiguiente diferentes valores de consumo de energía, se observan iguales valores de productividades ( $Q$ ) de la unidad de molienda, por lo que no se establece una relación determinada entre  $Q$  y  $P$ .

Al estudiar el trabajo en vacío ( $Q = 0$ ) de las unidades de molienda, se observa que el consumo de energía de estos equipos en este régimen de trabajo no solo son superiores a los valores promedios observados en condiciones de carga sino que superan a los valores máximos (Laborde B; A. Coello 2004). A medida que aumenta la cantidad de mineral en la descarga del molino, aumenta la resistencia ( $H$ ) del sistema aerodinámico, con lo cual disminuye el gasto ( $Q_v$ ) del ventilador y, por consiguiente, disminuye la potencia demanda por este. En el caso contrario, a medida que disminuye la cantidad de mineral en las tuberías, disminuye la resistencia ( $H$ ), por consiguiente el punto de operación se desplaza a la zona de mayores gastos a la cual corresponden mayores potencias, es decir el mineral actúa como una válvula de regulación del gasto del ventilador, se obtiene el máximo gasto, y por consiguiente, la máxima potencia del ventilador, para el caso en que no exista mineral en el sistema.

### *1.5.3 Influencia de la relación serpentina-limonita sobre el consumo de energía.*

Las variaciones en la relación serpentina - limonita del mineral laterítico es una de las causas que provoca inestabilidad en el comportamiento del consumo específico de energía y el empeoramiento de los indicadores tecnológicos en la sección de molienda.

Como se planteó anteriormente la relación de los componentes del mineral son un 25 % de serpentina y 75 % de limonita (según está considerado en el proyecto del proceso industrial), y se considera el producto molido cuando 80 % de las partículas que lo conforman han sido transformadas en un tamaño por debajo de  $74 \mu m$ . Al alterar esta relación y aumentar los contenidos de serpentinita el mineral tarda más tiempo en obtener

la granulometría necesaria con el consiguiente aumento del consumo de energía y decrecimiento de la productividad del molino. Esta dependencia queda definida en forma analítica mediante la ecuación 1.16 (Coello V; Menéndez; Laborde 2005).

$$Q = 1,579e^{-0,0189C_s} \quad (1.16)$$

donde:

Q: Productividad relativa con respecto a la obtenida para la relación limonita– serpentina con relación de tres a uno. (t/h)

C<sub>s</sub>: Contenido de serpentina en el mineral, (%)

En el comportamiento del consumo específico de energía en el proceso de molienda se observa que este indicador mantiene una tendencia lineal y creciente con el aumento del contenido de serpentina en el mineral. Como se sabe, la potencia que demanda el molino depende prácticamente de la carga de bolas,(Coello V 1993; Brown *et al.* 2004), por lo que mientras más lento transcurra el proceso (cuando la presencia de serpentina es alta), mayor es el consumo de energía y viceversa. Dicha dependencia quedada definida en forma analítica mediante la ecuación 1.17.

$$W_e = 0,2733C_s + 0,1227 \quad (1.17)$$

donde:

W<sub>e</sub>: Consumo específico de energía eléctrica en el proceso industrial, (kWh/t)

C<sub>s</sub>: Contenido de Serpentinita, (t).

Las dependencias de la productividad y del consumo específico de energía del molino, respecto a la relación serpentina - limonita en el mineral hayan su explicación a través del comportamiento observado de las funciones de la fragmentación del mineral con sus diferentes mezclas.

#### *1.5.4 Influencia de la granulometría sobre el consumo de energía.*

En análisis granulométricos realizados al mineral fresco que alimenta los molinos, (Composición granulométrica del mineral a moler) se determina un grado de desmenuzamiento de: +0,149 mm (4 a 7,5) %, +0,074 mm (7 a 8) %, -0,074 mm (60.2 ±3) %, por lo que se conoce que a la entrada del molino existe un 60.2% de mineral con las características de fino adecuadas para el proceso metalúrgico, por lo que desde que entra al molino sin comenzar la acción desmenuzadora ya el ventilador de tiro forzado está extrayendo el 60.2 % del mineral que entra como fresco, por lo que el índice de fino a la entrada del molino es inversamente proporcional a la energía consumida por este.

#### **1.6 Conclusiones.**

En el capítulo se realizó una búsqueda bibliográfica que nos permitirá un enfoque real del objeto de estudio, para realizar un análisis del comportamiento energético de una unidad de molienda.

- Del análisis de la bibliografía técnica consultada demostró que la variable del proceso que más influencia tiene desde el punto de vista energético la unidad de molienda es la carga de bolas ( $\phi$ , %), planteándose que un 90% de la energía consumida en los molinos es debido a los elementos triturantes.
- Se determinó la relación entre los parámetros metalúrgicos sobre el consumo específico de energía, tales como: granulometría máxima del mineral a moler, relación serpentina-limonita, flujo de aire y carga de bolas.

---

## Capítulo II Materiales y Métodos.

### 2.0 Introducción.

En el presente capítulo se describen los materiales y métodos, el objeto de estudio, la formulación formal del diseño de experimento factorial y la determinación del índice de Bond, con el objetivo de obtener una base de datos basta, que sea suficiente para realizar un análisis crítico de la investigación, enfocado en el consumo específico de energía en planta piloto del CEDINIQ.

### 2.1 Caracterización del proceso de molienda.

La molienda de mineral es considerada como un proceso complejo donde se gasta gran cantidad de energía, fundamentalmente en el movimiento de las bolas en el molino, para obtener un producto con la fineza adecuada que permita la máxima extracción de Ni + Co en los procesos posteriores (Brown *et al.* 2004).

Por esto el esquema tecnológico cuenta con circuito de molienda que recibe el mineral procedente del proceso de secado a través de las correas transportadoras, las cuales son denominadas comúnmente “correas calientes”, la que se descargan en la tolva. Desde la tolva el mineral llega al molino en forma dosificada donde es sometido a un proceso de desmenuzamiento en molinos cilíndricos monocámaras de bolas (molienda seca) hasta valores de granulometría de: +0,149 mm (4 a 7,5)%, +0,074 mm (7 a 8)%, -0,074 mm (85 a 87)%, en un sistema a ciclo cerrado, barrido por aire provocado por un ventilador centrífugo, cuya función es crear una recirculación de aire dentro del molino para generar la descarga del mineral.

Este molino es de forma cónico-cilíndrico y para su proceso de molienda fina poseen una carga de bolas cuyo peso es de 2.3 t, con una distribución de bolas según su masa y dimensiones como se muestra a continuación. El producto que el molino debe entregar tendrá una humedad de 4,5 a 5,5% y el mineral molido es transportado hacia los silos de

mineral del “Taller de Hornos de Reducción” mediante el empleo de bombas neumáticas colocadas en la descarga de las tolvas.

## 2.2 Descripción del objeto de estudio.

Como instalación experimental se utilizó la planta piloto del CEDINIQ, la cual fue construida a escala y el principio de funcionamiento es el mismo de la empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”, con el objetivo de validar en planta piloto las nuevas tecnologías y estrategias de producción antes de llevarlas a escala industrial.

La sección de molienda de dicha instalación, compuesta por una criba a la cual llega el material procedente del secadero con una humedad menor del 5%; y a la cual se le instaló una malla con diámetro de 10 mm, una tolva de ocho m<sup>3</sup>, que descarga directamente en un alimentador tipo sinfín que fue diseñado especialmente para estas pruebas, con el acople de un variador de velocidad Techniques con el fin de regular los valores de entrada de alimentación fresca al molino, al ventilador de recirculación se le instaló un variador de velocidad Yaskawa F7 modelo 4011, con el fin de regular la presión del régimen aerodinámico(Pérez Aballe 2012). En la figura 2.1 se observa el diagrama en pantalla de CITEC referente al flujo tecnológico de la unidad de molienda.

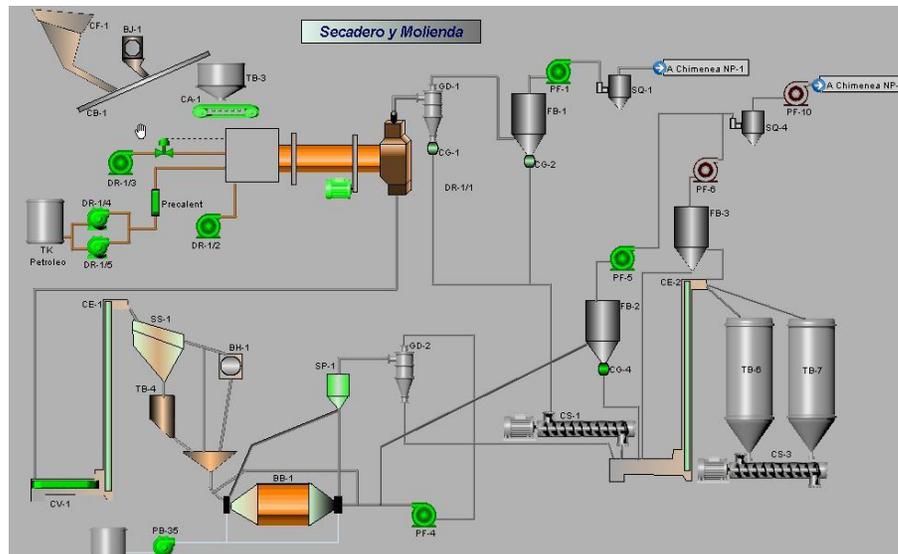


Figura 2.1 Pantalla del CITEC con la descripción de molienda de la planta piloto.

### *2.2.1 Descripción del Flujo tecnológico.*

El mineral objeto de investigaciones es extraído de la mina y tratado planificadamente para facilitar su homogeneización según las particularidades del experimento en cuestión, luego es transportado por camiones para una plazoleta a cielo abierto que existe en la planta, la transportación ayuda a la homogeneización y luego en la plazoleta se completa este proceso (Anónimo 2008).

El cargador frontal alimenta el mineral al Tolvete (CF-1, cap. 1.6 t), que posee dos cribas fijas; la primera de 100 mm y la segunda de 50 mm, puede adicionarse a solicitud de clientes otra malla del tamaño que se solicite. En el Tolvete se produce un cribado preliminar: Las fracciones +100 mm se reducen en el Triturador de Quijadas (BJ-1, cap. 4 t/h) hasta -50 mm y descargadas junto a los -50 mm que vienen del material inicial. El mineral atraviesa la parrilla y cae en la Banda Transportadora (CB-1, cap. 5 t/h). En caso de que se disponga de una tercera criba entonces las fracciones mayores de la nueva clase se sacan del proceso o son reducida manualmente e incorporada al proceso según contrato con los clientes). La banda transporta el mineral hasta el Alimentador de Esteras (CA-1, cap. 3 t/h), cuya capacidad está regulada por una chaveta colocada en la parte inferior de la Tolva del Secador (TB-3, cap. 2.4 t) la cual está situada sobre él y dosifica la carga al Secador Rotatorio (DR 1/1, cap. nominal 1,5 t/h), donde es secado desde un 30 - 36 % hasta un contenido de 3 - 5 % de humedad. Para proporcionar el secado está instalado un quemador en la cámara de combustión, que bajo determinadas condiciones produce los gases con la temperatura requerida para ello.

El mineral atraviesa el secador y sale por la zona de descarga al Transportador Vibratorio (CV-1, cap. 1.5 t/h), que descarga, a su vez, en el Elevador de Cangilones (CE-1, cap. 1,5 t/h), que lo conduce a la Zaranda Vibratoria (SS-1, cap. 2,5 t/h), del área de molienda.

Al ser succionados por el Ventilador Centrífugo (PF-1 cap. 8000 m<sup>3</sup>/h, los gases de combustión del secador pasan por un sistema de limpieza, consistente en: Un Ciclón (GD-1, recupera 1,5 t/h), un Filtro de Pantalones (FB-1, recupera 0.5 t/h) y un lavador tipo Venturi

Scrubber (SQ-1 cap. 3682 m<sup>3</sup>/h). El mineral (polvo) recuperado en el ciclón y el filtro es descargado por dos Alimentadores Rotatorios (CG-1 para el ciclón, con cap. 1,5 t/h y CG-2 para el filtro, con cap. de 0,5 t/h), que están colocados en sus descargas, a un Transportador Sinfín (CS-1, cap. 3 t/h), que lo conduce al Elevador de Cangilones (CE-2, cap. 3 t/h) y de aquí a los Silos de Almacenaje (TB- 6 ó 7, con capacidad ambos de 35 t), en el lavador el flujo es tratado con agua y las partículas van al drenaje de la planta y el flujo limpio es enviado a la atmósfera por el Ventilador Centrifugo PF-2, a través de la Chimenea NP-1.

El mineral seco llega a la Zaranda (SS-1, cap. 2,5 t/h); Aquí se produce una clasificación de control del mineral a molienda. El equipo posee un paño de abertura 6 mm; al producirse la clasificación se obtiene dos fracciones granulométricas.

- + 6 mm: Esta fracción se envía al Molino de Martillos (BH-1 cap. 2,5 t/h) y se reduce su tamaño a menos de 3 mm y cae al Molino de Bolas BB-1 cap. 3,5 t/h).

Existe la posibilidad de enviar directamente al molino estas fracciones a través de un llamado tubo, sin ser reducido su tamaño.

- - 6 mm: Se descargan directamente a la Tolva (TB-4 cap. 7 t) para la molienda.

El objetivo de la molienda es reducir el tamaño de las fracciones para obtener en el producto final el mineral con las condiciones adecuadas para el proceso posterior además se tiene en cuenta lo contratado con los clientes.

El molino en su interior posee 2,6 t de bolas, con diámetro de 25 y 30 mm, que realizan la reducción del tamaño del mineral y luego de estar el tiempo de retención necesario es descargado en el circuito que eleva el mineral hasta el Clasificador Mecánico (SP-1, cap. 3,5 t/h), el que hace una segunda clasificación de control, esta vez del mineral molido, donde las partículas gruesas son retornadas al molino y las preparadas con las exigencias requeridas, se recuperan en el Ciclón (GD-2, cap. 2,5 t/h) en el recorrido del flujo. El circuito de la molienda lo cierra el Ventilador Centrifugo (PF-4, cap. 7000 m<sup>3</sup>/h) y con su ayuda es que el mineral puede elevarse al descargar el molino. Este producto

terminado cae por gravedad al Elevador de Cangilones CE-2) y de aquí a los Silos de Almacenaje.

Existe una cantidad de mineral fino, preferentemente de 0,044 mm, que por su tamaño no es recuperado en el Ciclón y se mantienen en el circuito para ser obtenido en el sistema de limpieza de la unidad de molienda, en éste el encargado de la succión de los gases es el Ventilador Centrífugo (PF-5, cap. 1700 m<sup>3</sup>/h) y pasa por un sistema de limpieza consistente en un Filtro de Pantalones (FB-2, cap. 0,5 t/h) y un lavador tipo Vénturi Scrubber (SQ-4, cap. 3060).

El mineral recuperado en el Filtro es descargado por el Alimentador Rotatorio (CG-4, cap. 0,5 t/h), colocado en su descarga, al Elevador de Cangilones (CE-2) que lo lleva a los Silos de Almacenaje, luego los gases se tratan con agua salen limpios y son enviados a la atmósfera por el Ventilador Centrífugo (PF-10, cap. 3475 m<sup>3</sup>/h), a través de la Chimenea NP-2.

Existen sistemas de recuperación del polvo que se genera por la dinámica de los equipos (llamados de Despolvoración), el primero está formado por el Ventilador Centrifugo ( PF-6 cap. 1775 m<sup>3</sup>/h), y un Filtro de Pantalones ( FB-3 cap. 1770 m<sup>3</sup>/h), este succiona desde la Zaranda y los Elevadores 2 y 3. El recuperado en el filtro es descargado por una Válvula Rotatoria (CG-5 cap. 0,5 t/h), al Elevador de Cangilones CE-2 y de éste a los Silos, mientras que los gases se introducen en el Venturi Scrubber de molienda para su limpieza antes de enviarse a la atmósfera, otro ésta en el elevador CE-1 cuya succión está colocada en la línea de los ventiladores 1 y 2, y por último en la Zaranda existe una línea de succión que se introduce al Venturi de molienda.

### **2.3 Características del equipamiento de la instalación de molienda.**

- Alimentador de sinfín:
  - Capacidad: 7,5 t/h,
  - Accionamiento:

Motor Asincrónico trifásico de 4 kW, 440 V

Variador de velocidad Techniques modelo SP-2401 de 7 kW, corriente nominal de 15.4 A, tensión nominal de 480 V y frecuencia máxima de 300 Hz. Trabajo en sobrecarga a un 120% de sus parámetros hasta 60 segundos.

➤ Molino de bolas tipo cilíndrico cónico

- Dimensiones,  $\varnothing$  x L, 1850 x 560 mm (parte cilíndrica )
- Capacidad: 3,5 t/h
- Velocidad de rotación del tambor, 35 RPM.
- Características del motor, 440 V; 70,5 A; 1700 r/min; 45 Kw.

➤ Ventilador de recirculación.

- Capacidad: 6 800 m<sup>3</sup>/h
- Accionamiento:

Motor Asincrónico trifásico de 15 kW, 440 V

Variador de velocidad Yaskawa modelo F7-4011 de 11 kW, corriente nominal de 24 A, tensión nominal de 480 V y frecuencia máxima de 300 Hz. Trabajo en sobrecarga a un 120% de sus parámetros hasta 60 segundos.

➤ Clasificador mecánico

- Diseño, 3,5 ton / h
- Velocidad de rotación, 140 - 820 r/min
- Motor, 440 V; 10 A; 5,5 kW; 1730 r/min

➤ Ciclón

- Diseño, 1,5 t/h
- Flujo de gas, 6800 m<sup>3</sup>/h.
- Presión de entrada de los gases, -160 mm col H<sub>2</sub>O

- Presión de salida de los gases, -260 mm col H<sub>2</sub>O
- Recuperación, 75 %
- Diámetro, 1530 mm

A la instalación de molienda de la planta piloto se le construyeron toma muestras en cinco puntos vitales del proceso, para poder analizar la efectividad del proceso molienda, los puntos de muestreo son:

- Alimentación fresca a la entrada del molino.
- Mineral de recirculación.
- Descarga del molino.
- Descarga del ciclón
- Producto final en la tolva.

#### **2.4 Caracterización de la mena lateríticas.**

Un paso importante en la modelación matemática, evaluación, cálculo y diseño de los sistemas de transporte neumático es determinar las propiedades físicas y aerodinámicas en las condiciones en que se transporta el material.

Varios investigadores han tratado la influencia de las propiedades de los materiales en la modelación, selección y diseño de los sistemas de alimentación (Pacheco Berlot 1984; Lampinen 1991; Lesme 1996; Taylor 1998).

Respecto al mineral laterítico se determinan sus propiedades para el transporte neumático. Se compara y conjuga métodos al determinar el contenido de humedad inicial en las distintas menas de los yacimientos lateríticos, para esto aplica el método de reflexión neutrónica encuentra propiedades como (Rojas Purón 2005):

- Contenido de humedad
- Forma de las partículas
- Composición granulométrica

Torres (2003) determina las propiedades siguientes:

- Densidad de las partículas
- Densidad aparente
- Velocidad de flotación

Para la alimentación al molino se utilizó material laterítico procedente de los yacimientos de Punta Gorda, y tomado directamente en los depósitos de la empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”. La composición química de este material se muestra en la tabla 2.1 en porcentos de una cantidad determinada.

Tabla 2.1 Composición química de las menas lateríticas utilizadas durante los experimentos.

Composición química del mineral alimentado al molino (%)							
Elemento	Ni	Co	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	H <sub>2</sub> O
Porciento	1,17	0,081	37,49	9,56	8,47	4,4	3

La composición granulométrica del material utilizado se muestra en las figura 2.2 correspondiente a un gráfico de acumulación.

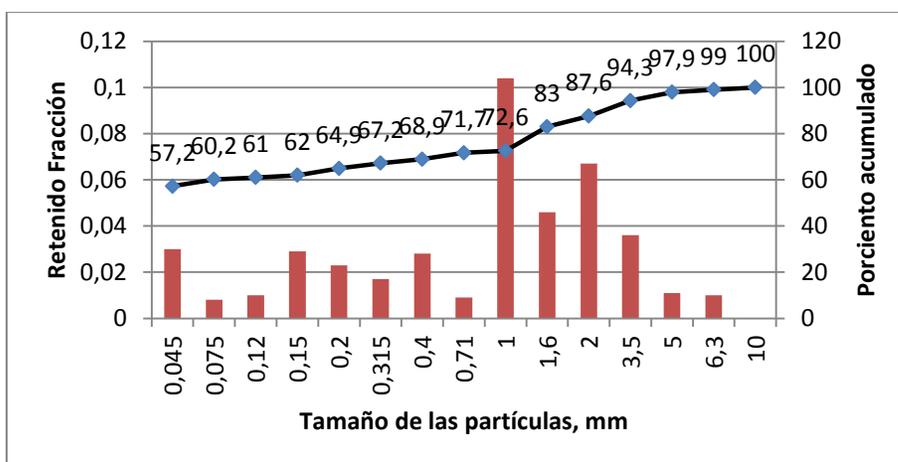


Figura 2.2 Composición granulométrica media del material utilizado.

De modo que el contenido de finos en dicho material en porcentos es de  $60,2 \pm 3$ , con un nivel de confianza de un 95 %. Lo que indica que el molino solo debe de triturar el 40 % del mineral de entrada.

## 2.5 Diseño del experimento.

El experimento factorial tuvo como objetivo principal evaluar la influencia de las variables: flujo de alimentación fresca  $Q_e$  (t/h), carga de bolas  $\varphi$ (%) y flujo de aire hacia el molino  $Q_a$  ( $m^3/h$ ), las cuales resaltaron en el análisis de la bibliografía especializada y en consultas a los expertos de la planta como las más influyentes en el proceso de molienda en cuanto a consumo específico de energía.

Para el cumplimiento de los objetivos de la investigación, se realizó un diseño completamente aleatorio con un experimento factorial  $2^3$ , donde se consideraron los factores: carga de bolas  $\varphi$ , alimentación fresca al molino  $Q_e$  y el flujo de aire a través del molino  $Q_a$ . En la tabla 2.2 se muestran los niveles escogidos para estos factores.

Tabla 2.2 Factores y sus correspondientes niveles para el experimento factorial.

Niveles	1	2
$Q_e$ , t/h	2,1	2,8
$\varphi$ , %	25	35
$Q_a$ , $m^3/h$	4 080	5 440

donde

$Q_e$ : Flujo de alimentación fresca, (t/h).

$\varphi$ : Carga de bolas en %, M (t).

$Q_a$ : Flujo de aire hacia el molino, ( $m^3/h$ ).

La carga de bolas  $\varphi$ , está expresada en % de llenado del molino con las bolas, para el caso del molino de la planta piloto el máximo es el 50 % del volumen total.

Para determinar el número de réplicas se procedió a determinar la desviación estándar  $p$  del consumo específico de energía de la unidad de molienda, para 5 experimentos

preliminares, y considerando un error de un 5 % (1.08 kWh/t), con un nivel de significancia  $\alpha = 0,05$ , se aplicó la expresión 2.1:

$$n = \left( \frac{1.96 \cdot p}{E} \right) \quad (2.1)$$

donde

$n$ : Número de réplicas.

$p$ : Desviación estándar.

$E$ : Consumo específico de energía.

Tomando  $n = 2$ , se planificaron los experimentos según se detalla en la tabla siguiente 2.3, los cuales se desarrollaron en 8 grupos de 3 réplicas cada uno para un total de 24 corridas con una duración de una hora cada una.

Tabla 2.3 Planificación de experimentos según sus variables.

No.	Coefficiente de llenado $\varphi$ , %	Alimentación $Q_e$ , t/h	Flujo de aire $Q_a$
1	25	2,1	4 080
2	25	2,1	4 080
3	25	2,1	4 080
4	25	2,1	5 440
5	25	2,1	5 440
6	25	2,1	5 440
7	25	2,8	4 080
8	25	2,8	4 080
9	25	2,8	4 080
10	25	2,8	5 440
11	25	2,8	5 440
12	25	2,8	5 440
13	35	2,1	4 080
14	35	2,1	4 080
15	35	2,1	4 080
16	35	2,1	5 440
17	35	2,1	5 440
18	35	2,1	5 440

19	35	2,8	4 080
20	35	2,8	4 080
21	35	2,8	4 080
22	35	2,8	5 440
23	35	2,8	5 440
24	35	2,8	5440

## 2.6 Procedimientos para la ejecución de los experimentos.

Para la ejecución de los experimentos mostrados en las tablas, se acondicionó la sección de molienda de la planta piloto de modo que fuera posible contar con puntos de muestreo en la alimentación fresca al molino, la carga circulante, la descarga del molino, la descarga del ciclón y en la tolva de producto final.

Para la toma de muestras se construyeron dispositivos especiales para cada uno de los puntos seleccionados para el muestreo. En el caso de la carga circulante se pudo determinar en cada experimento, el flujo de mineral de retorno al molino, al desviar este flujo hacia un recipiente hermético, durante un tiempo medido a través de un cronómetro y el pesaje de la cantidad de material acumulado en el recipiente.

El muestreo se realizó cada 20 minutos (en cada uno de los puntos seleccionados) a partir de la comprobación del trabajo estable del sistema. Se efectuaron 3 ciclos de muestreo en cada experimento y se prepararon muestras tipo compósito.

El análisis granulométrico se realizó por vía seca hasta el tamaño de 1 mm y por vía húmeda por debajo de este tamaño. La serie de tamices utilizada se muestra en las tablas 2.4.

Tabla 2.4 Serie de tamices utilizada para el análisis granulométrico de las muestras.

No.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Tamaño, mm	13,2	10	6,3	5	3,5	2	1,6	1	0,71	0,4	0,31	0,2	0,15	0,12	0,075	0,045

Para el registro de las magnitudes eléctricas (potencia activa, tensión y corriente) se instalaron analizadores de redes trifásicos a los motores del ventilador y del molino, con registros cada 1 minuto. La energía consumida por estos equipos en cada experimento fue estimada a partir de la expresión 2.3.

$$E = P_m \cdot t \quad (2.2)$$

donde,

$E$ : Energía consumida por el accionamiento, kWh.

$P_m$ : Potencia media demandada desde la red por el accionamiento, kW.

$t$ : Tiempo de molienda, h.

El consumo específico de energía en cada experimento se determinó a partir de la expresión 2.4.

$$W_e = \frac{E}{Q} \quad (2.3)$$

donde,

$W_e$ : Consumo específico de energía, kWh/t.

$E$ : Energía, kWh.

$Q$ : Producto obtenido con granulometría menor o igual a 0,075 mm, t.

### 2.6.1 Determinación del coeficiente de alimentación del molino $Q_e$ , t/h.

El flujo de mineral es otra de las variables que influye sobre el consumo de energía, la cual determinamos realizando 3 experimentos donde se replicaron 3 veces cada uno. Se varió la velocidad del motor que acciona el sinfín para conocer el flujo de mineral, se

tomaron muestras cada 30 segundos, se pesaron y se calculó el flujo de mineral por la relación entre el peso de la muestra y el tiempo que duró cada experimento y luego se convirtió para llevarlo a tonelada por hora (t/h).

En el Anexo A 4 se muestran las tabla de datos y la gráfica que dan lugar a la expresión 2.5 la cual se obtuvo a través del modelo que se elaboró con los resultados de los experimentos que se realizaron, la cual tiene un coeficiente de determinación  $R^2=0,92$ .

$$Q_e = 0,2246x + 1,6963 \quad (2.4)$$

donde,

$Q_e$ : flujo de mineral de entrada al molino.

x: revoluciones por minuto del motor.

Por esta ecuación se estima el flujo de mineral del sinfín a una velocidad determinada (x). Por consiguiente se tomaron los valores 2.1 y 2.8 t/h para la realización de los experimentos factoriales planificados.

### 2.6.2 Determinación del coeficiente de porcentaje de bolas del molino $\varphi$ , %.

Para la realización de los experimentos primero se establecieron los valores para los coeficientes de llenado del molino ( $\varphi$ ) y los valores para el peso de las bolas.

Se ha demostrado experimentalmente que el coeficiente óptimo de llenado con bolas de un molino debe ser de 40 a 50 % de su volumen total. Para la realización del experimento se escogen los valores de 25 y 35 %.

$$\varphi_1 = 25 \%$$

$$\varphi_2 = 35 \%$$

➤ El volumen del molino se calcula por la ecuación 1.5.

$$V = \text{Volumen (Cilindro)} + \text{Volumen (Conos truncados)}$$

$$V_{\text{cono1}} = 1.08 \text{ m}^3 \quad V_{\text{cono2}} = 0.36 \text{ m}^3 \quad V_{\text{cilindro}} = 1.09 \text{ m}^3 \quad V_{\text{molino}} = 2.53 \text{ m}^3$$

- Para el peso volumétrico se determina primero el diámetro óptimo de las bolas por la ecuación 1.6.

$$D_{\text{máx}} = 10\text{mm.}$$

$$B = 60.32\text{mm.}$$

- Se estableció el peso volumétrico de las bolas ( $\varphi$ ) para  $1\text{m}^3$  de bolas de 60 mm de  $4.85\text{ t/m}^3$ .
- Se calcula la carga de bolas G (t) para los dos valores de coeficiente de llenado del molino para bolas de 60 mm y el resultado es.

$$\text{Para } \varphi_1 = 25 \% \text{ } G_1 = 3.065 \text{ t}$$

$$\text{Para } \varphi_2 = 35 \% \text{ } G_2 = 4.291 \text{ t}$$

- Se recomendó la utilización de estos diámetros de bolas por la disminución de la granulometría del minera (Andreiev *et al.* 1980):

20% de bolas con diámetro de 50 mm

20% de bolas con diámetro de 70 mm

El resto (60%) de bolas con diámetro de 60 mm

- Luego la combinación de bolas es de 50, 60 y 70 mm.

- Para el 25 % del coeficiente de llenado de bolas:

$$50 \text{ mm.} \rightarrow 0.2 * 3,065 \text{ t} \rightarrow G_1 = 0.613 \text{ t}$$

$$60 \text{ mm.} \rightarrow 0.6 * 3.065 \text{ t} \rightarrow G_1 = 1.839 \text{ t}$$

$$70 \text{ mm.} \rightarrow 0.2 * 3.065 \text{ t} \rightarrow G_1 = 0.613 \text{ t}$$

- Para el 35 % del coeficiente de llenado de bolas:

$$50 \text{ mm.} \rightarrow 0.2 * 4.291 \text{ t} \rightarrow G_2 = 0.858 \text{ t}$$

$$60 \text{ mm.} \rightarrow 0.6 * 4.291 \text{ t} \rightarrow G_2 = 2.574 \text{ t}$$

$$70 \text{ mm.} \rightarrow 0.2 * 4.291 \text{ t} \rightarrow G_2 = 0.858 \text{ t}$$

### 2.6.3 Determinación del coeficiente de flujo de aire $Q_a$ , $m^3/h$ .

En el anexo A 5 se muestra en tabla y figura el procedimiento mediante el cual se determinó la expresión lineal 2.6 para calcular el flujo de aire a través del molino con un coeficiente de determinación  $R^2 = 0,99$ , se determinó variando la velocidad del motor del ventilador a través del variador de velocidad Yaskawa F7 modelo 4011.

$$Q_a = 55x + 1383,3 \quad (2.5)$$

$Q_a$ : flujo de aire en el sistema de molienda.

$x$ : revoluciones por minuto del motor.

A través de esa ecuación se puede estimar con exactitud el flujo de aire que se desea a una determinada velocidad. La máxima velocidad que alcanza el ventilador con el variador es de 1800 r/min.

## 2.7 Características del equipo de medición.

El PQM (Por sus siglas en inglés Power Quality Meter) es una opción ideal para el control continuo de un sistema trifásico. Proporciona la medición de la corriente, del voltaje, de la potencia activa, reactiva y aparente, coste de la energía, factor de potencia y de frecuencia, así como otras las cuales son imprescindibles para el buen análisis de un sistema como el contenido de armónico del sistema y posibles asimetrías.

Este consta con 4 relays (salidas digitales) asignables y programables que permiten que las funciones de control sean agregadas para los usos específicos. Esto incluye niveles de alarma o disparos, ya sean ocasionados por valores de corriente o voltaje, desequilibrio, y control de la corrección de factor de energía. Además posee entradas digitales programables, una entrada analógica (4-20 mA), dos salidas analógicas, y comunicación vía SR-485 o profibus.

En este caso el PQM de uso portátil se utilizó para censar las variables en la salida del variador de velocidad Yaskawa F7 modelo 4011. Este presenta ganchos de medición

(transformadores de corrientes), de 1000/5 A, y puntas para la medición de tensión, hasta los 600 V.

Las mediciones se realizaron puntuales cada 1 minuto y capturas de forma de onda por cada experimento, la información registrada se guarda en su memoria interna y luego de culminar el experimento se extrae y procesa la información.

### *2.7.1 Programación y cableado de la PQM.*

La programación de este equipo de forma general es muy sencilla, solo basta con conocer los niveles de tensión, corriente y valores a medir, los cuales eran declarados al equipo vía comunicación con una PC a través del software (Power Manager 2008).

En este caso se utilizaron los ganchos de corriente que trae la PQM, los cuales tienen una relación de transformación de 1000/5 amperes y la medición de tensión se realizó sin transformador de voltaje, ya que el equipo tiene un rango de medición hasta los 600 V. En la figura 2.3 se muestra el conexionado físico de las puntas y transformadores de medición.

Además de esta programación base, se realizaron las programaciones pertinentes para realizar la captura de las mediciones, la cual se hizo a través del software del analizador de redes (espacio donde se ajustan las variables a medir así como donde se establecen los tiempos de las respectivas mediciones).

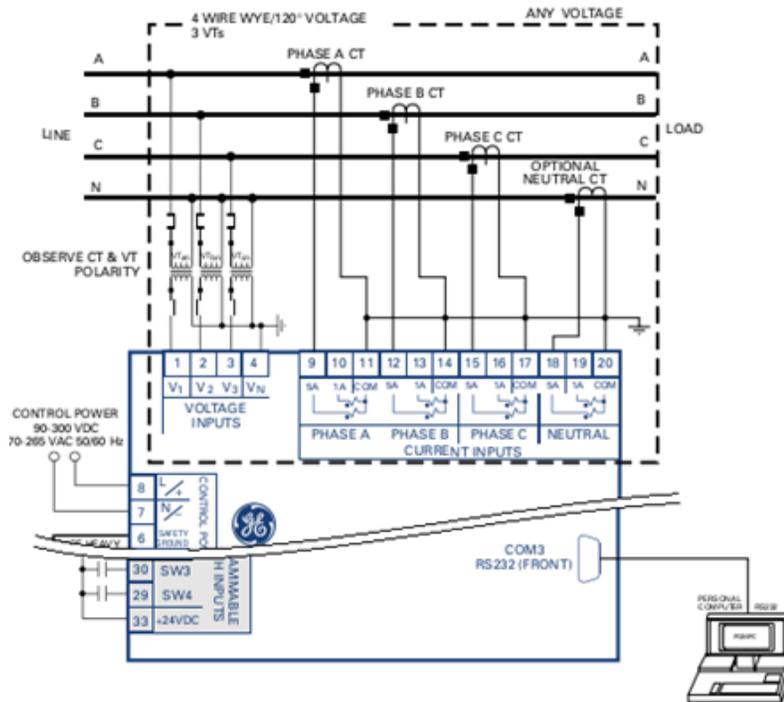


Figura 2.3 Esquema completo del conexionado físico del equipamiento PQM.

➤ **Variables de mediciones declaradas.**

- Potencia activa trifásica ( $P$ ).
- Potencia reactiva trifásica ( $Q$ ).
- Potencia aparente trifásica ( $S$ ).
- Corriente por cada fase ( $I_a$ ,  $I_b$  y  $I_c$ ).
- Voltaje de fase y línea ( $U_{ab}$ ,  $U_{bc}$ ,  $U_{ca}$ ,  $U_{an}$ ,  $U_{bn}$  y  $U_{cn}$ ).
- Factor de potencia ( $\cos \Phi$ ).
- Frecuencia ( $Hz$ ).

Estos parámetros fueron ajustados según se muestra en la siguiente figura 2.4, donde las variables a medir se van activando en cada ventana del software, y posteriormente se activa la medición a través del botón de arranque.

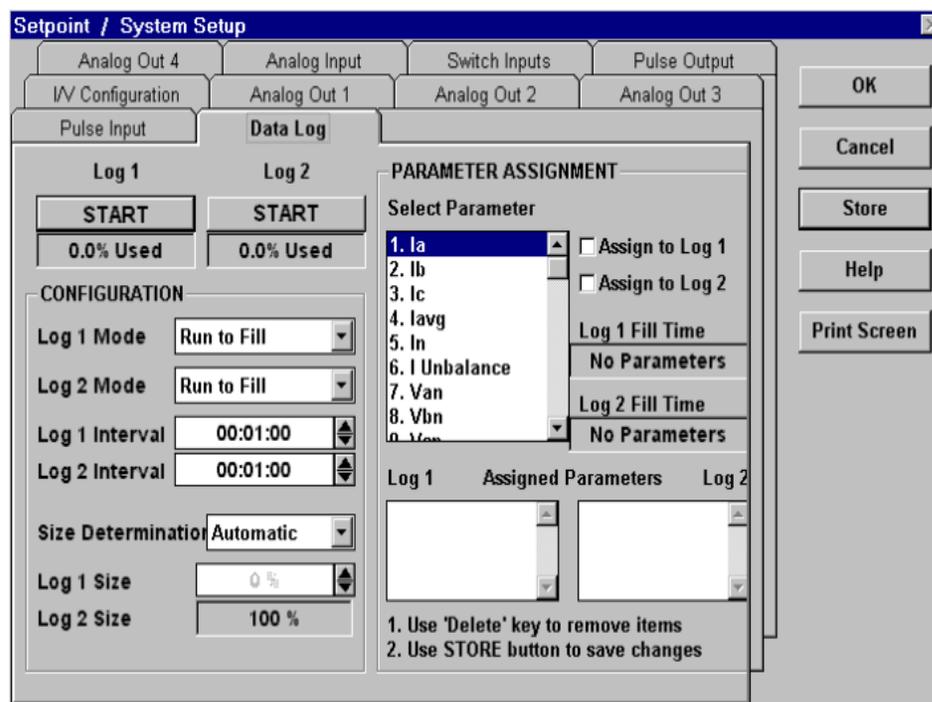


Figura 2.4. Representación del software, activación de la Data Logger.

El software utilizado es el perteneciente a la GE Power manager/PQM, el cual es parte de la Multilim, a través del cual se pueden realizar varias operaciones del equipamiento, así como análisis de la calidad de la energía y otros.

## 2.8 Método para la determinación de la carga de bolas del molino de Bond.

Las bolas en el interior del molino son las que se encargan de desmenuzar el mineral alimentado durante el proceso de molienda y esta variable es la que más efecto tiene sobre el consumo de energía de la unidad de molienda.

Para determinar la carga de bolas del molino se usaron las ecuaciones 1.3 y 1.4 (Según el método de Klebanov – Shubov) para calcular el diámetro óptimo de las bolas y su peso para los diferentes coeficientes de llenado. Los resultados se muestran en el capítulo siguiente.

2.8.1 Ajuste de la carga de bolas para la prueba de Bond.

El índice de trabajo de un material, aplicable a la molienda fina de un molino de bolas, se determina en un molino de laboratorio de dimensiones estándar, 12 pulgadas de diámetro y 12 pulgadas de largo, el mismo gira a 70 rpm, posee esquinas redondeadas y revestimiento liso, con una carga de bolas de acero determinada. En su publicación más conocida Bond (Bond 1961), definió la carga de bolas mostrada en la tabla 2.5.

Tabla 2.5 Distribución recomendada por Bond inicialmente.

Carga recomendada por Bond 1961				
Tamaño de bolas		No. de bolas	Área (cm <sup>2</sup> )	Peso (g)
Pulgadas	cm			
1,450	3,683	43	1832,4	8803
1,170	2,972	67	1858,9	7206
1,000	2,540	10	202,7	672
0,750	1,905	71	809,5	2011
0,610	1,549	94	708,9	1433
Total		285	5412,4	20125

Las 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 como se muestra en la tabla 2.6 (Bico 1999).

Tabla 2.6 Distribución recomendada por Bond finalmente

Carga recomendada por Bond 1961				
Tamaño de bolas		No. bolas	Área cm <sup>2</sup>	Peso g
Pulgadas	cm			
1,500	3,810	25	1832,4	8803
1,250	3,175	39	1858,9	7206
1,000	2,540	60	202,7	672
0,875	2,223	68	809,5	2011
0,750	1,905	93	708,9	1433
Total		285	5706,8	20592

En la tabla 2.7 el peso de las bolas se ha ajustado mejor. El valor calculado del área superficial ha disminuido en este caso, pero se debe decir que el valor real, de haberse podido medir, sería bastante superior al calculado, al presentar la mayoría de las bolas imperfecciones geométricas.

Tabla 2.7. Distribución de bolas medida laboratorio.

Tamaño de bolas		Área	Peso
Pulgadas	cm	No. de bolas	g
1,500	3,810	24	5698,0
1,250	3,175	43	5104,6
1,000	2,540	50	4045,6
0,875	2,223	69	369,1
0,750	1,905	83	2645,4
Total		269	17862,7

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 tipo cilíndrico en los que se va a procesar el material.

## 2.10 Conclusiones.

- Se describe el equipamiento de la instalación de molienda y las variaciones que se le introdujeron al proceso: dos variadores de velocidad, el primero para controlar el flujo de alimentación de mineral y el segundo para establecer los valores de flujo de aire requeridos por el proceso, además de 5 puntos de muestreo del mineral en diferentes secciones de la planta.
- Se diseña un experimento factorial del tipo  $2^3$ , utilizando las variables del proceso que presentan mayor influencia energética: flujo de alimentación fresca ( $Q_e$ ), carga de bolas del molino ( $\varphi$ ) y flujo de aire hacia el molino ( $Q_a$ ). Se establecen dos escalones para las variables del proceso: 2.1 y 2.8 t/h, 25 y 35% y por último, 4080 y 5440  $m^3/h$ , respectivamente.

## Capítulo II Materiales y Métodos.

- Se caracteriza el mineral a moler, demostrándose que este muestra un gran porcentaje de finos (60.2%) con características de producto final a la entada del proceso de molienda.

---

## **Capítulo III Resultados y discusión.**

### **3.0 Introducción.**

En el presente capítulo se exponen y analizan de forma energética las datas obtenidas en el proceso de experimentación factorial, referidos fundamentalmente a la obtención del índice de Bond, el análisis del consumo específico de energía para los cuales se obtienen los porcentos de finos requeridos en el proceso y la realización de un análisis estadístico que demuestre cuál de los grupos de experimento es más factible y la relación individual de las variables con el consumo específico de energía.

### **3.1 Índice de Bond a escala de laboratorio.**

A continuación se muestran los resultados obtenidos en la determinación experimental del índice de Bond a las muestras tomadas del transportador de banda que va hacia los molinos. Como tamiz de corte se utilizó el 0,074 mm como se precisó en el capítulo anterior.

#### *3.1.1 Análisis de los resultados obtenidos en la determinación del índice de Bond.*

Como se aprecia en el anexo A 6 este material contiene aproximadamente un 29 % de fineza y un 17 % de componente serpentínico apreciable a simple vista en el retenido entre 10 y 4 mm. Este comportamiento tiene su explicación por el hecho de que ha sido suprimido el material con partículas mayores de 10 mm, que antes de la colocación de la criba de tambor, llegaban a alcanzar tamaños superiores a los 40 mm, lo que elevaba la proporción serpentina por encima de lo normado en el flujo tecnológico (25 % de la componente serpentínica), la nueva composición se ajusta más a la norma del proceso.

En la tabla 3.1 se puede apreciar los resultados obtenidos en la determinación del índice de Bond para los tres tipos de materiales ensayados: Natural homogenizado, para una composición del mineral con la relación serpentinita – limonita similar a la de alimentación del molino en condiciones normales de trabajo (25 75 % respectivamente)(Anónimo 2008),

y predominantemente serpentinitico o limonítico, para una mezcla en la cual el componente analizado supere el 90% del total de la muestra (Laborde 2004).

Tabla 3.1. Resultados de la determinación del índice de Bond para los tres tipos de materiales ensayados.

Material	F <sub>80</sub> , μm	P <sub>80</sub> , μm	G <sub>bp</sub> , g/rev	W <sub>i</sub> , kWh/t	W, kWh/t
Natural homogenizado	2 320	1 595	36,00	4,00	5,40
Serpentinitico	2 614	528	2,14	18,10	24,40
Limonítico	3 514	2 000	177,50	2,50	3,40

Los resultados se corresponden con los estudios realizados anteriormente por(Laborde 2004). El material natural homogenizado se encuentra en el rango del valor que puede considerarse como la composición del material que actualmente se está procesando a escala industrial para el cual el índice de Bond es de  $w_i = 4$  kWh/t y para el caso de la energía para la industria afectado por los factores de molienda seca de mineral y las dimensiones de molino real queda en  $W = 5,4$  kWh/t, con un  $\pm 18\%$  de error, quedando en evidencia las reservas existentes con respecto a los históricos de molienda para la “Empresa Ernesto Che Guevara”.

Debe significarse que para los casos extremos, es decir para el mineral predominantemente limonítico y serpentinitico, la industria no debe operar bajo estas condiciones en ninguna circunstancia, aunque el valor del índice de Bond obtenido para el mineral denominado natural en este trabajo (con relación limonita/serpentina similares al de la industria), permite afirmar que se puede lograr un ahorro significativo de energía durante el proceso de molienda, pues actualmente el consumo de una unidad de molienda de la “Empresa Ernesto Che Guevara” está en el rango de 13,33 a 13,77 kWh/t.

### 3.3 Resultados del experimento factorial.

En la tabla 3.2 se muestran los resultados obtenidos para las potencias demandadas por los accionamientos del molino, del ventilador y de la unidad de molienda como sistema, durante el transcurso de la realización de los 24 experimentos planificados.

Tabla 3.2 Potencias demandadas por los accionamientos del sistema.

No.	$\phi$ , %	$Q_e$ , t/h	$Q_a$ , m <sup>3</sup> /h	$P_m$ , kW	$P_v$ , kW	$P_u$ , kW
1	25	2,1	4 080	30,56	9,53	40,09
2	25	2,1	4 080	30,86	9,77	40,63
3	25	2,1	4 080	30,87	10,64	41,51
4	25	2,1	5 440	30,24	12,53	42,77
5	25	2,1	5 440	30,68	12,65	43,33
6	25	2,1	5 440	30,37	12,37	42,74
7	25	2,8	4 080	32,04	9,94	41,98
8	25	2,8	4 080	31,69	10,88	42,57
9	25	2,8	4 080	31,90	9,65	41,55
10	25	2,8	5 440	31,43	11,77	43,2
11	25	2,8	5 440	31,51	11,68	43,19
12	25	2,8	5 440	31,61	11,70	43,31
13	35	2,1	4 080	35,66	9,97	45,63
14	35	2,1	4 080	35,20	9,52	44,72
15	35	2,1	4 080	35,51	9,40	44,91
16	35	2,1	5 440	35,00	11,61	46,61
17	35	2,1	5 440	35,28	11,35	46,63
18	35	2,1	5 440	35,06	11,39	46,45
19	35	2,8	4 080	37,71	10,02	47,73
20	35	2,8	4 080	37,05	9,66	46,71
21	35	2,8	4 080	36,83	9,60	46,43
22	35	2,8	5 440	36,50	14,08	50,58
23	35	2,8	5 440	36,82	14,26	51,08
24	35	2,8	5 440	36,60	14,52	51,12

En el gráfico de la figura 3.1 se muestra el comportamiento de la potencia demandada por los accionamientos de la unidad de molienda, en ella se aprecia los valores de la potencia

### Capítulo III Resultados y discusión.

dentro de cada caja o grupo de experimento, y la dimensión de esta es directamente proporcional a la desviación para cada una de las réplicas de los experimentos dentro de cada grupo.

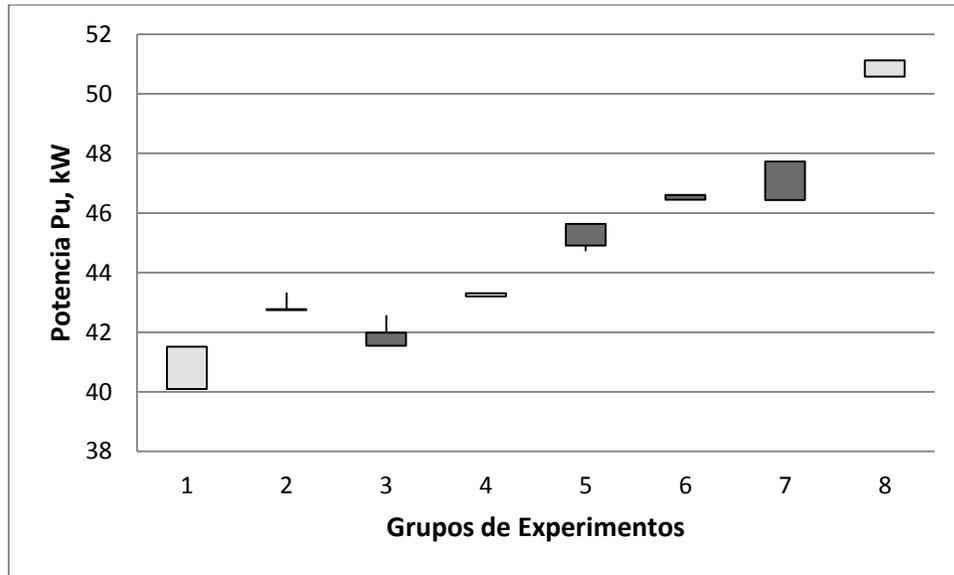


Figura 3.1 Gráfico de caja correspondiente a la potencia de la unidad de molienda.

El comportamiento de la potencia demandada por cada uno de los accionamientos y de la unidad de molienda durante una hora, tiempo en el que transcurre cada experimento, se muestra a continuación en la figura 3.2, la oscilación presente en la serie de la potencia demandada por el motor del molino de bolas es debido a que este accionamiento es un cuerpo cinético desbalanceado.

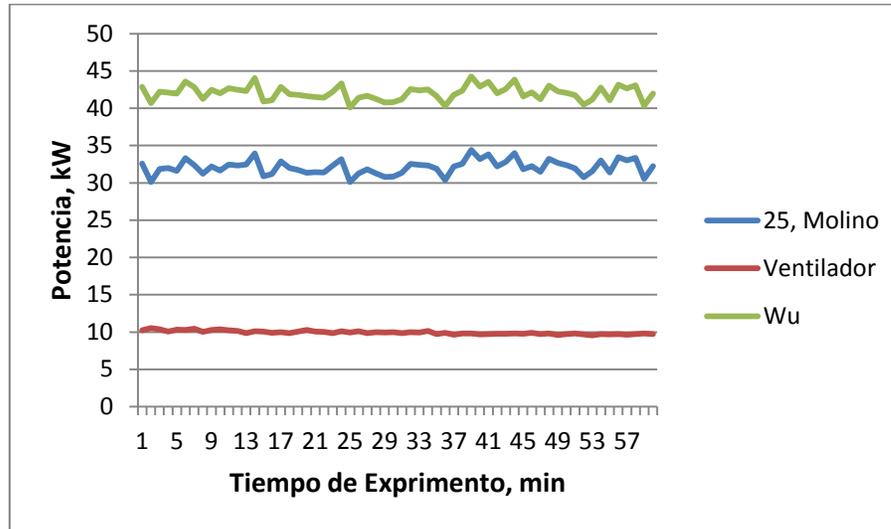


Figura 3.2 Gráfico correspondiente al comportamiento de la potencia en un experimento. Las condiciones de comportamiento de las variables para el experimento de la figura se muestran a continuación:

- $Q_e = 2,8 \text{ t/h}$
- $\varphi = 25 \%$
- $Q_a = 4\,080 \text{ m}^3/\text{h}$

En la figura 3.2 se muestra un gráfico de residuos de potencia demandada por los accionamientos durante la realización de un experimento típico. Se calcularon los valores del gráfico a partir de restarle al valor instantáneo de la potencia demandada el valor medio para cada accionamiento, para solo graficar las oscilaciones.

Las condiciones de comportamiento de las variables para el experimento se muestran a continuación:

- $Q_e = 2,1 \text{ t/h}$
- $\varphi = 35 \%$
- $Q_a = 5\,440 \text{ m}^3/\text{h}$

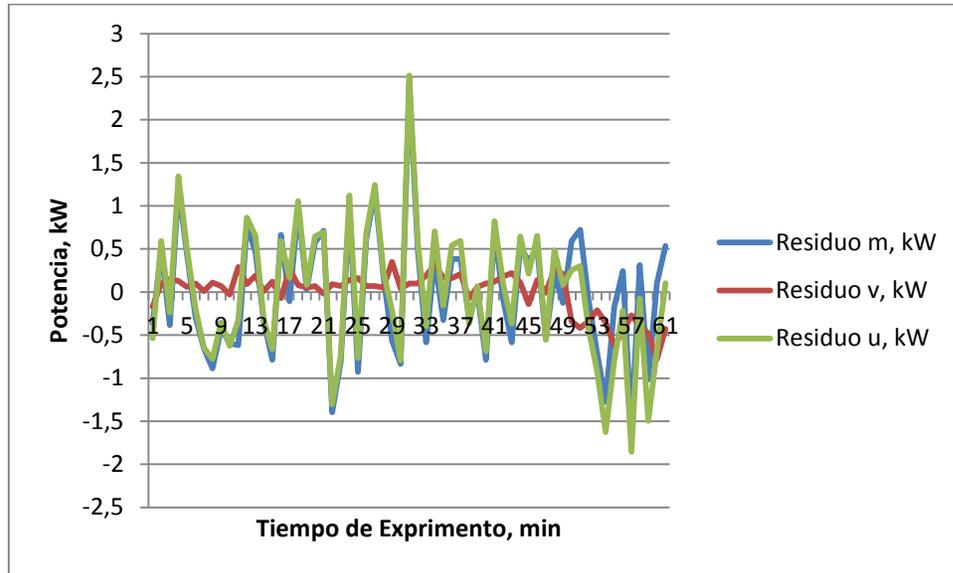


Figura 3.3 Gráfico de residuos de potencia de un experimento.

A partir de los resultados mostrados en la tabla 3.2 y aplicando la expresión 2.4 fueron calculados los consumos específicos de energía para el molino,  $W_m$ , para el ventilador de recirculación,  $W_v$ , y para la unidad de molienda,  $W_u$ , en kWh/t.

Se determinó la productividad  $Q_s$ , en t/h, para la cual se incluye la cantidad de finos producidos por la acción de los elementos triturantes más los finos presentes en la alimentación fresca. Estos resultados están recogidos en la tabla 3.3.

Para los grupos de experimentos 7, 8 y 9 el consumo específico de energía ( $W_u$ ) de la unidad de molienda es el más bajo presentando valores de 15,47 kWh/t y la productividad ( $Q_s$ ) ascendió a 2.74 t/h, debido a la unión de las características de los tres factores mostrados por las variables para estos experimentos.

Los consumos específicos de energía para la unidad de molienda se muestran en la figura 3.4 en ella se aprecia a través de un gráfico de cajas en los cuales se agrupó para cada caja un grupo de 3 réplicas pertenecientes al mismo experimento. En los grupos 7 y 8 existe un mayor desbalance entre las réplicas, debido a factores que no se controlan para los experimentos pero que si se monitorean como son: la humedad relativa del mineral a

moler y el petróleo aditivo, los cuales para esos grupos de experimentos se desbalancearon, aunque dentro de los rangos admisibles establecido por la instrucción de puesto de trabajo del operador de secado y molienda en la Planta Piloto de Moa (Anónimo 2008).

Tabla 3.3 Consumos específicos y productividad alcanzada por el sistema durante el experimento factorial.

No.	Factores			Prod.	Según finos		
	$\phi$ , %	$Q_e$ , t/h	$Q_a$ , m <sup>3</sup> /h	$Q_s$ , t/h	$W_m$ , kWh/t	$W_v$ , kWh/t	$W_u$ , kWh/t
1	25	2,1	4 080	1,98	15,40	4,80	20,21
2	25	2,1	4 080	2,07	14,87	4,71	19,59
3	25	2,1	4 080	2,01	15,35	5,28	20,64
4	25	2,1	5 440	2,02	14,93	6,18	21,12
5	25	2,1	5 440	2,03	15,06	6,21	21,27
6	25	2,1	5 440	2,07	14,65	5,96	20,61
7	25	2,8	4 080	2,78	11,48	3,56	15,05
8	25	2,8	4 080	2,66	11,91	4,08	16,00
9	25	2,8	4 080	2,77	11,49	3,47	14,97
10	25	2,8	5 440	2,60	12,05	4,51	16,56
11	25	2,8	5 440	2,62	12,01	4,45	16,46
12	25	2,8	5 440	2,61	12,07	4,46	16,53
13	35	2,1	4 080	2,02	17,60	4,92	22,53
14	35	2,1	4 080	2,03	17,34	4,68	22,03
15	35	2,1	4 080	2,03	17,46	4,62	22,09
16	35	2,1	5 440	1,98	17,66	5,86	23,53
17	35	2,1	5 440	1,98	17,80	5,7	23,53
18	35	2,1	5 440	2,00	17,48	5,67	23,16
19	35	2,8	4 080	2,42	13,75	3,65	17,40
20	35	2,8	4 080	2,36	15,68	4,08	19,77
21	35	2,8	4 080	2,43	15,12	3,94	19,06
22	35	2,6	5 440	2,33	15,63	6,03	21,66
23	35	2,8	5 440	2,53	14,53	5,63	20,16
24	35	2,8	5 440	2,61	14,01	5,56	19,57

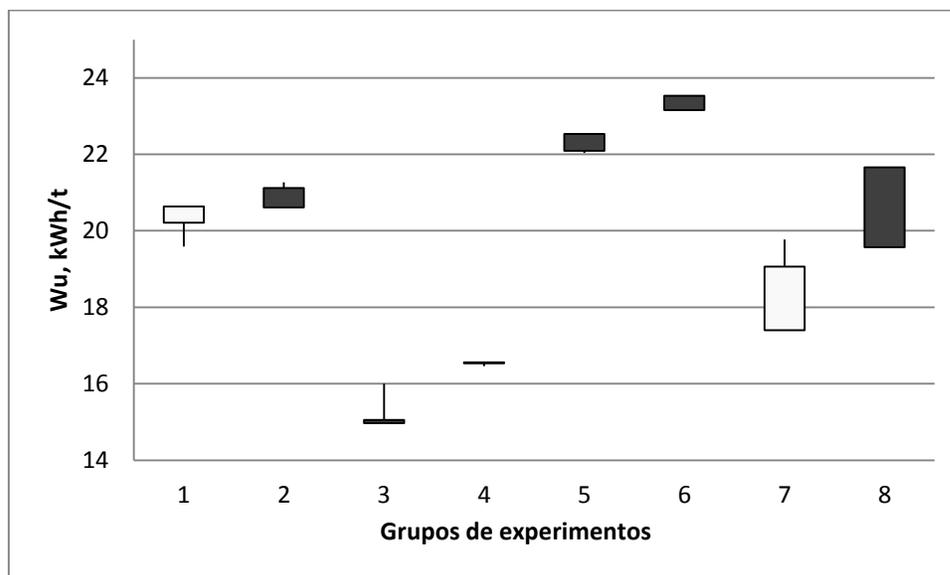


Figura 3.4 Consumo específico de energía de la unidad de molienda.

A medida que se analizan cada uno de los factores de las tablas anteriores el grupo de experimentos 3 correspondiente a las réplicas 7, 8 y 9 son los que mejores indicadores energéticos muestran y con granulometrías con características de producto final por encima de los 89%. Lo que demuestra que la mayor productividad para este tipo de mineral se alcanza cuando el porcentaje de bolas es bajo ( $\phi$ : 25%), la alimentación de mineral es alta ( $Q_e$ : 2.8, t/h) y flujo de aire es alto ( $Q_a$ : 4080  $m^3/h$ ).

### 3.3.1 Análisis de estadístico.

En el presente acápite se realiza un análisis de varianza de la unidad de molienda en donde se determinara la influencia de cada una de las variables relacionadas en los experimentos, para, a través de un modelo matemático determinar su influencia sobre el consumo específico de energía de la unidad de molienda (Ostle 1979; Columbié 2001).

A través de la herramienta del oficio, Excel, en análisis de datos, y con el software Matlab v12. con la herramienta Anova, se analizaron las tres variables con dos muestras por grupo construyéndose una serie de tablas y modelos que se muestran a continuación.

Capítulo III Resultados y discusión.

En la figura 3.5 se muestra la distribución de cada una de las variables para cada experimento. Para ubicar las tres variables en la gráfica al estar referidas a magnitudes y escalas diferentes fue necesario convertirlas en valores por unidad, para ubicarlas todas en la misma figura.

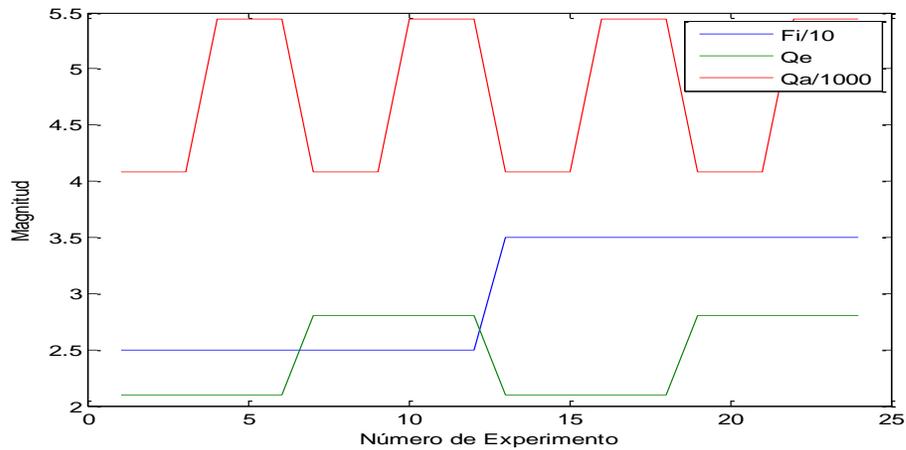


Figura 3.5 Distribución de las variables en los experimentos.

Los valores de consumos específicos de energía  $W_m$ , para el molino se muestran en la tabla 3.4, distribuida por experimento en función de cada variable.

Tabla 3.4 Consumos específicos de energía para la el molino.

$\phi$ , %	$W_m$ , kWh/t			
	2,1		2,8	
	Qa, m3/h		Qa, m3/h	
	4080	5440	4080	5440
25	15,40	14,93	11,48	12,05
	14,87	15,06	11,91	12,01
	15,35	14,65	11,49	12,07
35	17,60	17,66	13,75	15,63
	17,34	17,80	15,68	14,53
	17,46	17,48	15,12	14,01

Los resultados de análisis de varianza correspondiente al consumo específico de energía del molino, se presentan en la tabla 3.5.

Tabla 3.5 Análisis de varianza del modelo de regresión del consumo específico de energía para el molino.

Parámetros	Suma de cuadrados	Grados de libertad	Cuadrados medio	F Cálculo	F Tabla	Prob>F
Factor $\varphi$	44,79	1	44,7993	188,29	4,28	0
Factor $Q_e$	53,61	1	53,6107	225,32	4,28	0
Factor $Q_a$	0,0077	1	0,0077	0,0323	4,28	0,8594
'Error'	3,8067	16	0,2379			
'Total'	102,99	23				

$R^2 = 94.31\%$ .

$R^2$  (Ajustado g.l)=93.46%.

Error estándar de estimación=0.5446

Error absoluto medio=0.4038

La dependencia del consumo específico de energía con la carga de bolas ( $\varphi$ ), la alimentación fresca al molino ( $Q_e$ ) y el flujo de aire a través del molino ( $Q_a$ ) está representada en la expresión 3.1.

$$W_m = 14.177 + 0.306 \cdot \varphi + 0.0001 \cdot Q_a - 3.797 \cdot Q_e \quad (3.1)$$

Del análisis de varianza del modelo de regresión mostrado en la tabla 3.5 se concluye que existe relación estadísticamente significativa entre las variables: carga de bolas ( $\varphi$ ) y alimentación fresca al molino ( $Q_e$ ), para un nivel de confianza de 95 %, al establecer que  $F_{0.05[1,23]} = 4.28 < F_{cal} = 188.29$  y  $F_{0.05[1,23]} = 4.28 < F_{cal} = 225.32$ , respectivamente y el valor de (P) es inferior a 0.05. Para el factor, flujo de aire a través del molino ( $Q_a$ ) se establece

que  $F_{0.05[1,23]} = 4.28 > F_{cal} = 0.0323$ , por lo que no es estadísticamente significativa con un nivel de confianza del 95 %, para el consumo específico de energía del molino.

El estadístico  $R^2$  ajustado indica que el modelo explica un 93.46% de las variaciones específica de energía del molino (Wm).

Para el flujo de aire a través del molino ( $Q_a$ ) el valor de (P) es superior a 0.05, por lo tanto este término no es estadísticamente significativo para un nivel de confianza del 95% o superior, sobre esta base se decide presentar un modelo simplificado según la expresión 3.2.

Modelo simplificado.

$$W_m = 16.9443 + 0.2732 \cdot \varphi - 4.2702 \cdot Q_e \quad (3.2)$$

En la tabla 3.6 se muestra la distribución de los consumos específicos de energía para la el ventilador de recirculación, distribuida por experimento en función de cada variable.

Tabla 3.6 Consumos específicos de energía para el ventilador.

$\varphi$ , %	Wv, kWh/t			
	2,1		2,8	
	Qa, m <sup>3</sup> /h		Qa, m <sup>3</sup> /h	
	4080	5440	4080	5440
25	4,80	6,18	3,56	4,51
	4,71	6,21	4,08	4,45
	5,28	5,96	3,47	4,46
35	4,92	5,86	3,65	6,03
	4,68	5,7	4,08	5,63
	4,62	5,67	3,94	5,56

Tabla 3.7 Cuadro del análisis de varianza para el consumo específico de energía en el ventilador de recirculación.

Parámetros	Suma de cuadrados	Grados de libertad	Cuadrados medio	F Cálculo	F Tabla	Prob>F
Factor $\varphi$	0,2970	1	0,2970	6,4219	4,28	0,0221
Factor $Q_e$	5,1987	1	5,1987	112,39	4,28	0
Factor $Q_a$	8,6760	1	8,6760	187,57	4,28	0
'Error'	0,7401	16	0,0463			
'Total'	17,406	23				

Los factores ( $Q_a$ ), ( $Q_e$ ) y ( $\varphi$ ) tienen efecto estadísticamente significativo sobre el consumo específico de energía del ventilador ( $W_v$ ) para un nivel de confianza del 95%, al establecer que  $F_{0.05,[1,23]} = 4.28 < F_{cal} = 187.57$ ,  $F_{0.05,[1,23]} = 4.28 < F_{cal} = 112.39$  y  $F_{0.05,[1,23]} = 4.28 < F_{cal} = 6.4219$  respectivamente.

$R^2$  (Ajustado g.l)=68.79%.

Error estándar de estimación=0.516

Error absoluto medio=0.371

El modelo obtenido para el consumo específico de energía del ventilador ( $W_v$ ), aparece en la expresión 3.3.

$$W_v = 3.2987 + 0.0222\varphi - 1.3298 Q_e + 0.0009 Q_a \quad (3.3)$$

El modelo anterior es indicativo de que con el aumento del flujo de aire, aumenta el consumo específico de energía del ventilador y por el contrario disminuye con el incremento del flujo de mineral.

En la tabla 3.8 se muestra la distribución de los consumos específicos de energía para la unidad de molienda, distribuida por experimento en función de cada variable.

Tabla 3.8 Consumos específicos de energía para la unidad de molienda.

$\varphi$ , %	$W_u$ , kWh/t			
	2,1		2,8	
	$Q_a$ , m <sup>3</sup> /h		$Q_a$ , m <sup>3</sup> /h	
	4080	5440	4080	5440
25	20,21	21,12	15,05	16,56
	19,59	21,27	16,00	16,46
	20,64	20,61	14,97	16,53
35	22,53	23,53	17,40	21,66
	22,03	23,53	19,77	20,16
	22,09	23,16	19,06	19,57

Los resultados del análisis de varianza del consumo específico de energía de la unidad de molienda, relativo a la productividad total, son mostrados en la tabla 3.9.

Tabla 3.9 Análisis de varianza de la unidad de molienda, relativo a la productividad total.

Parámetros	Suma de cuadrados	Grados de libertad	Cuadrados medio	F Cálculo	F Tabla	Prob>F
Factor $\varphi$	52,45	1	52,45	120,24	4,28	0
Factor $Q_e$	92,51	1	92,51	212,07	4,28	0
Factor $Q_a$	9,151	1	9,151	20,97	4,28	0,0003
$\varphi \cdot Q_e$	3,096	1	3,096	7,097	4,28	0,0170
$\varphi \cdot Q_a$	0,290	1	0,290	0,665	4,28	0,4265
$Q_e \cdot Q_a$	0,273	1	0,273	0,626	4,28	0,4404
$\varphi \cdot Q_e \cdot Q_a$	0,016	1	0,016	0,036	4,28	0,8505
Error	6,979	16	0,436			
Total	164,77	23				

Los factores ( $Q_a$ ), ( $Q_e$ ) y ( $\varphi$ ) tienen efecto estadísticamente significativo sobre el consumo específico de energía de la unidad de molienda ( $W_u$ ) para un nivel de confianza del 95%, al establecer que  $F_{0,05[1,23]} = 4,28 < F_{cal} = 20,97$ ,  $F_{0,05[1,23]} = 4,28 < F_{cal} = 212,07$  y  $F_{0,05[1,23]} = 4,28 < F_{cal} = 120,24$  respectivamente y que el valor de (P) es inferior a 0.05

Capítulo III Resultados y discusión.

Al analizar las interacciones entre parejas de factores de la unidad de molienda con respecto al consumo específico de energía, se aprecia que para los factores ( $Q_e$ ) y ( $\varphi$ ) tienen efecto estadísticamente significativo sobre el consumo específico de energía de la unidad de molienda ( $W_u$ ) al establecer que  $F_{0,05,[1,23]} = 4.28 < F_{cal} = 7.09$ , para un nivel de confianza del 95%. Sin embargo para las interacciones entre los otros factores no son estadísticamente significativos como se aprecia en la tabla 3.9.

El estudio del análisis de regresión para el consumo específico de la unidad de molienda para la productividad total de la unidad aparece en la tabla 3.10.

Tabla 3.10 Análisis de regresión para el consumo específico de energía de la unidad de molienda ( $W_u$ ).

Parámetros	Estimación	Error estándar	Estadístico t	p
Constante	16,418	2,275	7,216	0,0000
Factor $\varphi$	0,341	0,0391	8,715	0,0000
Factor $Q_a$	-4,955	0,5594	-8,857	0,0008
Factor $Q_e$	0,0011	0,0002	3,971	0,0000

$R^2$  (Ajustado g.l)=87.906%.

Error estándar de estimación=0.959

Error absoluto medio=0.766

En la tabla 3.11 se presenta el estudio de análisis de varianza del modelo del consumo específico de energía de la unidad de molienda ( $W_u$ ).

Tabla 3.11 Análisis de varianza para el modelo de ( $W_u$ ).

Fuente de variación	Suma de cuadrados	Grados de libertad	Cuadrados medio	F Calculada	F Tabla	p
Modelo	156,613	3	52,20	56,73	3,03	0,0000
Error	18,40	16	0,920	***	***	***
Total	175,018	23	***	***	***	***

Del análisis de varianza para de la unidad de molienda se concluye que existe relación estadísticamente significativa entre el modelo y el consumo específico de energía para un nivel de confianza de 95 % al establecer que  $F_{0.05[3,23]} = 3.03 < F_{cal} = 56.73$  y el valor de (P) es inferior a 0.05.

El modelo de regresión obtenido para el consumo específico de energía de la unidad de molienda ( $W_u$ ), aparece en la expresión 3.4.

$$W_u = 20.28 + 0.2957 \varphi - 5.6095 Q_c + 0.0009 Q_a \quad (3.4)$$

El estadístico  $R^2$  ajustado indica que el modelo es explicativo en el 87.9 % con dependencia lineal de la variabilidad del consumo específico de energía de la unidad de molienda ( $W_u$ ).

El modelo permite definir que un aumento de la carga de bolas ( $\varphi$ ) y el flujo de aire ( $Q_a$ ), provocan un incremento del consumo específico de energía de la unidad de molienda ( $W_u$ ), mientras que con el aumento de alimentación de mineral ( $Q_c$ ) disminuye el consumo de energía.

### 3.4 Valoración económica.

Los experimentos realizados en la planta piloto del CEDINIQ fueron concebidos con toda intencionalidad a escala con respecto a una unidad de molienda de la fábrica Comandante Ernesto Che Guevara, por lo que los resultados se pueden extrapolar a esta.

Siendo el porcentaje de bolas del molino la magnitud que más influye sobre el consumo de la unidad de molienda se puede utilizar este como coeficiente para interrelacionar las unidades de molienda del CEDINIQ y la Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara". La mayor eficiencia demostrada a través de la experimentación en la planta piloto fue con un 25 % de bolas del volumen total de llenado del molino. Considerando que para el caso del molino de bolas de la Che Guevara 54t representa el 32% de llenado, que es el máximo

real de su capacidad de bolas según diseño (esto representaría el 50% de bolas en el molino del CEDINIQ) con el cual debe de alcanzarse los valores más altos de eficiencia. Utilizando la ecuación 3.5. Para la extrapolación determinamos la cantidad de bolas en toneladas para la cual el molino lograría su máxima eficiencia.

$$X_t = \frac{54t \cdot 25\%}{32\%} \quad (3.5)$$

donde:

$X_t$ : Bolas, (t)

El valor óptimo de toneladas para el molino de la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” calculado será de 42.18t de bolas y por diseño 54 t, utilizaremos estos datos para elaborar dos variantes, uno y dos respectivamente, para el cálculo económico, una con el número óptimo de bolas y otra con el porcentaje de diseño. Utilizando la tabla 3.5 de (Téllez Pérez 2010)se determina la relación entre la carga de bolas del molino y la potencia en kW consumidos para cada una de las variantes.

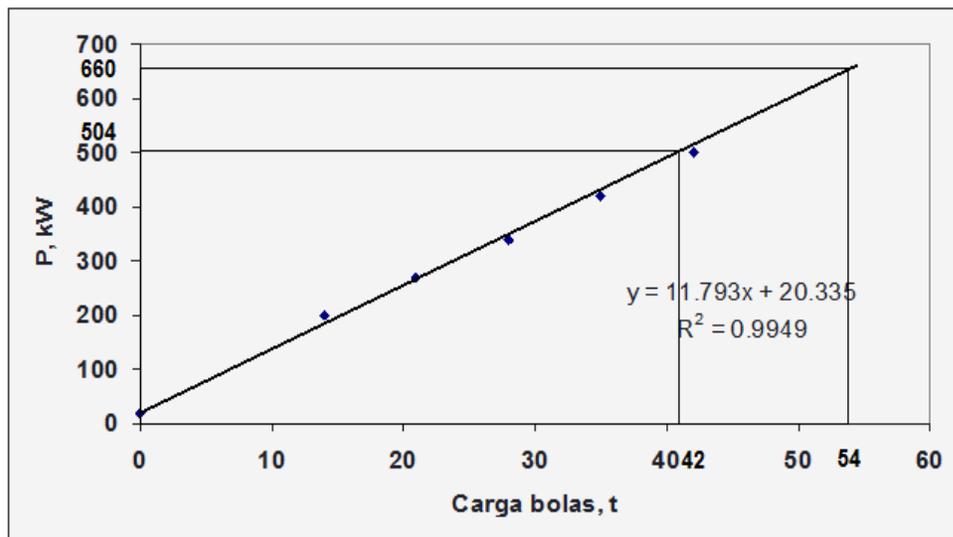


Figura 3.5 Relación de carga de bolas del molino con la energía consumida en una unidad de molienda.

Determinando la correspondencia entre las toneladas de bolas y la potencia consumida se determinan los datos para las dos variantes de cálculo. La variante uno con 42.18 t y la variante dos con 54t lo que corresponde respectivamente con 504 kW y 660 kW de potencia activa demandada por los accionamientos de la unidad de molienda.

En la siguiente tabla 3.12 se muestra los costos de energía por kWh y los métodos de cálculo para los diferentes horarios del día según los gravámenes impuestos para las entidades cogeneradoras por la empresa eléctrica (Anónimo 2002). Mediante la ecuación 3.6 se calcula el costo en divisas por kW/h consumidos de energía.

$$C_D = (H_D \cdot K + 0.0466) \cdot E_D \quad (3.6)$$

donde:

$C_D$ : Costo en divisas por kW/h.

$H_D$ : Tarifa por horario del día.

$K$ : Constante de cálculo ajustada según precio del petróleo.

$E_D$ : Cantidad de horas del día según horario.

Tabla 3.12 Costo en divisas por kW energía utilizado en una unidad de molienda.

Calculo de consumo eléctrico para las variantes 1 y 2						
Designación	Tiempo $E_D$ (H)	$H_D$	Constante	K	kWh/t	Costo, $C_D$ (CUC/kWh)
Horario Pico	6pm – 10pm	0,048	0,0466	5,7518	504	650,53
					660	851,89
Horario Madrugada	10pm – 6am	0,016	0,0466	5,7518	504	558,95
					660	731,96
Horario Día	6am – 6pm	0,024	0,0466	5,7518	504	1116,72
					660	1464,37
Costo diario (CUC/kW1día)				Variante 1	2326,20	
				Variante 2	3046,22	
Costo mensual (CUC/kW30día)				Variante 1	69786,27	
				Variante 2	91386,78	
Costo anual (CUC/kW1año)				Variante 1	837435,30	
				Variante 2	1096641,47	

A modo de resumen la diferencia entre las dos variantes de los costos diarios, mensuales y anuales se muestran a continuación en la tabla 3.13.

Tabla 3.13 Relación de ahorro energético entre las variantes uno y dos.

Ahorro energético CUC/kWh		
1 Día	1 Mes	1 Año
720,02	21600,51	259206,17

Se demuestra lo significativo que puede ser el ahorro anual de \$ 259206.166 CUC, solo con realizar ajustes en las variables del experimento factorial analizado en el capítulo anterior, sin necesidad de incurrir en inversiones costosas, solo ajustando los parámetros de molienda.

### 3.5 Conclusiones del capítulo.

- El análisis del método de Bond muestra que la composición del mineral es cercana a 24 % de serpentina y 76 % de limonita, y que se requiere de un consumo específico de energía aproximadamente de 5,4 kWh/t para desmenuzar el mineral natural homogenizado de forma acertada demostrando la existencia de reservas energéticas en el proceso.
- Se determinó que las variables escogidas en el experimento factorial tienen una relación de influencia directa sobre el consumo específico de energía eléctrica en la molienda de mineral.
- En el análisis de varianza se determina que para la unidad de molienda los tres factores estudiados son estadísticamente significativos.

---

### Conclusiones Generales:

- Los factores carga de bolas ( $\varphi$ ), flujo de alimentación de mineral ( $Q_e$ ) y flujo de aire ( $Q_a$ ), influyen significativamente sobre el consumo de energía de la unidad de molienda ( $W_u$ ). De modo que, cuando la carga de bolas es baja (25%), el flujo de aire es bajo (4080 m<sup>3</sup>/h) y el flujo de alimentación es alto (2.8 t/h), se observa el régimen de trabajo más racional de la unidad de molienda (mayor productividad y menor consumo específico de energía).
- El reajuste de la carga de bolas, no impide que se alcance un régimen de explotación eficiente de la unidad de molienda, para el material dado durante la experimentación.
- El consumo específico de energía de la unidad de molienda está determinado por la influencia de las variables:
  - Carga de bolas  $\varphi$ (%) en un 39.94 %.
  - Flujo de alimentación fresca  $Q_e$  (t/h) en un 41 %
  - Flujo de aire hacia el molino  $Q_a$  (m<sup>3</sup>/h) en un 8 %.

---

### **Recomendaciones:**

- Continuar la investigación profundizando en la forma en que depende cada variable estudiada, en relación al consumo específico de energía.
- Continuar la investigación para determinar el comportamiento de la unidad de molienda para un mineral de alimentación un con contenido de fino entre un 10 y un 25 %.

---

## Referencias bibliográficas

- [1]. AGUADO, J. M. M. APLICACIÓN DE LA SIMULACIÓN MATEMÁTICA A LA DETERMINACIÓN DE CONSUMOS ENERGÉTICOS EN FRAGMENTACIÓN 2005.
- [2]. ALBERTI, E. 1991. Advanced Design of Pneumatic Conveying Systems. Bulk solids handling. 11(1), 103-1010.
- [3]. ALDANA. 2004. Determinación del índice de trabajo del mineral de futura explotación índice de Bond. Informe Técnico Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara.
- [4]. ALDANA S, E. & A. LEGRÁ L. 1996. Optimización de la productividad y la fineza de la molienda en la planta de preparación de minerales de la empresa "Cmdte Ernesto Che Guevara". Moa, Holguín.
- [5]. AMARÁN, N. C. B., E. F. MAREMA & D. G. MARTINEZ. 2005. LA LIXIVIACIÓN EN MEDIO ORGÁNICO COMO UNA ALTERNATIVA VIABLE PARA EL APROVECHAMIENTO RACIONAL DE MENAS LATERÍTICAS FUERA DE BALANCE CUBANAS. *CIGET Pinar del Río* [Type of Work], vol. 7, no. 3. Available from Internet:<<http://www.ciget.pinar.cu/No.2005-3/menas.htm>>.
- [6]. ANDREIEV, S. E. A., V. A. PEROV & V. V. ZVERIEVICH. 1980. *Trituración, desmenuzamiento y cribado de los minerales*. Editorial Mir, Moscú.
- [7]. ANÓNIMO. 2002. Manual de aplicación de las tarifas eléctricas. La Habana.
- [8]. ANÓNIMO. 2008. INSTRUCCIÓN DE PUESTO DE TRABAJO OPERADOR DE SECADO Y MOLIENDA EN LA PLANTA PILOTO MOA *Copia Controlada*. Nro. 03-1.
- [9]. ARÓSTEGUI, J. M. 1978. Metodología del Conocimiento Científico. *La Habana: Editorial de Ciencias Sociales*. 445
- [10]. AUSTIN. L. G. ; BRAME, K. 1983. A comparison of the Bond method for sizing wet tumbling mills with a size mass balance simulation model. *Powder Technology*. 34, 261-274.

## Bibliografía

- [11]. AUSTIN. L; BRAME, K. 1983. *A comparison of the Bond method for sizing wet tumbling mills with a size mass balance simulation model*. Powder Technology.
- [12]. AVILIOV, B. N., KARNAUJOV & ZABROBSK. 1987. *Racionalización del consumo de energía eléctrica en las plantas beneficiadoras de minerales*. Niedra, Moscú.
- [13]. BICO. 1999. Manual de operación del molino de bolas estándar de Bond. *Braun International Co*.
- [14]. BOND, F. C. 1952. "Third Theory of Comminution". *AIME*, 193. 484-494
- [15]. BOND, F. C. 1961. "Crushing and Grinding Calculations", Allis Chalmers Manufacturing Co. *Milwaukee, Wisconsin*.
- [16]. BROWN, R. L. MODELACIÓN Y SIMULACIÓN DEL PROCESO DE MOLIENDA DEL MINERAL LATERÍTICO , CON COMPOSICIÓN SUSTANCIAL VARIABLE. Instituto Superior Minero Metalúrgico, 2005.
- [17]. BROWN, R. L., A. COELLO, S. MARRERO & O. ANGULO. 2004. Influencia de la relación serpentina-limonita sobre los indicadores energotecnológicos en el proceso de molienda del mineral laterítico. In.
- [18]. COELLO, V. 1993. Mejoramiento de la tecnología de la molienda seca de la laterita. Rusia
- [19]. COELLO V, A. 1993. Consideraciones sobre la molienda seca de minerales lateríticos.
- [20]. COELLO V; MENÉNDEZ; LABORDE, B. R. 2005. *Regularidad en la molienda conjunta y por separado de mezclas de limonita y serpentina*. edited by M.Y. GEOLOGÍA. XIX, No. 3 – 4.
- [21]. COELLO., L. 2001. Optimización del proceso de molienda del mineral laterítico en la empresa 'Cmdte Ernesto Che Guevara'. *Universidad Central de Las Villas*. Universidad Central de Las Villas, 97.
- [22]. COLUMBIÉ, N. 2001. Modelación Matemática del proceso de calcinación del carbonato básico de níquel en el horno tubular rotatorio. *Tesis de doctorado, Instituto Superior Minero Metalúrgico, Moa*. 98.

## Bibliografía

- [23]. LABORDE, B. 2004. MODELACIÓN Y SIMULACIÓN DEL PROCESO DE MOLIENDA DEL MINERAL LATERÍTICO, CON COMPOSICIÓN SUSTANCIAL VARIABLE. *Instituto Superior Minero Metalúrgico*. Tesis doctoral. ISMM, 124p.
- [24]. LABORDE B, R. 2000. Productividad y eficiencia energética en el proceso de molienda del mineral laterítico. *Revista de Minería-Geología*. Vol.17 No 2.
- [25]. LABORDE B; A. COELLO, S. R. O. A. 2004. Diagnóstico energético del proceso de molienda de la laterita. *Minería y Geología*. XIX, No. 3 – 4
- [26]. LABORDE, C. 2001. *Productividad y Eficiencia energética en el proceso de molienda del mineral laterítico*. Revista Minería y Geología.
- [27]. LAFARGUE, B. U. 2005. Análisis del comportamiento del consumo específico de energía en el proceso de molienda de minerales lateríticos en la empresa Comandante Ernesto Che Guevara. *Trabajo de Diploma. Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa*. 83 p.
- [28]. LAMPINEN, M. 1991. Calculation Methods for Determining the pressure Loss of Twophase Pipe Flow and Ejectors in Pneumatic Conveying Systems. *Mechanical Engineering series*. Acta polytechnica scandinavica(No 99).
- [29]. LANDSAY, C. 1987. *Crushing and Grinding Process Hand book*. (Londres).
- [30]. LEDESMA, P. L. 2010. Influencia del beneficio en la productividad del proceso de molienda de la laterita en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara. *Trabajo de Diploma. Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa*. 73 p.
- [31]. LESME, J. R. 1996. Modelación del movimiento de las partículas y pérdidas en codos durante el transporte neumático del bagazo. *Tesis doctoral. Universidad de Oriente, Santiago de Cuba*. 112p.
- [32]. LLORENTE, L. A. 2003. Proyección para el incremento de la productividad hasta 50 000 t de níquel más cobalto en la instalación de molienda de la empresa 'Cmdte Ernesto Che Guevara'. *Tesis de Maestría. Instituto Superior Minero Metalúrgico*.
- [33]. LUCKIE, P. T. A., L. G. 1972. A review introduction to the solution of the grinding equations by digital computation. *Mineral Science Engineering*. Vol 4, 24-51.

## Bibliografía

- [34]. LYNCH, J. A. 1980. Circuitos de trituración y molienda de minerales. *Editorial Rocas y Minerales*. (Madrid).
- [35]. MARCHESE, A. 2004. Consumo de energía en operaciones de minerales.
- [36]. MARTÍNEZ, D. T. Valoración de la influencia de algunos factores tecnológicos, sobre el consumo específico de energía en el proceso de molienda del mineral laterítico. Instituto Superior Minero Metalúrgico, 2005.
- [37]. MENDOZA S, J. M. 2008. Metodología para la normación del consumo de energía en el proceso de molienda del mineral laterítico. *TESIS EN OPCION AL TÍTULO DE MASTER EN ELECTROMECAÁNICA*.
- [38]. NÚÑEZ, P. 2003. Modelación a escala de laboratorio del proceso de molienda del mineral laterítico del yacimiento de Punta Gorda. . *Trabajo de diploma. Instituto Superior Minero Metalúrgico*.
- [39]. OSTLE, B. 1979. *Estadística aplicada*. Editorial Científico-Técnica, La Habana.
- [40]. PACHECO BERLOT, P. 1984. Ecuaciones para el diseño de instalaciones a transporte neumático por tuberías verticales de materiales polvorientos, granulados, polimorfos y polidispersos. *Tesis doctoral. Universidad de Oriente, Santiago de Cuba*. 120p.
- [41]. PÉREZ ABALLE, O. 2011. Metodología para determinar parámetros eléctricos en Variadores de velocidad. *CIE 2011*. EI- 26.
- [42]. PÉREZ ABALLE, O. 2012. EVALUACIÓN DEL ACCIONAMIENTO DE TRASPORTE NEUMÁTICO DE MINERAL EN EL CEDINIQ A TRAVÉS DE VARIADOR DE VELOCIDAD. *ENERMOA 2012*. Artículo en construcción.
- [43]. PÉREZ ABRIL. 2010. VARIACIÓN DE VELOCIDAD EN VENTILADOR DE AIRE DE COMBUSTIÓN. *CIE*. 34.
- [44]. PÉREZ, N. 2003. Modelación a escala de laboratorio del proceso de molienda del mineral laterítico del yacimiento de Punta Gorda. *Trabajo de diploma. Instituto Superior Minero Metalúrgico*.
- [45]. POWER MANAGER, P. 2008. Manual de usuario de PQM
- [46]. RAMOS, P. 1995. "Bombas, ventiladores y compresores". *ISPJAE, la Habana*.

## Bibliografía

- [47]. REINA. 2004. Determinación del índice de trabajo o de Bond para los minerales lateríticos. . *Trabajo de Diploma. Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa*. 66 p.
- [48]. ROJAS PURÓN, L. D. 2005. ACCIONAMIENTO ELÉCTRICO ASINCRÓNICO PARA TRANSPORTE EFICIENTE DE PULPA LATERÍTICA. *TESIS EN OPCIÓN AL GRADO CIENTÍFICO DE DOCTOR EN CIENCIAS TÉCNICAS*.
- [49]. SUÁREZ. 2004. Influencia del régimen de operaciones en el proceso de molienda de la empresa Comandante Ernesto Che Guevara. *Trabajo de Diploma. ISMM*. 90 p.
- [50]. TAYLOR, T. 1998. Specific energy consumption and particle attrition in pneumatic conveying. *Powder Technology*. 95(1), 1-6.
- [51]. TÉLLEZ PÉREZ, J. 2010. Las propiedades físico-mecánicas de las menas lateríticas y su relación con el consumo específico de energía en el proceso de molienda. *TESIS EN OPCION AL TÍTULO DE MASTER EN ELECTROMECAÁNICA*.
- [52]. TIJONOV, C. 2001. *Molienda de minerales multicomponentes: modelo integrodiferencial para la valoración de la energía*. Minería y Geología.
- [53]. TORRES, E. 2003. Tesis Doctoral del proceso de Modelación del transporte neumático. *Moa, Holguín*.

---

## Anexos

### Anexo 1

#### A.1 Dinámica de los ventiladores centrífugos.

El ventilador más comúnmente empleado es el ventilador centrífugo el cual es empleado para el trasiego de aire, gas o partículas en instalaciones industriales (figura A.1). En estos aparatos la trayectoria del aire sigue una trayectoria axial a la entrada y paralela a un plano radial a la salida. Entrada y salida están en ángulo recto. El rodete de estos aparatos está compuesto de alabes que pueden ser hacia delante, radiales o atrás (Ramos, 1995).

En estos equipos, por la acción de la fuerza centrífuga, el fluido es desplazado desde el eje de rotación del impelente hacia la periferia.

Durante este recorrido, los alabes del impelente le transmiten energía en forma de presión y velocidad al fluido. Parte de esta última es transformada en presión en el colector que rodea al impelente ya que las altas velocidades provocan pérdidas por fricción y disminuyen la eficiencia del equipo.

H: Carga, (m)

Q: Capacidad, ( $m^3 / s$ )

n: Velocidad de rotación, (rpm)

$\eta$ : Rendimiento, (%)

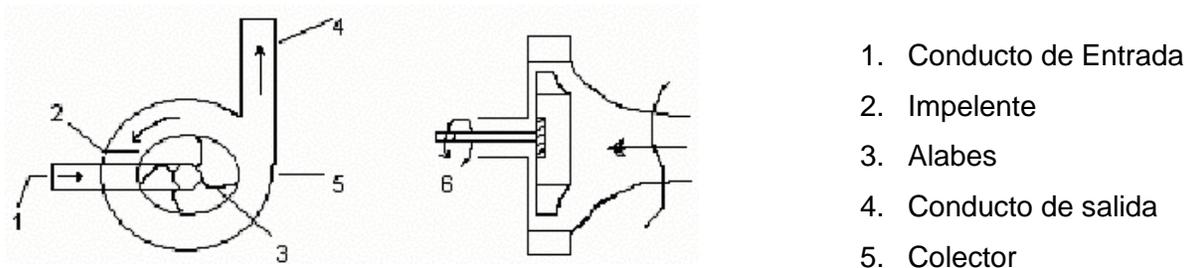


Figura A.1 Esquema de las partes que forman al ventilador (Ramos 1995).

## Anexos

La carga de impulsión y presión ( $P$ ) es uno de los parámetros que caracteriza la cantidad de energía que la máquina le trasmite al fluido al pasar por él, por lo tanto corresponde numéricamente igual a la diferencia entre la energía que posee el flujo a la salida y la que poseía al entrar a ésta. Si se expresa en metros la altura, la presión se determina por la ecuación A.1

$$P = \rho \cdot g \cdot H \quad (\text{A.1})$$

donde:

$P$ : Presión, ( $\text{Pa}$ )

$\rho$ : Densidad, ( $\text{kg/m}^3$ )

$g$ : Aceleración de gravedad, ( $\text{m/s}^2$ )

La capacidad de un ventilador se define como el volumen que es capaz de entregar la máquina por unidad de tiempo a través del conducto de descarga.

Este volumen se expresa en función de los parámetros de presión y de la temperatura del fluido a la sección de la máquina, o referido a condiciones de referencia establecida previamente.

En ocasiones la capacidad se define en función del gasto másico y el volumétrico, se expresa por la relación A.2

$$Q_m = \rho \cdot Q \quad (\text{A.2})$$

donde:

$Q_m$ : Gasto másico, ( $\text{m}^3/\text{s}$ )

Se denomina velocidad de rotación ( $n$ ) de una máquina a las revoluciones por unidad de tiempo en su eje principal. En el sistema internacional de unidades se toma ( $\text{s}^{-1}$ ), sin embargo, la literatura especializada emplea universalmente revoluciones por minutos (rpm).

## Anexos

La potencia que la máquina entrega al fluido se denomina potencia útil ( $P_u$ ) y se determina por la expresión A.3.

$$P_u = \frac{\rho \cdot g \cdot Q \cdot H}{1000} \quad (\text{A.3})$$

Ya que  $P = \rho \cdot g \cdot H$ , se puede sustituir en la ecuación A.3

El rendimiento ( $\eta$ ) es la relación entre la potencia útil ( $P_u$ ) y la que es necesaria entregarle al eje de la máquina ( $P_e$ ). El rendimiento depende del tipo de construcción, dimensiones, fluido, régimen de trabajo y características del sistema de tuberías. A la hora de determinar el rendimiento conjunto de una instalación, se define como la potencia útil y la potencia consumida por el motor, según la ecuación A.4.

$$\eta_{inst} = \frac{P_u}{P_e} \quad (\text{A.4})$$

Considerando que:

$$P_e = \frac{Q \cdot P}{1000\eta} \quad (\text{4.1})$$

## Anexos

### **Anexo 2**

#### *A.2 Análisis crítico del método de Bond (Austin. L; Brame 1983).*

Ventajas del método de Bond.

- 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 (Aldana S & Legrá L 1996).
- Es el procedimiento habitual para el dimensionado de trituradoras, molinos de barras y bolas, tanto a escala piloto como industrial.

Desventajas del método de Bond.

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

### **Anexo 3**

#### *A.3 Metodología para la determinación experimental del índice de Bond.*

El método de Bond permite estimar el consumo real de energía a escala industrial con un error promedio  $\pm 20 \%$ . Es el procedimiento habitual para el dimensionado de trituradoras, molinos de barras y bolas, tanto a escala piloto como industrial. (Bico 1999)

A continuación se ofrece una descripción de las operaciones a realizar en el desarrollo del ensayo de Bond para molinos de bolas y que fue utilizada en la determinación experimental del índice de Bond para los minerales lateríticos.

1. Preparación de la alimentación: Homogenización y cuarteo del mineral.

## Anexos

2. Determinación de la densidad aparente en la alimentación: Se determinó mediante la medición en un cilindro graduado (probeta), donde se prestó especial cuidado al máximo empaquetamiento posible del material en dicho cilindro, recurriéndose para esto al cribado del mismo por el tamiz de 3,5 mm.
3. Determinación del peso de 700 cm<sup>3</sup> 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.
4. Determinación del peso de producto ideal o peso ideal de finos, suponiendo una carga circulante de 250 %. Este valor será determinado por la expresión 4.2.

$$P_i = \frac{\text{peso700}}{3,5} \quad (4.2)$$

5. Caracterización granulométrica de la alimentación, con especial cuidado en la obtención del valor característico a F<sub>80</sub>, y el porcentaje de material en la alimentación inferior al tamaño de corte.
6. En el caso de que el análisis granulométrico realizado a la alimentación, se obtenga un porcentaje pasante por el tamiz de corte superior al 28 %, se realizará un ciclo vacío, se asignará cero al número de revoluciones y al número de granos netos por revolución en el primer periodo, 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.

## Anexos

8. Se hace girar el molino a un número arbitrario de revoluciones: (se recomienda 100 vueltas para materiales duros y 50 para materiales más blandos)
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 se cargan las bolas limpias.
10. Se tamiza cuidadosamente la descarga del molino, con el tamiz de corte seleccionado (0,074 mm), luego se procede a secar el rechazo en la estufa.
11. Se procede al pesado de rechazo tamizado, con precisión al menos de décimas de gramos.
12. Se determina el peso del cernido por diferencia entre el peso total del producto y el peso del rechazo.
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 período.
14. Se calcula el valor de los gramos de finos netos producidos, que corresponde al peso pasante producido (determinado en el paso 12), menos el peso de finos introducidos en 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

## Anexos

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 al 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).
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 pasados al menos los 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 tres últimos períodos (si hubo inversión de la tendencia, paso 21) se obtiene mediante el índice de molturabilidad en molinos de bolas,  $G_{bp}$ .
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  $P_{80}$ .
24. Se calcula el índice de trabajo  $W_i$  en molinos de bolas, expresado en kWh/t, mediante la ecuación 4.3, propuesta por Bond.

## Anexos

$$W_i = \frac{44.5}{P_{100}^{0.23} \cdot Gbp^{0.82} \cdot \left( \frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{F_{80}} \right)} \quad (4.3)$$

donde:

$P_{74}$ : tamaño de corte,  $\mu\text{m}$

$G_{bp}$ : índice de molturabilidad, g/rev.

$P_{80}$ : tamaño del 80 % de pasante en el producto,  $\mu\text{m}$

$F_{80}$ : tamaño del 80 % de pasante en la alimentación,  $\mu\text{m}$

Para llevar el valor obtenido a toneladas métricas se introduce el factor  $K_1 = 1,1$  y para considerar la molienda seca se introduce un factor  $K_2 = 1,3$

### Anexo 4

#### A.4 Determinación de los parámetros de alimentación de mineral al molino $Q_e$ , t/h.

Tabla A.4 Resultados de la determinación del flujo de alimentación de mineral.

No	Peso de la muestra (kg)	V (r/min)	kg/s	T/h
1	17.15	438	0.571667	2.058
2	17.5	438	0.583333	2.1
3	17.3	438	0.576667	2.076
4	23.5	609	0.783333	2.82
5	23.5	609	0.783333	2.82
6	23.5	609	0.783333	2.82
7	29	771	0.966667	3.48
8	30	771	1	3.6
9	30	771	1	3.6

## Anexos

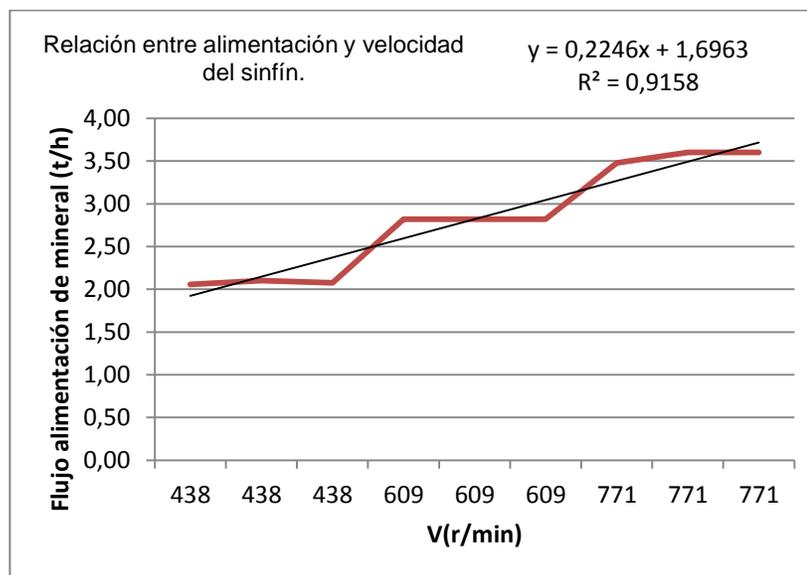


Figura. A.4 Relación entre el flujo de alimentación de mineral del sinfín y su velocidad.

## Anexo 5

### A.5 Determinación de los parámetros aerodinámicos del molino $Q_a$ , $m^3/h$ .

Tabla A.5 Resultados de la determinación del flujo de aire.

V (r/min.)	$Q_a$ ( $m^3/h$ )
1440	4080
1490	4750
1550	5440

## Anexos

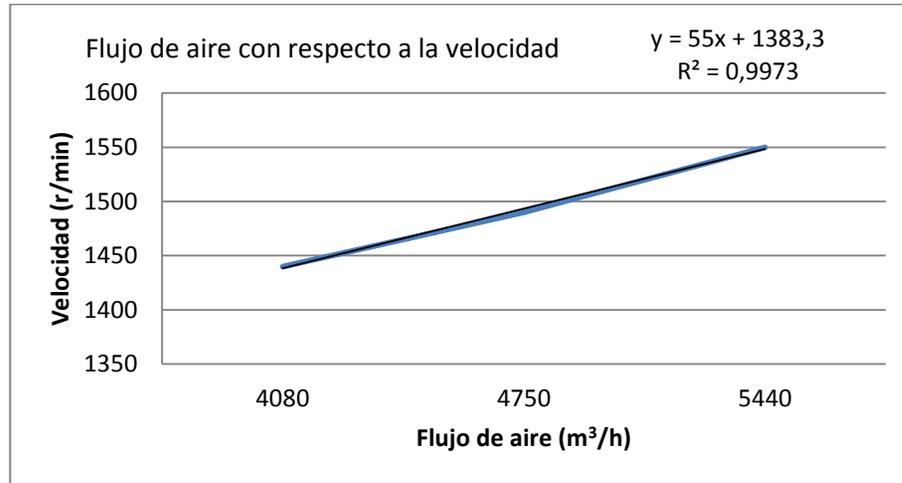


Figura A.5 Flujo de aire con respecto a la velocidad del ventilador.

## Anexo A6

### A.6 Cálculo del índice de Bond.

Tabla A.6.1 Caracterización granulométrica del material inicial utilizado para preparar las diferentes muestras empleadas en los ensayos de molienda.

Tamiz, mm	Masa de muestras, g					Promedio de muestra, g	Retenido,%
	1	2	3	4	5		
10,00	89,10	65,60	106,10	91,50	105,90	91,64	3,77
9,50	22,30	20,30	19,80	23,30	32,80	23,70	0,98
5,00	193,50	101,30	169,90	217,30	200,80	176,56	7,27
3,50	187,10	158,90	155,20	170,00	159,70	166,18	6,84
2,00	479,10	412,50	405,10	384,30	366,10	409,42	16,85
1,60	323,60	297,90	310,40	303,90	295,20	306,20	12,60
1,00	44,00	43,80	47,60	64,40	62,00	52,36	2,16
0,71	40,20	42,20	40,40	38,20	39,60	40,12	1,65
0,40	73,20	101,80	87,20	81,40	65,60	81,84	3,37
0,315	42,40	51,60	45,00	38,20	47,40	44,92	1,85

X

## Anexos

0,250	67,60	101,20	87,60	81,60	51,00	77,80	3,20
0,150	97,40	103,80	107,00	90,40	130,20	105,76	4,35
0,074	134,40	152,80	140,20	184,00	187,40	159,76	6,58
-0,074	638,80	791,60	712,70	647,50	674,20	692,96	28,53
	2432,70	2445,30	2434,2	2416,0	2417,9	2429,22	100

En la tabla A.6.1 se muestran los resultados de la caracterización granulométrica del mineral natural preparado para la alimentación en los ensayos de Bond. Puede apreciarse que el material así obtenido cumple con las exigencias de este tipo de ensayo al tener un 100 % pasante en el tamiz de 3,5 mm y menos del 28 % de la clase – 0,074 mm.

Tabla A.6.2 Caracterización granulométrica del mineral natural utilizado para el ensayo de Bond

Tamiz, mm	Masa de muestra, g			Promedio de muestra, g	Retenido, %
	1	2	3		
4,00	0	0	0	0	0
3,50	0	0	0	0	0
2,00	124,50	134,60	145,90	135,00	21,65
1,60	82,40	93,10	95,30	90,27	14,48
1,00	135,50	145,10	150,50	143,70	23,05
0,71	14,60	13,90	13,30	13,93	2,23
0,40	23,20	21,10	15,20	19,83	3,18
0,315	12,10	9,20	7,90	9,73	1,56
0,250	11,90	10,50	9,30	10,57	1,69
0,150	24,70	27,30	20,80	24,27	3,89
0,074	28,20	32,70	24,70	28,53	4,58
-0,074	135,60	150,10	157,40	147,70	23,69
	592,70	637,60	640,30	623,53	100

## Anexos

En la tabla A.6.2 se muestran los resultados obtenidos de gramos producidos con característica de producto final por revoluciones, para cada uno de los diferentes ciclos de molienda, donde se utilizó un peso inicial de 954,90 g en la alimentación, equivalente a 700 cm<sup>3</sup> de material en la probeta.

Tabla A.6.3. Ciclos de molienda realizados para el material natural.

No. Ciclo	Peso de la Carga Fresca	Pasante en 0,074 mm		No. de revoluciones	Pasante en 0,074 mm en el Producto		Gbp, g/rev
		Alimentado, g	A moler, g		Finos producidos, g	Finos neto, g	
1	954,90	225,35	47,47	60	666,70	441,35	7,35
2	666,70	157,34	115,49	16	473,40	316,06	19,75
3	473,40	111,72	161,11	8	349,90	238,18	29,77
4	349,90	82,58	190,25	6	277,60	195,02	32,50
5	277,60	65,51	207,32	6	319,20	253,69	42,28
6	319,20	75,33	197,5	5	240,40	165,07	33,01

En la tabla A.6.4 se muestra la caracterización granulométrica del material predominantemente serpentinitico utilizado para el ensayo de Bond y en la tabla 3.5 los resultados de los ciclos de molienda.

Tabla A.6.4. Caracterización granulométrica del mineral predominantemente serpentinitico utilizado para el ensayo de Bond.

Tamiz, mm	Masa de muestra, g			Promedio de muestra, g	Retenido, %
	1	2	3		
4,00	0	0	0	0	0
3,50	0	0	0	0	0
2,00	221,30	209,50	220,80	217,20	32,20
1,60	89,60	85,50	93,50	89,53	13,27

## Anexos

1,00	99,50	97,40	95,70	97,53	14,46
0,71	43,10	45,50	44,20	44,27	6,56
0,57	24,50	27,30	25,00	25,60	3,79
0,40	20,90	19,30	19,00	19,73	2,93
0,315	17,90	17,70	17,60	17,73	2,63
0,250	12,70	15,10	12,60	13,47	2,00
0,150	25,10	23,80	23,40	24,10	3,57
0,074	25,90	26,40	29,30	27,20	4,03
-0,074	107,10	98,30	89,40	98,27	14,57
	687,60	665,80	670,5	674,63	100

Tabla A.6.5 Ciclos en el ensayo de Bond para el material predominantemente serpentinitico.

No. Ciclo	Peso Carga Fresca	Pasante en 0,074 mm		No. de revoluciones	Pasante en 0,074 mm en el Producto		Gbp, g/rev
		Alimentado, g	A moler, g		Finos producidos, g	Finos neto, g	
1	1046,00	152,30	146,50	60	377,10	224,80	3,75
2	377,10	54,90	243,95	65	191,30	136,40	2,09
3	191,30	27,85	271,00	130	245,10	217,30	1,67
4	245,10	35,69	263,20	158	450,50	414,81	2,62

En las tablas A.6.6 y A.6.7 se exponen los resultados de la caracterización granulométrica y de los ciclos de molienda del mineral con características predominantemente limoníticas respectivamente.

Tabla A.6.6. Caracterización granulométrica del mineral predominantemente limonítico utilizado para el ensayo de Bond.

## Anexos

Tamiz, mm	Masa de muestra, g			Promedio muestra, g	Retenido, %
	1	2	3		
4,00	0	0	0	0	0
3,50	0	0	0	0	0
2,00	133,20	192,00	152,10	159,10	23,39
1,60	77,00	106,60	103,70	95,77	14,08
1,00	130,60	174,60	169,0	158,07	23,24
0,71	6,30	9,40	9,60	8,43	1,24
0,57	6,10	6,50	6,00	6,20	0,91
0,40	5,90	7,70	6,60	6,73	0,99
0,315	5,20	7,10	6,80	6,37	0,94
0,250	12,10	12,90	19,90	14,97	2,20
0,150	14,30	19,60	16,00	16,63	2,45
0,074	26,70	42,00	43,90	37,53	5,52
-0,074	139,00	185,40	186,90	170,43	25,06
	556,40	763,80	720,5	680,23	100

Anexos

Tabla A.6.7. Ciclos en el ensayo de Bond para el material predominantemente limonítico.

No. Ciclo	Peso Carga Fresca	Pasante en 0,074 mm		No. de rev.	Pasante en 0,074 mm en el Producto		Gbp, g/rev
		Alimentado, g	A moler, g		Fino producidos, g	Fino neto, g	
1	925,80	232,00	32,50	50	679,30	447,30	8,95
2	679,30	170,20	94,30	10	516,50	346,30	34,63
3	516,50	129,43	135,06	3,9	389,70	260,27	66,74
4	389,70	97,66	166,84	2,5	335,60	237,94	95,18
5	335,60	84,10	180,40	2	334,90	250,80	125,40
6	334,90	83,92	180,60	1	270,50	186,58	186,58
7	270,50	67,79	196,71	1	236,20	168,41	168,40