



REPÚBLICA DE CUBA
MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO DE MOA
"DR. ANTONIO NÚÑEZ JIMÉNEZ"
FACULTAD DE METALÚRGIA Y ELECTROMECAÁNICA
DEPARTAMENTO DE METALÚRGIA

Tesis en opción al título de Ingeniero Metalúrgico

Factores que influyen en la productividad del proceso de molienda de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara

Rogelio Lázaro Ramentol Cruz

Moa 2012
“Año 54 de la Revolución”





REPÚBLICA DE CUBA
MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO DE MOA
"DR. ANTONIO NÚÑEZ JIMÉNEZ"
FACULTAD DE METALÚRGIA Y ELECTROMECAÁNICA
DEPARTAMENTO DE METALÚRGIA

Tesis en opción al título de Ingeniero Metalúrgico

Factores que influyen en la productividad del proceso de molienda de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara

Autor: Rogelio Lázaro Ramentol Cruz

Tutores: Prof. Tít, Pedro E. Beyris Mazar, Dr. C.

Ángel Legrá Legrá, Ing. Met.

Firma

Moa 2012
“Año 54 de la Revolución”



PENSAMIENTO

“Todos poseemos más poderes de los que hemos soñado tener. Podemos hacer cosas que nunca imaginamos llegar a realizar. No existen limitaciones excepto las que tenemos en nuestras mentes que nos impiden hacerla. No piense que usted no puede. Piense que sí puede”

Darwin Kingsley



Dedicatoria

Dedico este trabajo a todos mis amigos y compañeros de aula que de cierta forma me ayudaron a hacer realidad este sueño.

....A mi querida madre y mi querido padre por su amor, confianza y sacrificio durante todos estos años de estudios.

....A mi hermano Yoan, por su apoyo y entera confianza en que yo si podía realizar mi sueño.

.....Al esposo de mi madre y sus hijas, o mejor dicho mis hermanas, por su plena y desinteresada confianza.

.....A mi abuelita Yoya.

.....A toda mi familia que ha sido clave durante este período.

.....A mi novia (Isaida), por su amor y apoyo en todo momento.

.....A mis suegra (Chicha) que ha sido para mí como una madre

.....A mis amigos y amigas: Mayan, Yuleisis, Yosbel, Manuel, Javier, Pablo.

.....A todas mis amistades Yasser, Viñolo, Kleiner, Dunia.

A todos muchas gracias



Agradecimientos

A la revolución cubana por haberme dado la oportunidad de realizarme como un profesional.

A mi familia por haberme dado la fuerza y la confianza suficiente para formarme como profesional, principalmente a mis padres, mi hermano, tías, tíos y primos. .

A mis tutores Ángel Legrá y Pedro Enrique Beyris.

A mis amistades Rafel, Yosbel, Kleiner, Yasser, Yuleisis.

A mis compañeros de aula por haberme apoyado en los buenos y malos momentos.

Al Doctor Reynaldo Laborde Brown.

A los profesores del CETAM, por su desinteresada ayuda en todo momento

A todos mis profesores por haberme ayudado a formarme como un profesional en el transcurso de los cinco años.

A todas las personas de una forma u otra contribuyeron a la realización de este trabajo.



Índice	Pág.
<u>INTRODUCCIÓN</u>	6
<u>CAPÍTULO I. MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL</u>	9
<u>1.1 Objetivo del capítulo</u>	9
<u>1.2 Trabajos precedentes</u>	9
<u>1.3 Análisis bibliográfico</u>	9
<u>1.4 Fundamentos teóricos del proceso de molienda</u>	14
<u>1.4.1 Energía y reducción de tamaño. Medida de la reducción de tamaño</u>	15
<u>1.4.2 Energía de rotura</u>	16
<u>1.4.3 Llenado con bolas a los molinos</u>	16
<u>1.4.4 Funcionamiento de Molinos en ciclo cerrado</u>	17
<u>1.4.5 Rendimiento de los molinos</u>	17
<u>1.4.6 Carga circulante</u>	17
<u>1.4.7 Pérdidas de energía en el proceso de molienda</u>	18
<u>1.5 Métodos de planificación de los experimentos</u>	18
<u>1.6 Descripción de la instalación experimental</u>	20
<u>CONCLUSIÓN DEL CAPÍTULO I</u>	22
<u>CAPITULO II. MATERIALES Y MÉTODOS</u>	23
<u>Introducción</u>	23
<u>2.1 Diseño de la investigación</u>	23
<u>2.2 Características de los materiales y equipos utilizados en los experimentos</u>	23
<u>2.2.1 Materiales</u>	23
<u>2.2.2 Características del equipamiento utilizado en la instalación experimental</u>	25
<u>2.3 Técnica experimental</u>	30
<u>2.3.1 Calibración del sinfín para la realización de los experimentos</u>	32
<u>2.3.2 Calibración del ventilador centrífugo</u>	34
<u>2.3.3 Ajuste de la carga de bolas</u>	35
<u>2.3.4 Toma y Preparación de las muestras</u>	38
<u>2.3.5 Método para el cálculo de la productividad neta y productividad total del sistema</u>	42
<u>2.3.6 Método para el cálculo de la energía consumida por el sistema</u>	42
<u>CONCLUSIÓN DEL CAPÍTULO II</u>	43
<u>CAPÍTULO III ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS</u>	44
<u>3.1 Objetivo del capítulo</u>	44
<u>3.2 Resultados del experimento factorial</u>	44
<u>3.3 Análisis de varianza</u>	47
<u>3.3.1 Estadística de la regresión para la productividad total del sistema (Qstot)</u>	51



3.4 Valoración económica	51
3.4.1 Valoración económica para la planta piloto	52
3.4.2 Valoración económica para la industria	52
CONCLUSIÓN DEL CAPÍTULO III	53
CONCLUSIONES GENERALES	54
RECOMENDACIONES	55
BIBLIOGRAFÍA	56





INTRODUCCIÓN

El actual orden económico mundial que se ha establecido, exige de los países menos desarrollados un incremento en la eficiencia de su economía para elevar así su nivel competitivo y conquistar un espacio en el mercado mundial.

En Cuba, la industria metalúrgica del níquel desempeña un papel significativo en este ámbito, es por ello que todo cuanto se haga para elevar la productividad y la eficiencia de esta industria repercutirá de manera directa en las posibilidades de adquisición de la economía cubana. La industria cubana del níquel cuenta con más 60 años de experiencia en la obtención del Níquel a partir de los minerales lateríticos, utilizando la tecnología Carbonato Amoniacal, en la que la molienda se realiza en base seca, proceso que involucra varios factores, como son: Carga de Bolas, Régimen Aerodinámico, Propiedades Físico Químicas del mineral, Esquema instalado y otras.

Existen dos fábricas en explotación con esta tecnología, la Empresa "Comandante René Ramos Latour", en Nicaro, desde la década de los cuarenta y la Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara", desde 1986, cuyos esquemas de preparación difieren en sus diseños en la parte de molienda del mineral, lo que contribuye a diferencias en la influencia de los factores mencionados anteriormente sobre la operación.

La preparación de minerales lateríticos también se efectúa mediante el lavado y cribado para el proceso ácido a presión que se realiza en la Empresa "Comandante Pedro Soto Alba" donde se obtiene sulfuro de Níquel y Cobalto a partir del mineral limonítico.

La Empresa "Comandante Ernesto Che Guevara" se localiza en el municipio Moa, provincia Holguín. En esta región se ubica una de las mayores reservas minerales de níquel del mundo, aspecto que ha funcionado como inductor de un gran desarrollo socioeconómico local y regional. El aprovechamiento de estas reservas es limitado a menas cuya composición industrial varía en un rango muy estrecho. La serpentina dura y



descompuesta (menos fuera de balance) tiene un apreciable contenido de níquel y otros metales que por falta de tecnología no se pueden recuperar económicamente, por esta razón se acumulan o se desechan.

Esta empresa es una de las mayores productoras de Níquel en nuestro país y ha incrementado su capacidad de producción en los últimos años.

Por investigaciones realizadas en la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”, que abarcan desde el proceso de extracción del mineral hasta la obtención del producto final, se pudo localizar las diferentes áreas de consumo de energía llegándose a la conclusión de que el proceso de molienda del mineral laterítico ocupa el primer lugar en ese aspecto.

Es por ello que muchos han sido los investigadores que han realizado trabajos relacionados con el estudio de la influencia que tienen distintos factores en la productividad del proceso de molienda, entre ellos se pueden mencionar a: Falcón Hernández, J.: Hernández, A (1997); Coello Velázquez A y N. Tijonov O (2001); Laborde. Brown R (2004); Reina L. Y (2004).

Como parte del programa de perfeccionamiento tecnológico de las empresas niquelíferas cubanas, procesadoras del mineral laterítico, surge la necesidad de elevar la eficiencia del proceso de molienda, para ello se realiza un cambio en la tecnología directamente en el material alimentado al proceso de molienda de 120 a 10 mm, como consecuencia de esto, las condiciones de molienda no son iguales, el efecto de los factores (carga de bolas, el flujo de aire alimentado y el flujo de alimentación de mineral al molino) sobre la productividad no se manifiestan de forma similar al que anteriormente se alimentaba, esto constituye la **situación problemática**.

Problema científico:

Insuficiente conocimiento de la influencia de los factores que afectan la productividad del proceso de molienda, al cambiar el tamaño del mineral alimentado a 10 mm en la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”.

El objeto de estudio de la investigación son los **factores del proceso de molienda**



Campo de acción: Proceso de molienda en la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”.

Hipótesis:

Si se evalúan los factores tecnológicos del circuito de molienda, tales como: carga de bolas, alimentación fresca de mineral y flujo de aire a través del molino, entonces se podrá determinar la influencia que ejercen sobre la productividad de este.

Objetivo del trabajo: Evaluar la influencia que ejercen la carga de bolas, alimentación fresca de mineral y flujo de aire a través del molino, en la productividad del molino de la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara”.

Objetivos específicos:

- Realizar análisis granulométrico a las muestras tomadas en la alimentación y en la descarga del proceso de molienda.
- Analizar el comportamiento de la molienda a través de la variación de los factores tecnológicos del circuito de molienda

Para lograr el cumplimiento del objetivo propuesto, se plantean las siguientes **tareas de trabajo:**

- Búsqueda bibliográfica sobre los principales trabajos realizados sobre el tema.
- Aplicar el diseño factorial aleatorizado a la investigación.
- Realizar la experimentación a nivel de escala piloto.
- Realizar el muestreo en los puntos necesarios para la evaluación del comportamiento del proceso de molienda (haciendo énfasis en la clase de interés; 0,074 mm).
- Determinación de la composición granulométrica a través de análisis de tamices.
- Tratamiento estadístico a través del análisis de varianza, para conocer la interrelación entre los parámetros estudiados.



CAPÍTULO I. MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL

1.1 Objetivo del capítulo

Exponer los principales trabajos que han tratado sobre el tema en cuestión para poder aprovechar sus principales aportes y experiencias, así mismo analizar sus principales deficiencias y poder superarlas. También se exponen los fundamentos teóricos del proceso de molienda, los métodos de experimentación y la descripción del flujo tecnológico de la instalación donde se realizan los experimentos.

1.2 Trabajos precedentes

Para la realización de este trabajo se desarrolló un estudio bibliográfico, con el objetivo de conocer los principales trabajos relacionados con el tema en cuestión.

1.3 Análisis bibliográfico

En su trabajo sobre la molibilidad de los materiales lateríticos **Aldana S, E y Sánchez L, J. (1982)** realizaron un estudio a escala de laboratorio para la determinación de los parámetros óptimos de la molienda en seco del mineral del yacimiento Punta Gorda. El estudio estuvo dirigido al control de la molibilidad del mineral en el proceso de molienda y su influencia en el régimen de trabajo del molino, con el objetivo de obtener el 80 % de la clase - 71 mk, en el trabajo se utilizaron mineral laterítico y serpentinitico en forma homogénea. Se llegó a la conclusión de que la carga de bolas y la granulometría inicial de la mena son parámetros esenciales para la determinación de la molibilidad del material. En este trabajo no se tuvo en cuenta el régimen aerodinámico del proceso y su importancia en el producto final. Posteriormente **Rodríguez T, F y Frómeta L, R. (1982)** llevaron a cabo un estudio con el objetivo fundamental de realizar una valoración técnico-económica antes y después de realizarse modificaciones en el circuito de molienda y clasificación de la planta de beneficio el Cobre. Se hicieron comparaciones de los esquemas de flotación, donde se tuvieron en cuenta variables como rendimiento,



recuperación y eficiencia de extracción. Bajo las nuevas condiciones se obtuvo una disminución de las pérdidas, un aumento del rendimiento, recuperación y eficiencia de extracción. En el trabajo no se tuvo en cuenta la molienda como tal para el análisis técnico-económico, sino que se analizó solo el esquema de flotación.

En ese mismo año (1982) a su vez **Vázquez D, J y LLanes G, J.** hicieron un trabajo en la determinación de los grados de reducción y molibilidad del mineral limonítico y posteriormente para el mineral serpentínico en la planta de secaderos y molienda de la empresa ``Comandante Rene Ramos Latourt´´, en el mismo se utiliza un molino cilindrocónico. En el trabajo se determina la dependencia que tiene la capacidad de la planta con el índice de molibilidad. En este trabajo no se realizan los experimentos con los minerales en forma homogénea, característica que es esencial en nuestro trabajo.

Molina T, M y Reyes L, A. (1990) trabajaron en el comportamiento de la carga circulante y la efectividad del separador al variar el flujo de aire inyectado al molino (arrastre) y la frecuencia de giro del primero. Para ello fue necesario la toma de muestras en diferentes puntos del esquema tecnológico de la planta piloto del centro de investigaciones de la Laterita, las cuales fueron sometidas al análisis granulométrico por vía húmeda. Los resultados demuestran que la variación del flujo de arrastre incide de forma diferente en los índices de molienda con diferentes productividades del alimentado, siendo más notable su influencia para bajas productividades. Por otra parte se pudo comprobar que la efectividad de clasificación depende en gran medida de la velocidad de giro del separador aumentando considerablemente, al aumentar esta, alcanzando efectividades en el rango de 80 %. A pesar de la profundidad con que se realiza el trabajo, no se tiene en cuenta la carga de bolas, la alimentación del mineral al molino, y la influencia que ejercen en el producto final que se obtiene.

Peña A, I y Rodríguez C, A. (1990) por su parte determinaron que influencia ejerce la productividad del mineral alimentado y la variación de la cantidad de aire suministrado en los índices cualitativos-cuantitativos de la molienda seca de los minerales lateríticos. En el trabajo se realizan tomas de muestras en los diferentes puntos del esquema tecnológico de la planta piloto del CILA, los mismos fueron sometidos al análisis granulométrico, con su previa preparación (incluye homogenización y reducción), cuya



masa mínima fue calculada con anterioridad. Los resultados muestran que la variación del flujo de aire inyectado al molino influye sustancialmente es la granulometría de los productos del molino, de retorno y final, observándose una disminución del contenido de la clase preparada (- 0,074 mm) en los productos del molino. En el trabajo no se analiza la variable de la carga de bolas y la influencia que ejerce en los índices cualitativos-cuantitativos de la molienda seca de los minerales lateríticos.

Carlos Leyva J (1991) analizó la posibilidad de empleo del método fonométrico en combinación con la medición de la potencia, como métodos de control del mineral dentro del molino. Mediante el método fonométrico se trata de encontrar en el sonido un medio de control, para ello se realizaron ensayos, se hicieron variaciones de la carga de bolas y la masa dentro del molino. Se comprobó que existe dependencia entre el sonido y la cantidad de material, a medida que aumenta la cantidad de mineral disminuye el sonido del mismo, mientras mayor sea la cantidad de bolas, mayor será el sonido hasta un determinado por ciento de bolas pues luego comienza a descender. En este trabajo se analizan solo variables como el sonido a partir del método fonométrico, pero no se aborda en alguna variable que incida directamente en la productividad del molino.

Pacheco Rodríguez L (1991) realizó un estudio de la molienda de minerales lateríticos, el cual primeramente es homogenizado, luego se calcula la masa mínima para determinar la composición granulométrica. Posteriormente fue necesario el peso de la carga de bolas, con varias combinaciones. Los ensayos se realizaron con mezclas de diferentes proporciones de serpentina dura con limonita, variando la carga de bolas entre 40-50 % y manteniendo la masa del mineral constante. En esta obra no se tuvo en cuenta la posibilidad de variar también la masa del mineral alimentado, solo se trabajó en función de la carga de bolas.

Gómez Reyes V (1992) a través de un estudio determinó la influencia de la carga de bolas en la potencia consumida por el motor, donde se utilizan diferentes cargas de bolas. Como resultado se propone la utilización de la medición de la potencia consumida por el motor como parámetro para el control de las cargas de bolas. Además de ejercer la dependencia de la potencia del motor con la carga de bolas, no se hace referencia a la influencia de la carga de bolas en el producto final.



Vargas Carballosa L (1992) llevó a cabo una investigación acerca de la molibilidad de los minerales lateríticos del yacimiento Punta Gorda en la planta de secadero y molino de la empresa ``Ernesto Che Guevara``. Se determina la influencia de los parámetros operacionales (carga de bolas y eficiencia del clasificador) en la productividad específica del molino para las clases -0,044; -0,074 y 0,149 mm. En este trabajo no se analiza la influencia de estos parámetros cuando la alimentación al molino es de -10 mm, sino para -120 mm.

Núñez G, Y y Pérez G, Z (1993) expusieron los resultados obtenidos de un estudio realizado a escala de laboratorio, para determinar un modelo matemático (modelo matricial), que permita predecir la composición granulométrica del producto que se obtiene durante la molienda de una cantidad determinada de material, cuya composición granulométrica de entrada es conocida. Se ensayan serpentina dura, serpentina blanda, así como el material combinado que entra en los molinos de bolas de la industria. Se emplean diferentes métodos experimentales de análisis granulométricos, químico, de fases y para la determinación de los parámetros de la función de distribución de la fragmentación y función de la razón específica de la fragmentación, se utiliza el método de Kapur. Como herramienta matemática fundamental se hizo uso de programas como el MATLAB y EXCEL. Se obtiene un modelo matricial que caracteriza adecuadamente el proceso de molienda de los materiales estudiados y que puede servir de base para la extrapolación de dicho proceso a escala industrial. En este trabajo no se abordan parámetros tecnológicos como la carga de bolas y flujo de aire.

Magaña Córdova V (1996) realizó una descripción del flujo tecnológico de la planta de Secaderos y Molino de la empresa ``Rene Ramos Latour``, a su vez analiza el estado técnico de la unidad de molienda y establece un nuevo método de calibración para la determinación de la productividad por método diagnóstico y físico. Por último realiza un análisis de las características de las bolas fabricadas en la ``Antillana de Acero`` y las bolas importadas teniendo en cuenta además el volumen que ocupan en el tambor del molino de acuerdo a su densidad. En el trabajo se realiza una caracterización de las diferentes bolas utilizadas, pero no se hace referencia a su influencia en el producto que se obtiene.



Laborde B, R y otros (2000) analizaron la influencia del grado de llenado con bolas del molino sobre la productividad y la estrecha relación de esta última con la eficiencia energética del proceso. Se demuestra la existencia de reservas energéticas en el proceso. Se detectan las principales causas del fenómeno que son: irregularidad de alimentación al molino creando ausencias ocasionales dentro del sistema o baja productividad. En dicha obra no se realizan las pruebas para una alimentación del mineral al molino de la clase -10 mm.

Coello V, A y N. Tijonov O. (2001) realizaron 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, sus principales limitaciones para la evaluación de la energía en la molienda de poliminerale y el estado de su arte. A partir de esto se proponen importantes adecuaciones modelo de Tijonov, que derivan en uno nuevo para la valoración de la energía en la molienda de minerales multicomponentes. El modelo propuesto no sólo permite la determinación del consumo de energía de cada componente de la mezcla mineral en su molienda conjunta, sino también los flujos energéticos de cada clase de tamaño para cada componente de la mezcla, pero no se tiene en cuenta la influencia que tienen los diferentes tamaños de clases en la calidad de producción del proceso de molienda.

Garcés R, A y Rondón S, Y. (2002) determinaron por vía experimental los parámetros de las funciones de la razón de la fragmentación y de distribución de la fragmentación de la molienda dosificada de la laterita en un molino de bolas a escala de laboratorio, pero en los temas de dicha obra, no se realiza un análisis de la influencia que tienen los parámetros tecnológicos de la molienda (alimentación de mineral, carga de bolas y flujo de aire) en la productividad del molino.

Núñez G, Y y Pérez G, S. (2003) hicieron una extensa investigación basada en la cinética de molienda en los minerales lateríticos, para la fragmentación, obteniéndose a través de esta un modelo matricial que caracteriza el comportamiento de la molibilidad del material analizado, en esta obra, no se aborda el tema del material que se alimenta.

Suárez G, B y Feria T Y. (2004) llevaron a cabo un estudio en la planta de preparación de minerales (sección de molienda), para determinar cómo influyen el régimen dinámico



y la operación del clasificador sobre los indicadores tecnológicos de este proceso, para ello se hizo un análisis variando el flujo de aire y el ángulo de separación de las paletas del clasificador, donde se llega a conocer el régimen de trabajo más favorable. En este trabajo no se analizó cómo influye el régimen dinámico y la operación del clasificador sobre los indicadores tecnológicos del proceso cuando la alimentación de material al molino es de la clase -10 mm, sino para -120 mm.

Laborde Brown R (2004) realizó 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. No se analiza la influencia del flujo de alimentación del molino en la productividad final del mismo.

Lafarge Barrientos U (2005) hizo un estudio del consumo específico de energía para la laterita del proceso industrial, mediante la prueba de Bond. Se determina el índice operacional 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 la eficiencia energética y la productividad de los molinos industriales, se analiza la posibilidad de incrementar la productividad de los molinos, así como una disminución en los costos de producción. En el trabajo no se analizan parámetros como la carga de bolas del molino, flujo de aire y su estrecha relación con la productividad final.

1.4 Fundamentos teóricos del proceso de molienda

La molienda es una operación unitaria que reduce el volumen de las partículas de una muestra sólida. La reducción de la partícula se lleva a cabo dividiendo o fraccionando la muestra por medios mecánicos hasta el tamaño deseado. En el proceso de molienda la partícula llega a romperse ya que la acción del cuerpo moledor supera la fuerza de cohesión interna de la partícula. Además es una operación mediante la cual se llega a liberar el componente útil del estéril.



Para reducir el tamaño de las partículas con un elevado control se utilizan los molinos de bolas, manejándose tamaños intermedios y finos.

El molino de bolas lleva a cabo la mayor parte de la reducción de las partículas por impacto. Cuando éste gira sobre su propio eje, provoca que las bolas caigan en cascada desde la altura máxima del molino. Esta acción causa un golpeteo sobre el material a moler; además de un buen mezclado del material.

El término molino de bolas está restringido a la relación largo / diámetro del molino, esta proporción debe ser de 1 – 1,5. Los molinos cuyas razones sean de 3 – 5, son considerados molinos tubulares; estos últimos como regla tienen dos cámaras, las cuales se llenan con diferentes cargas, e incluso en ocasiones son diferentes medios molidores, en la primera cámara se lleva a cabo la primera etapa de molienda y en la segunda la molienda es más fina. Estos molinos son ampliamente usados en la industria del cemento, el yeso y otros.

1.4.1 Energía y reducción de tamaño. Medida de la reducción de tamaño

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

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

En el caso de roturas de colectivos de partículas (rotura de lechos de partículas), será preciso conocer en general la distribución de tamaños antes y después de la rotura. En el caso de que la distribución granulométrica no varíe mucho en la alimentación y el producto, (como es el caso de los molinos de bolas, en los que se puede suponer un desplazamiento casi paralelo), suele usarse un parámetro característico el cual en todo caso quede abierto a objeciones ya que es necesaria mucha más energía para la rotura de las partículas finas que las gruesas, y el cambio en los rasgos de tamaños finos no puede ser descrito bien sólo por dicho parámetro.



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

Puede por tanto concluirse que la única medida aceptable de la reducción de tamaño consiste en la comparación de las distribuciones granulométricas de alimentación y producto, que por otro lado no presenta ningún problema a la hora de su tratamiento numérico.

1.4.2 Energía de rotura

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

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

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

1.4.3 Llenado con bolas a los molinos

Empíricamente se ha llegado a la conclusión de que el molino debe ser llenado en un rango de 40 a 50 % de bolas, ya que de esta forma es mayor el trabajo de



desmenuzamiento aunque la potencia consumida por el molino también aumenta. Pueden ser utilizados otros por cientos de llenado de bolas al molino según las condiciones de trabajo bajo las cuales se va a trabajar y los parámetros que se quieran evaluar.

1.4.4 Funcionamiento de Molinos en ciclo cerrado

El funcionamiento de molinos de bolas en ciclo cerrado con clasificador se debe a la necesidad del control del grosor del producto del desmenuzamiento. Las partículas gruesas circulan varias veces a través del molino (carga circulante) y cuando se establece el régimen de ciclo cerrado, su cantidad se estabiliza.

1.4.5 Rendimiento de los molinos

El rendimiento de los molinos de tambor es medido de tres formas.

- a) Según la cantidad de toneladas del mineral inicial (t/h, t/d)
- b) Por la cantidad de superficies –toneladas formadas de nuevo
- c) Según el número de toneladas de una clase determinada formada de nuevo, la que normalmente se hace según la clase: 0,074 mm

1.4.6 Carga circulante

Es la carga que se devuelve al molino después de haber pasado por el clasificador y que es el rechazo del producto molido, retenido por el clasificador.

Esta carga está compuesta fundamentalmente por los granos que regresan al molino, para su ulterior molienda hasta que logren alcanzar la granulometría adecuada. Esta carga circulante depende de las propiedades del mineral, las condiciones de su desmenuzamiento y de la eficiencia de la clasificación.

Se ha demostrado que el rendimiento del molino que funciona a ciclo cerrado es directamente proporcional al contenido de la clase gruesa en el mismo, porque precisamente estos granos son sometidos al desmenuzamiento y van al producto final. La adición de la parte gruesa de la carga de circulación al material a procesar, incrementa la cantidad de la carga combinada en el molino, eleva la velocidad de la circulación del material reduciendo de este modo el tiempo de su desmenuzamiento y



disminuyendo el sobre desmenuzamiento del material, lo que contribuye al incremento del contenido de la clase gruesa en el material dentro del molino y al aumento de su rendimiento.

La adición de producto acabado a la carga combinada del molino debido a la clasificación imperfecta, al elevar la velocidad de la circulación del material a través del molino, influye negativamente sobre el funcionamiento del mismo, recirculando a través del molino, el producto acabado se sobre desmenuza consumiendo inútilmente energía y dificultando las operaciones posteriores de su enriquecimiento. La existencia en el molino de una gran cantidad de producto fino, debido a la retención, suaviza los choques de las bolas.

1.4.7 Pérdidas de energía en el proceso de molienda

Las principales pérdidas de energía están dadas en forma de calor y ruido, en las transmisiones de accionamiento del molino, las restantes tienen lugar durante la fricción entre partículas sin su consecuente rompimiento, en el choque metal-metal en el interior del molino y en la evaporación de la humedad contenida en la mena. Además, ocurren pérdidas de energía cinética y potencial en las deformaciones plásticas y elásticas durante la molienda y en la propia emisión de ruido del molino.

1.5 Métodos de planificación de los experimentos

Actualmente existen dos métodos de planificación de los experimentos, el método clásico y el método estadístico. Con el método clásico se modifica una tras otra cada factor hasta determinar el máximo parcial con un valor constante de todos los demás factores. El número de ensayos necesarios para buscar las condiciones más favorables del proceso, depende del número de factores, la influencia mutua de estos entre sí, y el número de variaciones de cada uno de ellos. Un número mínimo de ensayos corresponderá a la suposición de que la interacción de los factores no existe. El número máximo de ensayos corresponderá a la suposición de que el valor óptimo de cualquier factor cambiará considerablemente en función de la combinación de todos los demás. El campo de aplicación del método clásico se limita a la obtención de las dependencias particulares entre dos o tres parámetros. Si el objetivo de cualquier investigación es encontrar las condiciones más favorables del proceso, el método clásico resulta ineficaz.



Los métodos de planificación estadística de los experimentos se fundan en el cambio simultáneo de muchos factores. Los planes de los experimentos permiten tal elaboración estadística posterior de los datos, la cual permita destacar la influencia de cada factor por separado, y de su conjunto, sobre la variación de los parámetros finales del proceso.

El método de planificación estadística puede aplicarse en las siguientes condiciones limitadas:

- Existe el parámetro final (función de objetivo) del proceso, el cual determina cualitativa y unívocamente su eficacia (posiblemente con restricciones que se añaden a otros parámetros finales).
- La función de respuesta es continua, es decir, al variar los factores, la función de objeto cambia continuamente.
- La función de respuesta es de un extremo, es decir, existe una relación óptima de factores, con la que la función de objetivo posee el máximo (mínimo) valor.
- Se conocen todos los factores que influyen considerablemente sobre el proceso y los factores que se planifican en el experimento pueden ser controlados, es decir, es posible modificar sus valores según un plan hecho de antemano.

Dentro de los métodos estadísticos existen diferentes tipos, entre los que se encuentran, los métodos factoriales y réplicas fraccionarias, planes saturados y sobresaturados para eliminar los factores insignificantes, la ascensión empinada, el cuadrado latino y los experimentos de parcelas divididas, entre otros.

El análisis factorial permite estimar los efectos lineales y los efectos de interacción, con gran número de variaciones independientes. En el método de experimento factorial completo, para cada factor se elige determinado número de niveles y después se realiza toda clase de combinaciones de estos últimos. En los experimentos factoriales se combinan al mismo tiempo todas las variables. En estos casos aumenta bruscamente la eficacia del experimento. La deficiencia del experimento factorial completo consiste en la necesidad de realizar simultáneamente un gran número de ensayos, ya que con el aumento del número de factores, el número de ensayos crece con arreglo a una función exponencial. El número de ensayos se determina por:



$$N=K^n$$

[1]

Donde **n** es el número de factores y

K- es la cantidad de niveles de cada factor.

Los planes saturados sólo presuponen la existencia de efectos lineales. La baja exactitud de estimación de los efectos es compensada por la probabilidad de incluir en el plan gran cantidad de factores y separar los principales de éstos para la investigación ulterior. Es decir conjuga todos los factores con un objetivo final de dejar los más significativos. La ascensión empinada es una vía rápida del método anterior, donde la elección de los factores predominantes y la estimación de su significación según los coeficientes de regresión del modelo lineal, permite planificar los experimentos ulteriores para alcanzar la región óptima aplicando el método más corto. La distancia más corta hacia el máximo (mínimo) de la función continua uniforme de respuesta a partir de cualquier punto, se determina por el gradiente de una recta perpendicular a las curvas de nivel del parámetro de optimización.

Los experimentos de parcelas divididas se utilizan cuando se quiere dar mayor precisión o importancia a un factor en comparación con otro. Este diseño se divide en parcelas denominadas grandes y chicas correspondiendo a estas últimas la mayor precisión. En algunas ocasiones este es el diseño óptimo a elegir ya sea porque un factor requiere de áreas grandes para su evaluación o por razones económicas.

1.6 Descripción de la instalación experimental

Los números referidos para cada equipo están relacionados con el anexo número 1 y la leyenda de cada uno de ellos en el diagrama presente en ese anexo.

Esta instalación está compuesta por un horno de tambor rotatorio **(1)** (se reduce la humedad del material de un 30 - 36 % a valores que oscilan entre un 3 y un 5 %) el cual envía el mineral secado a una zaranda vibratoria **(2)**, aquí se produce una clasificación de control del mineral a molienda. El equipo posee un paño de abertura de 10 mm; al producirse la clasificación se obtiene dos fracciones granulométricas:

- + 10 mm: Esta fracción se rechaza del proceso.
- - 10 mm: Caen directamente a la Tolva para la molienda.



Después de la clasificación de control el mineral cae en una tolva **(3)** de 8 m³ de capacidad y de ahí pasa por un transportador sinfín **(4)** antes de entrar al molino, el cual fue instalado en el circuito de molienda para la ejecución de los experimentos, con el objetivo de poder controlar la alimentación de mineral al molino.

Al llegar el mineral al molino **(5)**, el objetivo 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 bolas de acero, 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 **(6)**, 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 **(7)** en el recorrido del flujo. Para que el mineral pueda ser suspendido hacia el clasificador se cuenta con un ventilador centrífugo **(8)**, el cual es el que cierra el circuito de molienda. Este producto terminado cae por gravedad al Elevador de Cangilones y de aquí a los Silos de Almacenaje.

Al ser succionados por el Ventilador Centrífugo **(9)**, los gases de combustión del secador pasan por un sistema de limpieza, consistente en: Un Ciclón **(10)**, un Filtro de Pantalones **(11)** y un lavador tipo Vénturi Scrubber. El mineral (polvo) recuperado en el ciclón y el filtro es descargado por dos alimentadores rotatorios, que están colocados en sus descargas, a un Transportador Sinfín **(12)**, que lo conduce al Elevador de Cangilones y de aquí a los Silos de Almacenaje, 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, a través de la Chimenea.

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 este el encargado de la succión de los gases es el Ventilador Centrífugo **(13)** y pasa por un sistema de limpieza consistente en un Filtro de Pantalones **(14)** y un lavador tipo Vénturi Scrubber. El mineral recuperado en el Filtro es descargado por un Alimentador Rotatorio, colocado en su descarga, al Elevador de Cangilones que lo lleva a los Silos de Almacenaje, luego al ser tratado los gases con agua



salen limpios y son enviados a la atmósfera por un Ventilador Centrífugo, a través de la Chimenea. El diagrama del flujo descrito anteriormente se puede ver en el **anexo 1**.

CONCLUSIÓN DEL CAPÍTULO I

- El estudio realizado a cerca de los diferentes trabajos relacionados con la investigación muestra que los factores de estudio, se han analizado de manera separada y no así de manera conjunta; objetivo que persigue el presente trabajo.





CAPITULO II. MATERIALES Y MÉTODOS

Introducción

Los métodos a utilizar en cualquier investigación y su posterior ejecución son la herramienta fundamental para asegurar la teoría de dicha investigación. Por estas razones se describen los materiales y métodos utilizados en el transcurso del trabajo, se hace referencia a la planificación del experimento para realizar la investigación y luego se desarrolla la toma de muestras para su ulterior preparación con el fin de realizar los análisis granulométricos.

2.1 Diseño de la investigación

Se proyecta:

- Exponer los materiales y equipos utilizados en la investigación
- Mostrar la técnica experimental utilizada
- Argumentar el procedimiento a seguir durante la investigación.

2.2 Características de los materiales y equipos utilizados en los experimentos

2.2.1 Materiales

A continuación se exponen los materiales que se utilizaron en la realización de los experimentos. El mineral que se alimentó al proceso para la realización de los experimentos procede de distintas áreas (pozos) y horizontes del yacimiento Yagrumaje Norte y Sur de la Empresa ``Ernesto Che Guevara``, el cual está siendo procesado en el año en curso.



2.2.1.1 Composición granulométrica y química de la muestra tecnológica utilizada para la ejecución de los experimentos planificados durante la corrida a escala piloto.

En la tabla número 1 se muestran los resultados del análisis granulométrico realizado a dos de los experimentos de la investigación en curso, en la primera columna las clases de tamaños, y en las restantes las masas y salida en por ciento en peso de cada una de ellas.

Tabla 1. Análisis granulométrico para todas las clases utilizadas para la conformación de la muestra tecnológica.

Clases de tamaño, mm	Experimento 2				Experimento 3			
	Masa, g	Salida, %	Salida sumaria (+), %	Salida sumaria (-), %	Masa, g	Salida, %	Salida sumaria (+), %	Salida sumaria (-), %
+13,2	0	0	0	100,00	0,00	0,00	0	100,00
-13,2 +10	2,10	0,85	0,85	100,00	0,00	0,00	0	100,00
-10 +6,3	3,70	1,50	2,34	99,15	0,50	0,21	0,21	100,00
-6,3 +5	7,80	3,15	5,50	97,66	1,20	0,51	0,72	99,79
-5 +3,5	12,60	5,09	10,59	94,50	4,80	2,02	2,74	99,28
-3,5 +2	8,30	3,35	13,95	89,41	12,30	5,18	7,91	97,26
-2 +1,6	2,00	0,81	14,75	86,05	5,80	2,44	10,35	92,09
-1,6 +1	2,50	1,01	15,76	85,25	27,80	11,70	22,05	89,65
-1 +0,71	5,50	2,22	17,99	84,24	2,30	0,97	23,02	77,95
-0,71 +0,4	5,20	2,10	20,09	82,01	7,90	3,32	26,35	76,98
-0,4 +0,315	0,40	0,16	20,25	79,91	7,90	3,32	29,67	73,65
-0,315 +0,2	10,50	4,24	24,49	79,75	8,60	3,62	33,29	70,33
-0,2 +0,15	4,50	1,82	26,31	75,51	10,40	4,38	37,67	66,71
-0,15 +0,12	1,30	0,53	26,84	73,69	0,10	0,04	37,71	62,33
-0,12+0,074	0,30	0,12	26,96	73,16	0,20	0,08	37,79	62,29
-0,074+0,045	23,30	9,42	36,38	73,04	0,10	0,04	37,84	62,21
-0,045+0	157,40	63,62	100,00	63,62	147,70	62,16	100,00	62,16
Total	247,4	100	--	--	237,60	100	--	--

En los resultados del análisis granulométrico predomina la clase -0,045 mm, lo que demuestra que el mineral que se está alimentando actualmente a la industria es un mineral de alto contenido de fino.



En la tabla 1.1 (tomada del Reporte Técnico de Preparación de Muestras Tecnológicas de los Minerales a procesar por la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” en el año 2012), se muestran los contenidos de cada elemento al conformar la muestra tecnológica.

Tabla 1.1. Contenido de cada elemento al conformar la muestra tecnológica

Estadígrafo	Composición química de cada elemento en la muestra tecnológica, (%)						
	Ni	Co	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	H ₂ O
Promedio	1, 17	0, 081	37, 49	9, 56	8, 47	4, 40	30, 80
Máx	1, 23	0, 093	40, 09	10, 70	8, 91	5, 79	34, 60
Mín	1, 13	0, 07	36, 40	8, 87	8, 07	0, 58	28, 80
Desviación Estandar	0, 03	0, 005	1,02	0, 51	0, 21	1, 25	0, 93

Los resultados del contenido químico de cada elemento mostrado en la tabla 1.1, indica que la muestra tecnológica preparada da resultado similares a lo que alimenta la Empresa “Comandante Ernesto Che Guevara” en la actualidad, en donde el contenido de níquel promedio es de 1, 17 %, valor inferior al de diseño, similarmente ocurre para los demás elementos estudiados, pues sus contenidos son menores que los de diseño.

2.2.2 Características del equipamiento utilizado en la instalación experimental

Secador rotatorio (1)

Su función es secar el mineral hasta valores menores que 5 % de humedad. Está formado por la cámara de combustión (con la instalación de un quemador HAUK 782), el cilindro rotatorio y la instalación de descarga. La alimentación de calor al material se consigue por la combinación de la temperatura del flujo caliente producto de la



combustión y una masa de aire que pasa por el lecho de mineral que avanza a través del cilindro por la acción de los levantadores colocados dentro del mismo. El aire caliente que atraviesa el secador emite su calor al material para promover la evaporación del contenido de agua del mismo, al hacer esto, va cediendo ese calor al vapor de agua, por lo que en el extremo de descarga sale a una temperatura relativamente baja, arrastrando consigo el vapor y gran cantidad de polvo.

- Dimensiones (L x \varnothing), 7500 x 1200 mm
- Suministro, España
- Construcción de Acero regular
- Diseño de 1,5 t/h
- Características del motor: 440 V 25 A; 1160 rpm; 12,7 kW
- Temperatura de los gases a la salida: 110 - 120 °C
- Velocidad de rotación: 8,6 rpm
- Capacidad de evaporación: 774 kg/h de agua
- Pendiente del tambor de 0,5 °; tiempo de residencia de mineral: 10 min

Zaranda vibratoria (2)

Su función es realizar la clasificación de control del mineral seco a molienda. Posee un paño de abertura 10 mm. El mineral al caer va a recorrer toda la zona de cribado producto del movimiento vibratorio proporcionado por medio de levas con una excéntrica y un volante desequilibrado. El eje excéntrico va montado sobre cojinetes en un bastidor fijo y los lleva a donde está apoyada la armadura vibratoria, que se mantiene en posición, mediante los resortes. El volante está montado excéntricamente sobre el eje y hace de contrapeso para equilibrar a la armadura, a los tamices y a la carga de mineral, sobre él está colocada además una pieza de acero, que es realmente el contrapeso, para regular la excentricidad.

La rotación del eje proporciona un movimiento circular en el plano vertical y cuando el tamiz pasa por la parte superior de su ciclo, el mineral es lanzado por encima de la



superficie del mismo con lo que tiende así a moverse en todas direcciones produciéndose el tamizado, las partículas +10 mm se reducen en un triturador de martillos hasta - 3 mm y las - 10 mm caen directamente a la tolva que almacena el mineral a moler.

- Velocidad del árbol: 800 rpm
- Diseño de 2,5 t/h
- Suministro, Inglés
- Hermetizada con poliéster
- Características del motor: 440 V; 7 A; 1740 rpm; 3,75 kW
- Recorrido del vibrador de 9,5 mm
- Angulo de inclinación de 20⁰

Transportador sinfín (4 y 12)

Consisten en un eje de acero sobre el que está sujeta una espiral, por un borde o nervio, cuyo movimiento rotatorio dentro de una canal, cuyas paredes no roza, provoca el avance del material a lo largo del mismo.

Posee una capacidad de 7,5 t/h.

Accionamiento: mediante un motor trifásico de 440 V, controlado por un variador de velocidad.

Molino de bolas (5)

Su función es moler el mineral hasta < 200 mesh (-0,074 mm). Consiste en una cámara giratoria de acero, de forma cilíndrico-cónica con el 50 % de su volumen ocupado con bolas de acero regular.

En su interior y fijos hacia el exterior posee placas o blindajes de acero Ni-hard, la molienda se produce cuando el molino al girar eleva las bolas hasta una altura determinada y las arroja sobre el mineral, además producto del movimiento descendente de cierta cantidad de bolas que forman capas en el interior.



La velocidad de rotación a la cual las bolas suben hasta cierta altura y descienden, se denomina crítica y debe ser menor que aquella, en virtud de la cual, la fuerza centrífuga mantiene la carga de bolas adherida a la superficie interior del molino, pues en ese caso no se produce molienda.

- Dimensiones (x L), 1850 x 480 mm (parte cilíndrica)
- Diseño de 3,6 t/h
- Suministro, España
- Velocidad crítica de 35 rpm
- Características del motor: 440 V; 70,5 A; 1700 rpm; 45 kW
- Construcción, Acero regular

Ventiladores Centrífugos (8) y (9)

Están constituidos por una turbina de acero con paletas planas y radiales situadas en un envolvente de chapa, el rodete va montado sobre un dispositivo mecánico constituido por un eje de acero montado sobre dos soportes, el eje le transmite el movimiento a través del accionamiento por poleas y correas. Puede ser también conectado directamente en dependencia de las exigencias tecnológicas.

Su función es garantizar el régimen aerodinámico necesario en el circuito de molienda (8)

- Presión estática, 450 mm col H₂O
- Velocidad del rodete: 2675 rpm
- Diseño de 6800 m³/h
- Suministro, España
- Características del motor: 440 V; 25 A; 1740 rpm; 15 kW
- Construcción de acero regular

Su función es la extracción de gases del secadero (9)

- Presión estática de 430 mm columna de H₂O



- Velocidad del rodete, 2675 rpm
- Diseño de 6100 m³/h a 120 °c
- Suministro, España
- Características del motor: 440 V; 19 A; 12,7 kW; 3600 rpm
- Construcción, Acero regular

Clasificador mecánico (6)

Su función es la clasificación de control del mineral molido y que es producto final.

Está compuesto por un cuerpo cilíndrico - cónico dentro del que giran, en un plano horizontal, dos discos paralelos que soportan las cuchillas de separación. Estos discos están sujetos a un eje vertical montado sobre un reductor de ejes perpendiculares, el horizontal sale al exterior apoyándose sobre un soporte accionado por una transmisión por poleas y correas, por un variador de velocidad, la que se ajustará en función de la fineza que se desea obtener.

El flujo cargado con mineral entra por el tubo de entrada en la parte inferior y choca con el soporte en que está montado el disco inferior, que tiene las cuchillas de separación abiertas, las partículas se dispersan y forman un torbellino por la acción de dicho disco que desarrolla una fuerza centrífuga capaz de arrojar las más gruesas hacia la pared del cono y por la acción gravitacional caen al tubo de rechazo y son impulsadas hacia el molino nuevamente. Las finas son captadas por el vórtice creado por el disco superior, que tiene las cuchillas de separación más unidas y son lanzadas por la parte superior.

- Diseño de 3,5 t/h
- Velocidad de rotación: 140 - 820 rpm. Posee una escala de la forma siguiente:

1 = 140 rpm, 2 = 185 rpm, 3 = 250 rpm, 4 = 330 rpm, 5 = 450 rpm, 6 = 600 rpm,

+ 6 = 820 rpm

- Cantidad de paletas en el disco inferior: 10
- Cantidad de paltas en el disco superior: 30
- Características del motor: 440 V; 10 A; 5,5 kW; 1730 rpm



Colector tipo ciclón (7) y (10)

Su función es recuperar, en un primer paso, el polvo que escapa con los gases de combustión del secador. Existe otro que está en el circuito del molino hacia los silos. Están formados por un cilindro vertical con el fondo cónico, una entrada tangencial y una salida para el polvo (mineral fino), en el fondo del cono.

El gas cargado con polvo recibe un movimiento rotacional al entrar en el cilindro, el vórtice formado desarrolla una fuerza centrífuga que actúa arrojando radialmente las partículas hacia la pared, el recorrido del aire sigue una espiral adyacente a la pared arrastrando consigo el polvo hacia el cono, mientras que hacia arriba se mueve una espiral más estrecha (concéntrica a la primera) y sale girando a través del conducto de salida.

El conducto de salida se prolonga dentro del cilindro para impedir que se formen cortocircuitos entre el aire que entra y el que sale.

- Diseño de 1,5 t/h
- Suministro, España
- Flujo de gas de 3682 m³/h
- Presión de entrada de los gases: - 160 mm col H₂O
- Presión de salida de los gases: - 260 mm col H₂O
- Recuperación de un 75 % aproximadamente
- Diámetro de 880 mm

Instrumentos de medición utilizados

Para la medición y registros de las magnitudes eléctricas de los motores del molino y del ventilador se utilizaron simultáneamente dos analizadores de redes trifásicos tipo PQM, de la serie MULTILIN. Para la medición del flujo de aire en el sistema y la presión se utilizó un tubo de pitot y un minibarómetro respectivamente.

2.3 Técnica experimental

Para la realización de los experimentos fue tomado de escenario el circuito de molienda del centro de investigaciones del níquel (CEDINIQ), el cual fue descrito anteriormente,



(ver anexo 1), con el objetivo de simular las pruebas a realizar en la escala piloto del proceso industrial, es válido destacar que los resultados que se obtienen tienen un porcentaje de error de aproximadamente 10 % en comparación con el proceso industrial. Para realizar los experimentos fue necesario una adecuada selección del diseño de experimento, para ello se cuenta con el conocimiento que hay tres parámetros que se quieren evaluar, como son la alimentación de mineral al molino (Q_e), la carga de bolas (Φ) y el flujo aerodinámico del mismo (Q_a).

Se utilizará un experimento factorial completamente aleatorizado 2^3 , ya que es tres factores con dos niveles cada uno lo que se quiere evaluar. El número de réplicas está dado en relación fraccionaria a la cantidad de experimentos a realizar, es decir en el orden de 1/2, 1/4, 1/6, para validar los experimentos se toman dos réplicas por cada ensayo. El diseño factorial a utilizar comprende un total de 8 experimentos, según [1] al combinar los tres factores con los dos niveles. En las siguientes tablas se muestran los niveles escogidos para estos factores, y la distribución de los experimentos.

Tabla N° 2. Factores y sus correspondientes niveles para el experimento factorial.

Factores Niveles	1	2
Q_e , t/h	2,1	2,8
Φ , %	25	35
Q_a , m ³ /h	4 080	5 440

Tabla N° 3. Valores iniciales de experimentación.

No		Q_e , t/h	Q_a , m ³ /h
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

Tabla N° 4. Aumento del flujo de alimentación de mineral fresco.

No		Qe, t/h	Qa, m ³ /h
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

Tabla N° 5. Aumento de la carga de bolas del molino.

No		Qe, t/h	Qa, m ³ /h
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

Tabla N° 6. Valores finales de experimentación.

No		Qe, t/h	Qa, m ³ /h
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	5 440



2.3.1 Calibración del sinfín para la realización de los experimentos

Después de haber sido realizada la selección del diseño de experimento se procede con la calibración del sinfín de alimentación del mineral, con el objetivo de poder maniobrar de la manera más exacta la alimentación del mineral, posteriormente se realiza la misma operación pero con el ventilador centrífugo, para el control del flujo de aire en el circuito. Por último se procede al ajuste de la carga de bolas del molino a utilizar en los experimentos.

Para la calibración del sinfín se cerró la chaveta de alimentación al molino y se procedió a abrir la chaveta auxiliar, con el objetivo de coger las diferentes muestras en un tiempo de 30 segundos y llevarlas a la escala de t/h, donde se busca preferentemente que el variador de velocidad este en un rango donde se puedan obtener los valores de alimentación con los que se quiere experimentar, los cuales pertenecen a 2,1 y 2,8 t/h. La relación de las muestras tomadas y los resultados obtenidos aparecen en la siguiente tabla.

Tabla N°7. Calibración del sinfín (en un intervalo de tiempo de 30 s cada muestra).

No Muestra	Peso, kg	Velocidad del sinfín, rev/min	kg/ s	t/h
1	17,15	438	0,57	2,06
2	17,52	438	0,58	2,10
3	17,41	438	0,58	2,09
4	23,50	609	0,78	2,82
5	23,52	609	0,78	2,82
6	23,52	609	0,78	2,82

Para validar la relación existente entre la velocidad del sinfín y el tonelaje alimentado al molino se procede a utilizar el método gráfico, donde se describe una dependencia lineal, con coeficiente de regresión cercano a uno.

Con la utilización de la expresión [2] se pudo fijar los dos niveles correspondientes de la alimentación (Q_e).



$$Q_e = 0,004 n + 0,392 \quad Q_e=0,004x+0,318 \quad [2]$$

Donde:

Q_e : flujo de alimentación fresca al molino, t/h.

x : velocidad del campo magnético del motor, r/min.

2.3.2 Calibración del ventilador centrífugo

Para la calibración del ventilador centrífugo se puso en marcha el mismo, luego se empezó a probar con el máximo de revoluciones hasta llegar a ver cuál era el valor máximo, los cuales nunca llegaron al nominal, debido a que es un equipo de años de trabajo. Aquí se tuvo que garantizar la presión parcial que debe haber en los conductos para que el mineral pueda ascender, la cual es de 170-200 mm de la columna de H₂O, para ello fue necesario que el dámper de barrido (garantiza la salida de la partícula del molino) estuviera abierto a un 25 % de su totalidad y el dámper de tiro (por donde asciende la partícula) abierto a un 80 %. Se llegó a la conclusión que para lograr la ascendencia de la partícula y su vez se garantice la presión adecuada, debe existir las siguientes velocidades en el regulador.

Tabla N°8. Calibración del ventilador.

No	Velocidad del ventilador rev/min	Flujo de aire m ³ /h
1	1020	4078
2	1020	4083
3	1020	4077
4	1200	5445
5	1200	5437
6	1200	5441

A estos valores que se muestran en la tabla N°8, corresponden valores de presión que están dentro del rango permisible. Al utilizar el método gráfico se validan los resultados



anteriores y se obtiene un modelo para fijar los valores del flujo de aire a partir de la velocidad del ventilador.

$$Q_e = 0,004 n + 0,392 \quad Q_a = 7,58n - 3656,2 \quad [2.1]$$

Donde:

Q_a : flujo de aire al molino, m^3/h .

n : velocidad del campo magnético del motor del ventilador, rev/min.

2.3.3 Ajuste de la carga de bolas

Según el folleto "Manual del tecnólogo beneficiador de Minerales no Ferrosos" (Klebanov-Shubov; 1987), el peso de las bolas (toneladas) se determina por la siguiente expresión:

$$G = \frac{\varphi}{100} V \rho \quad [3]$$

Donde: (φ) - Coeficiente de llenado con bolas

(V) - Volumen del molino, m^3

(ρ) - Peso volumétrico de las bolas, ton/m^3

2.3.3.1 Determinación del peso volumétrico de las bolas

El diámetro óptimo de las bolas se calcula por:

$$D = 28 \sqrt[3]{d_{\max}} \quad [4]$$

Donde d_{\max} - Diámetro máximo de las partículas que entran al molino.

$$d_{\max} = 10 \text{ mm}$$

$$D = 60,32 \text{ que es } 60 \text{ mm}$$

Entonces según la tabla 86 pág. 97 del (Klebanov-Shubov) se halla el peso volumétrico de $1 m^3$ de bolas de 60 mm:

$$\rho = 4,68 \text{ ton} / m^3$$



2.3.3.2 Determinación de volumen del molino (cilindro más los conos truncados)

$$V_{\text{del molino}} = \text{Volumen de cilindro} + \text{Volumen de los conos truncados} \quad [5]$$

$$\text{Volumen de cilindro: } V = \Pi \frac{D^2}{4} L \quad [6]$$

$$\text{Volumen de los conos truncados: } v = \frac{1}{3} * h(A_1 + A_2 + \sqrt{A_1 * A_2}) \quad [7]$$

Las dimensiones del molino están expuestas en la siguiente tabla:

Tabla N° 9. Dimensiones del molino (parte del cilíndrica).

Molino de bolas	Dimensiones, m
Espesor del blindaje	0,15
Diámetro exterior	1,85
Largo	0,48
Diámetro interior	1,70

Las dimensiones de los conos pertenecientes al molino se muestran en la siguiente tabla:

Tabla N°10. Dimensiones de los conos del molino.

Conos Truncados	1	2
Radio superior (m)	0,45	0,23
Radio inferior (m)	0,85	0,85
Altura (m)	0,79	0,35
diámetro superior (m)	0,9	0,46
diámetro inferior (m)	1,7	1,7

Por tanto el volumen del molino es, según [5], [6] y [7]:

Tabla N°11. Relación de volúmenes.

Molino de bolas	Volumen, m ³
Parte cilíndrica	1,09
Cono 1	1,08
Cono 2	0,36
Volumen total	2,53



2.3.3.3 Determinación del coeficiente de llenado del molino

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 el cumplimiento de los experimentos de la investigación en curso se trabajará con dos coeficientes distintos (25 y 35 %), atendiendo a la dependencia que existe entre la carga de bolas y la potencia consumida por el motor y las nuevas características físicas-mecánicas del mineral de alimentación en la Empresa ``Ernesto Che Guevara``.

Es recomendable la utilización de los siguientes por cientos para la combinación de las bolas, según (Klebanov-Shubov; 1987):

20 % de bolas con diámetro 1,2 % B

20 % de bolas con diámetro 0,8 % B

Luego: $1,2 \times 60 = 72$ y $0,8 \times 60 = 48$

Entonces la combinación de bolas es de **50, 60 y 70 mm**.

A partir de la ecuación [3] y la anterior recomendación se obtiene la siguiente distribución de bolas.

Tabla N°12. Carga de bolas del molino.

Diámetro de las bolas (mm)	$\varphi \varphi$ Masa de las bolas para un (de 25 %)	$\varphi \varphi$ Masa de las bolas para un (de 35 %)	% de bolas
50	0,591	0,828	20
60	1,774	2,484	60
70	0,591	0,828	20
Total	2,956	4,14	100

2.3.4 Toma y Preparación de las muestras

Las muestras fueron tomadas en los dos puntos establecidos en el esquema, a la entrada del mineral al molino y en la entrada del mineral procesado en los silos de



almacenaje, con el objetivo de realizar los análisis granulométricos de las mismas, **ver anexo 1**.

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. La cantidad de material a recoger en cada muestra se estimó a través de la expresión propuesta en **(Andréiev, 1980)**.

$$Q_{\text{mínima}} = 0,02(d)^2 + 0,5d \quad [8]$$

Donde:

d- diámetro máximo de las partículas de alimentación, mm.

$Q_{\text{mín}}$ - masa mínima, kg.

2.3.4.1 Método de cuarteo y homogenización

Consiste en un recipiente en forma de **V** que tiene en sus costados una serie de canales o chutes que descargan alternativamente en dos bandejas ubicadas en ambos lados del cortador, como se muestra en la figura 1. El material es vaciado en la parte superior y al pasar por el equipo se divide en dos fracciones de aproximadamente igual tamaño.



Figura 1. Cortador de Rifles

Se distribuye la muestra homogenizada uniformemente a lo largo del cortador; de los dos recipientes que reciben la muestra se descarta uno de ellos, como se muestra en la figura 2.



Figura 2. Procedimiento de homogenización

El contenido del recipiente que no ha sido descartado, se vuelve a verter sobre el cortador y se repite el proceso hasta obtener la muestra de tamaño deseado.

Para la realización de cada experimento planificado según las tareas trazadas, se prepararon las muestras, tres para cada tipo de determinación, estas fueron obtenidas por cuarteo sucesivo. En la figura tres se muestra el esquema empleado.

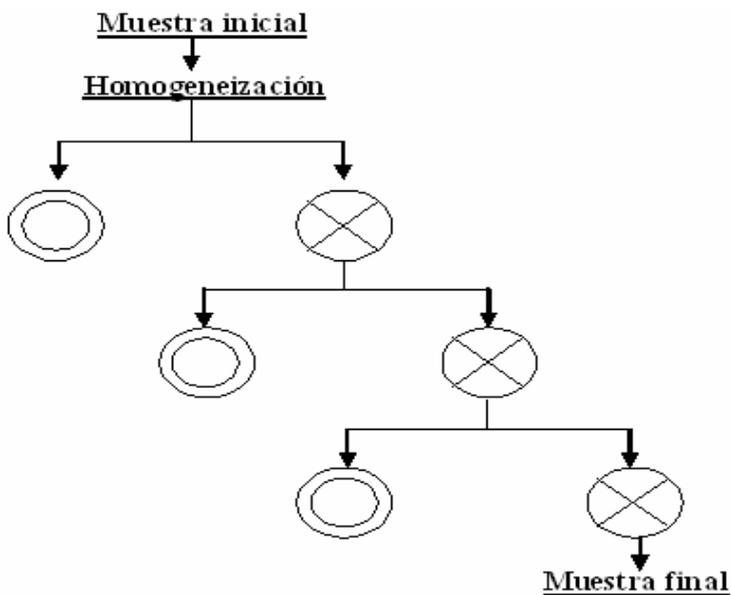


Figura 3. Esquema de cuarteo empleado para la preparación de las muestras estudiadas, para cada experimento en particular.



2.3.4.2 Técnica para el análisis de tamices

El análisis de tamices consiste en cernir la muestra a través de un juego estándar de tamices (**ver tablas 13 y 13.1**), y en determinar el porcentaje de residuos en cada uno de estos, con respecto a la masa de la muestra inicial. En este trabajo se utiliza la serie de Taylor, en el que el tamaño de la malla metálica anterior se diferencia del tamaño de la malla metálica posterior en $\sqrt{2}$ veces.

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

2.3.4.3 Descripción del método húmedo de tamizado

Este se realiza cuando la muestra contiene una cantidad considerable de material fino, siendo necesaria una exactitud alta del análisis, o cuando el material se aglomera sobre la superficie tamizante.

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

Los resultados obtenidos se anotan en una tabla. Luego se determinan las salidas sumarias, equivalentes a la suma de las salidas de todas las clases más gruesas (salida sumaria por más) y menos gruesa (salida sumaria por menos) que los orificios de dicha criba. La tamizadora utilizada en los experimentos está reflejada en el **anexo 7**.

Tabla N° 13. Serie # 1 de los tamices utilizada en los experimentos

N°	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Tamaño, mm	13,2	10	6,3	5	3,5	2	0,71	0,4	1,6	1



Tabla N° 13.1. Serie # 2 de los tamices utilizada en los experimentos

N°	11	12	13	14	15	16
Tamaño, mm	0,315	0,2	0,15	0,12	0,075	0,045

2.3.5 Método para el cálculo de la productividad neta y productividad total del sistema

Como productividad neta del sistema, **Qsnet**, se consideró la cantidad de fino realmente producida por el sistema descontando la cantidad de finos en la alimentación fresca de mineral al molino. Se consideró también la productividad total, **Qstot**, donde se incluye la cantidad de finos presentes en la alimentación fresca más los finos realmente producidos por el molino. Estas productividades se pueden determinar por las expresiones [9 y 9.1] a partir de los datos obtenidos en los anexos 2; 3; 4 y 5 (los datos recogidos en estos anexos corresponden a las fracciones de la masa en gramos que se determinó en los análisis granulométricos para cada malla fijada):

$$Q_{stot} = m * F_{0,075} \quad [9]$$

Donde:

m- es la masa de alimentación de mineral, t

$F_{0,075}$ - fracción de la clase de material fino en el producto final (- 0,075 mm)

$$Q_{snet} = Q_{stot} - F_{0,075} \quad [9.1]$$

Donde:

$F_{0,075}$ - fracción de la clase de material fino en la entrada del molino (- 0,075 mm)

2.3.6 Método para el cálculo de la energía consumida por el sistema

Con el objetivo de registrar los valores de energía consumida por el sistema para dar una valoración económica final, se instalaron analizadores de redes trifásicos a los motores



del ventilador y del molino, con registros por cada minuto. La energía consumida por estos equipos en cada experimento fue estimada a partir de la expresión [9]:

$$E = P_m t \quad [10]$$

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

CONCLUSIÓN DEL CAPÍTULO II

- Se realizó el diseño de la investigación a través del método factorial, que garantiza adecuadamente el tratamiento del problema.





CAPÍTULO III ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

3.1 Objetivo del capítulo

En el presente capítulo se discuten los resultados obtenidos durante la realización de la investigación, para esto se traza el siguiente objetivo:

- Analizar el comportamiento de la molienda a través de la variación de los factores tecnológicos del circuito de molienda.

3.2 Resultados del experimento factorial

Los resultados del análisis granulométrico para todos los experimentos, tanto en la entrada del molino como en la descarga final en los silos se muestran en los anexos 2; 3; 4 y 5 respectivamente. En las tablas 14 y 14.1 se muestran los resultados de productividades obtenidos para la variación de los factores de estudio. Además se muestran los resultados de los consumos específicos de energía para el molino, E_m , para el ventilador de recirculación, E_v , y para la unidad de molienda, E_u , los cuales fueron calculados a partir de la expresión [10].

Tabla N° 14. Productividad y consumos específicos de energía alcanzados por el sistema durante el experimento factorial.

N° Experimento	Factores			Productividad		Energía consumida		
	ϕ , %	Q_e , t/h	Q_a , m ³ /h	Q_{snet} , t/h	Q_{stot} , t/h	E_m , kWh	E_v , kwh	E_u , kwh
1	25	2,1	4 080	0,826	1,983	30,56	9,53	40,09
2	25	2,1	4 080	0,54	2,074	30,86	9,77	40,63
3	25	2,1	4 080	0,705	2,011	30,87	10,64	41,51
4	25	2,1	5 440	0,856	2,025	30,24	12,53	42,77
5	25	2,1	5 440	0,715	2,037	30,68	12,65	43,33
6	25	2,1	5 440	0,593	2,073	30,37	12,37	42,74



Tabla N° 14.1. Productividad y consumos específicos de energía alcanzados por el sistema durante el experimento factorial.

No Experimento	Factores			Productividad		Energía consumida		
	φ , %	Qe, t/h	Qa, m ³ /h	Qsnet, t/h	Qstot, t/h	Em, kwh	Ev, kwh	Eu, kwh
7	25	2,8	4 080	1,444	2,789	32,04	9,94	41,98
8	25	2,8	4 080	1,135	2,66	31,69	10,88	42,57
9	25	2,8	4 080	0,783	2,775	31,90	9,65	41,55
10	25	2,8	5 440	0,821	2,608	31,43	11,77	43,20
11	25	2,8	5 440	1,012	2,623	31,51	11,68	43,19
12	25	2,8	5 440	0,835	2,619	31,61	11,70	43,31
13	35	2,1	4 080	1,078	2,025	35,66	9,970	45,63
14	35	2,1	4 080	1,002	2,03	35,2	9,52	44,72
15	35	2,1	4 080	0,859	2,033	35,51	9,40	44,91
16	35	2,1	5 440	0,629	1,981	35	11,61	46,61
17	35	2,1	5 440	0,74	1,992	35,28	11,35	46,63
18	35	2,1	5 440	0,695	2,005	35,06	11,39	46,45
19	35	2,8	4 080	0,921	2,742	37,71	10,02	47,73
20	35	2,8	4 080	0,541	2,362	37,05	9,66	46,71
21	35	2,8	4 080	0,614	2,435	36,83	9,6	46,43
22	35	2,8	5 440	0,85	2,335	36,50	14,08	50,58
23	35	2,8	5 440	1,038	2,523	36,82	14,26	51,08
24	35	2,8	5 440	1,126	2,611	36,60	14,52	51,12



Las tablas anteriores muestran que se logra una mayor productividad en los experimentos **7; 8 y 9** respectivamente, con solo un 25 % de la carga de bolas del molino y una alimentación de aire mínima (4 080 m³/h), sin embargo se observa que en los experimentos **23 y 24** se utiliza una mayor carga de bolas, perteneciente a un 35 %, una alimentación de aire máxima (5 440 m³/h) y las productividades obtenidas son significativas. Resulta que los valores que se obtienen al comparar los resultados del consumo de energía de la unidad de molienda para ambos caso, favorece al primer caso en un 17,75 % (9,07 kWh).

Para el cálculo de las anteriores energías consumidas por los accionamientos del molino, el ventilador y la unidad de molienda se registraron las potencias demandadas por los equipos en el transcurso de la realización de los 24 experimentos planificados, las mismas aparecen reflejadas en las siguientes tablas.

Tabla N° 15. Potencias demandadas por los accionamientos de los equipos.

N° de Experimento	Pm, kW	Pv, kW	Pu, kW
1	30,56	9,53	40,09
2	30,86	9,77	40,63
3	30,87	10,64	41,51
4	30,24	12,53	42,77
5	30,68	12,65	43,33
6	30,37	12,37	42,74
7	32,04	9,94	41,98
8	31,69	10,88	42,57
9	31,90	9,65	41,55
10	31,43	11,77	43,20
11	31,51	11,68	43,19
12	31,61	11,7	43,31
13	35,66	9,97	45,63
14	35,20	9,52	44,72
15	35,51	9,4	44,91



Tabla N° 15.1. Potencias demandadas por los accionamientos de los equipos.

N° de Experimento	Pm, kW	Pv, kW	Pu, kW
16	35	11,61	46,61
17	35,28	11,35	46,63
18	35,06	11,39	46,45
19	37,71	10,02	47,73
20	37,05	9,66	46,71
21	36,83	9,6	46,43
22	36,50	14,08	50,58
23	36,82	14,26	51,08
24	36,60	14,52	51,12

Como se puede apreciar en las anteriores tablas, a medida que el porcentaje de llenado con bolas del molino aumenta, también lo hace de esa forma la potencia consumida por el motor del molino y como consecuencia de esto la potencia consumida por la unidad. La potencia consumida por el ventilador aumenta al aumentar el flujo de aire, pero lo hace en menor medida.

3.3 Análisis de varianza

Para el procesamiento de los datos obtenidos en el experimento factorial se utilizó el módulo de Estadística del software Tierra (versión 2.6) del profesor Legrá, ISMMM. Los resultados del análisis de varianza para la productividad neta de la unidad de molienda, relativa a los factores de estudio se presentan en la tabla siguiente, compuesta en las diferentes columnas por la fuente de variación, los grados de libertad de cada factor por separado y sus combinaciones, la suma de cuadrados pertenecientes a cada factor y sus interacciones, la media cuadrada y la F de Fisher para los factores de estudio.

Tabla N° 16. Cuadro del análisis de varianza para la productividad neta (Qsnet) de la unidad de molienda, relativa a los factores de estudio.



Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Media Cuadrada	F
Repeticiones	2	0,06203	0,03101	1,67677
Carga de bolas Φ	1	0,00084	0,00084	0,04547
Flujo de alimentación Q_e	1	1,82175	0,91088	49,24749
Interacciones $\Phi * Q_e$	2	2,11130	1,05565	57,07480
Flujo de aire Q_a	1	0,00810	0,00810	0,43793
Interacciones $\Phi * Q_a$	1	0,01217	0,01217	0,65817
Interacciones $Q_e * Q_a$	2	1,44526	0,72263	39,06963
Interacciones $\Phi * Q_e * Q_a$	2	0,98840	0,49420	26,71945
Error	22	0,40691	0,01850	-----
Total	35	6,85676	-----	-----

Valores de F según Tabla:

Ft (Para las repeticiones): 3,4434

Ft (Para la carga de bolas Φ): 4,3176

Ft (Para el flujo de alimentación Q_e): 3,4434

Ft (Para el flujo de aire Q_a): 4,3176

Ft (Para las interacciones $\Phi * Q_e$): 3,4434

Ft (Para las interacciones $\Phi * Q_a$): 4,3176

Ft (Para las interacciones $Q_e * Q_a$): 3,4434

Ft (Para las interacciones $\Phi * Q_e * Q_a$): 3,4434

De esta forma se puede concluir que se cumple que $F(\Phi) \leq F_t(\Phi)$ y por tanto los cambios en Φ no influyen significativamente en los cambios de la productividad (Q_{snet}) para un nivel de confianza de un 95 %.

Además:

- $F(Q_e) > F_t(Q_e)$ y por tanto los cambios en Q_e influyen en los cambios de (Q_{snet})
- $F(Q_a) \leq F_t(Q_a)$ y por tanto los cambios en Q_a no influyen en los cambios de (Q_{snet})



- $F_{(R)} \leq F_{t(R)}$ y por tanto las repeticiones no influyen en los cambios de (Q_{snet})
- $F_{(\Phi * Q_e)} > F_{t(\Phi * Q_e)}$ y por tanto las interacciones $\Phi * Q_e$ influyen en los cambios de (Q_{snet})
- $F_{(\Phi * Q_a)} \leq F_{t(\Phi * Q_a)}$ y por tanto las interacciones $\Phi * Q_a$ no influyen en los cambios de (Q_{snet})
- $F_{(Q_e * Q_a)} > F_{t(Q_e * Q_a)}$ y por tanto las interacciones $Q_e * Q_a$ influyen en los cambios de (Q_{snet})
- $F_{(\Phi * Q_e * Q_a)} > F_{t(\Phi * Q_e * Q_a)}$ y por tanto las interacciones $\Phi * Q_e * Q_a$ influyen en los cambios de (Q_{snet})

Los resultados del análisis de varianza para la productividad total de la unidad de molienda, relativa a los factores de estudio se presentan en la tabla siguiente.

Tabla N° 16.1. Cuadro del análisis de varianza para la productividad total (Q_{stot}) de la unidad de molienda, relativa a los factores de estudio.

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Media Cuadrada	F
Repeticiones	2	0,00304	0,00152	0,24790
Carga de bolas Φ	1	0,04027	0,04027	6,56574
Flujo de alimentación Q_e	2	15,06269	7,53134	1228,02159
Interacciones $\Phi * Q_e$	2	10,69336	5,34668	871,80191
Flujo de aire Q_a	1	0,00662	0,00662	1,07863
Interacciones $\Phi * Q_a$	1	0,00044	0,00044	0,07191
Interacciones $Q_e * Q_a$	2	9,87288	4,93644	804,90992
Interacciones $\Phi * Q_e * Q_a$	2	8,94189	4,47095	729,00911
Error	22	0,13492	0,00613	-----
Total	35	44,75611	-----	-----

Valores de F según Tabla:

F_t (Para las repeticiones): 3,4434



Ft (Para la carga de bolas Φ): 4,3176

Ft (Para el flujo de alimentación Q_e): 3,4434

Ft (Para el flujo de aire Q_a): 4,3176

Ft (Para las interacciones $\Phi * Q_e$): 3,4434

Ft (Para las interacciones $\Phi * Q_a$): 4,3176

Ft (Para las interacciones $Q_e * Q_a$): 3,4434

Ft (Para las interacciones $\Phi * Q_e * Q_a$): 3,4434

Para el caso de la productividad total se cumple que $F(\Phi) > Ft(\Phi)$ y por tanto los cambios en Φ influyen significativamente en los cambios de la productividad total del sistema (Q_{stot}), con un nivel de confianza de 95 %.

Además:

- $F(Q_e) > Ft(Q_e)$ y por tanto los cambios en Q_e influyen en los cambios de (Q_{snet})
- $F(Q_a) \leq Ft(Q_a)$ y por tanto los cambios en Q_a no influyen en los cambios de (Q_{snet})
- $F(\Phi) \leq Ft(\Phi)$ y por tanto las repeticiones no influyen en los cambios de (Q_{snet})
- $F(\Phi * Q_e) > Ft(\Phi * Q_e)$ y por tanto las interacciones $\Phi * Q_e$ influyen en los cambios de (Q_{snet})
- $F(\Phi * Q_a) \leq Ft(\Phi * Q_a)$ y por tanto las interacciones $\Phi * Q_a$ no influyen en los cambios de (Q_{snet})
- $F(Q_e * Q_a) > Ft(Q_e * Q_a)$ y por tanto las interacciones $Q_e * Q_a$ influyen en los cambios de (Q_{snet})
- $F(\Phi * Q_e * Q_a) > Ft(\Phi * Q_e * Q_a)$ y por tanto las interacciones $\Phi * Q_e * Q_a$ influyen en los cambios de (Q_{snet})

3.3.1 Estadística de la regresión para la productividad total del sistema (Q_{stot})

A continuación se muestran los resultados de la regresión o el del ajuste mínimo cuadrado. Se obtuvo un coeficiente de correlación $r=0,97$, lo que explica que existe una fuerte relación lineal entre las variables del modelo. Con el 95 % de confianza se puede



afirmar que un valor del coeficiente de correlación que se encuentre en el intervalo de [0,94 y 0,99] es fiable.

A partir del coeficiente de correlación se obtiene un $R^2 = 94\%$, lo que demuestra que el 94 % de la variación total del sistema quedó explicada por la regresión, y afirma a la vez que el modelo que se obtiene posee un buen ajuste estadístico. A continuación se muestra el modelo obtenido por la estadística de la regresión.

$$Q_{STOT} = (0,0339317963495843) * (\Phi) + (1,6610794565655) * (Q_E) + (0,00000018) * (\Phi * Q_E * Q_A) - 0,749961575405853 - (0,0261231782626253) * (\Phi * Q_E) - (0,000063761) * (Q_E * Q_A) \quad [11]$$

Las pruebas para los coeficientes del modelo mostraron que los coeficientes 1; 3 y 6 no son estadísticamente significativos (ver anexo 6). Pero si se analiza la tabla (16.1), se observa que tanto el coeficiente tres asociado a la interacción $\Phi * Q_E * Q_A$, como el coeficiente seis asociado a la interacción $Q_E * Q_A$, tienen valores significativos de variación, por lo que se tomó la decisión de eliminar solamente el coeficiente uno, asociado al coeficiente de llenado con bolas del molino (Φ), cuya variación es pequeña en comparación con las anteriores. Por lo tanto el modelo ajustado es:

$$Q_{STOT} = (1,6610794565655) * (Q_E) + (0,00000018) * (\Phi * Q_E * Q_A) - 0,749961575405853 - (0,0261231782626253) * (\Phi * Q_E) - (0,000063761) * (Q_E * Q_A) \quad [12]$$

3.4 Valoración económica

La valoración económica del trabajo se realiza en base al ahorro de energía que se obtiene mediante las condiciones dadas en cada experimento. En los experimentos 7; 8; 9 se obtiene como productividad promedio 2,74 t/h y comparativamente el valor de productividad más cercano a este se alcanza para los experimentos 23 y 24, con valor promedio de 2,57 t/h, solo que el consumo de energía de la unidad de molienda para los dos últimos experimentos es de 9,07 kWh superior al de los tres primeros, lo que representa un 17,75 %.

3.4.1 Valoración económica para la planta piloto

En la planta piloto se realizan al año dos corridas, con duración de dos meses cada una, lo que representa 120 días de trabajo al año. La unidad de molienda labora 10 horas



diarias. El precio actual del kW es de 0,186 cuc (tomado del reporte económico del CEDINIQ, en el mes de mayo).

Tabla N° 17. Valoración económica para el ahorro de energía.

Horas de trabajo de la planta piloto al año	Cosumo de energía de los Exper. 7; 8 y 9, (kWh)	Cosumo de energía de los Exper. 23 y 24, (kWh)	Diferencia, (kWh)	Precio del kWh, (cuc)	Ahorro/año, (cuc)
1200	42,03	51,1	9,07	0,18644	2024,42

3.4.2 Valoración económica para la industria

Para valorar económicamente el ahorro que se obtiene a nivel industrial se escalan los resultados obtenidos a nivel de escala piloto. En la planta piloto por cada 10 % de carga de bolas que se disminuya existe un ahorro de energía de un 17,75 %, lo que equivale a 9,04 kWh (caso donde se obtienen las productividades más altas); actualmente en la Empresa ``Comandante Ernesto Che Guevara`` se está procesando mineral con un 32 % de la carga de bolas de los molinos, si se baja esta hasta un 25 % (condiciones donde se obtuvieron las mejores productividades) entonces representaría una disminución de un 7 % de la carga de bolas, lo que equivale a un ahorro de un 12,43 % según los resultados obtenidos a escala piloto. Para concluir la valoración que se muestra en la siguiente tabla se tomaron 340 días de trabajo al año en el proceso industrial.

Consumo de energía actual por unidad de molienda, (kWh)	Unidades de molienda según la productividad	Horas de trabajo al año en la industria	Ahorro de energía, %	Costo del kWh, (cuc)	Beneficio, (cuc/año)
2400	3,2	8160	12,43	0,18644	1 452 317,604

CONCLUSIÓN DEL CAPÍTULO III

- A través de la variación de los factores tecnológicos del circuito de molienda se comprobó que se logran las mayores productividades con la menor carga de bolas del molino.





CONCLUSIONES GENERALES

- La carga de bolas del molino, flujo de alimentación de mineral y flujo de aire a través del mismo influyen significativamente en la variación de la productividad final de la unidad de molienda. Las condiciones bajo las cuales se obtienen los mejores valores de productividad, se observan en los experimentos 7; 8 y 9 cuando la carga de bolas es 25 %, el flujo de aire es de 4 080 m³/h y el flujo de alimentación es de 2,8 t/h.
- El análisis granulométrico realizado a las muestras tomadas en la entrada del molino y en la descarga final permite argumentar que el material que se está procesando actualmente en la industria es de alto contenido de finos, los cuales superan el 50 %.
- El modelo de regresión $Q_{STOT} = (1,6610794565655) \cdot (Q_E) + (0,00000018) \cdot (\Phi \cdot Q_E \cdot Q_A) - 0,749961575405853 - (0,0261231782626253) \cdot (\Phi \cdot Q_E) - (0,000063761) \cdot (Q_E \cdot Q_A)$ describe el comportamiento de la productividad total del sistema de molienda, permitiendo realizar estimaciones predictivas de este indicador con un nivel de confianza del 95 %.
- La valoración económica realizada a partir del consumo de energía permitió predecir ahorros significativos a escala piloto y en el proceso industrial, siendo este último de aproximadamente 1 452 317 cuc/año.



RECOMENDACIONES

- Valorar la posibilidad de instalar clasificadores de alta eficiencia a la entrada de los molinos de la Empresa ``Ernesto Che Guevara``, ya que el mineral que se está procesando actualmente contiene gran cantidad de finos, con valores mayores 50 % de la clase - 0,074 mm.
- Validar los resultados obtenidos en la unidad de molienda de la planta piloto, realizando pruebas a escala industrial en una unidad de molienda de la Empresa ``Ernesto Che Guevara``.
-



BIBLIOGRAFÍA

- ALDANA S, E y SÁNCHEZ I, J. (1982): Estudio de la molibilidad del mineral del Yacimiento Punta Gorda, (Tesis de grado) ISMM, Moa, 38h.
- ANDREIVE, S., PEROV, V., ZVERIEVICH, V. (1980). Trituración, desmenuzamiento y cribado de minerales, Editorial Mir, Moscú.
- CARLOS LEYVA J. (1991): Estudio sobre la posibilidad de control de la masa de mineral y la carga de bolas, (Tesis de grado) ISMM, Moa, 42h.
- COELLO V. A y N. TIJONOV O. 2001: Molienda de minerales multicomponentes: modelo íntegro-diferencial para la valoración de la energía, en la Revista Minería-Geología V: XVII, No. 3 y 4. 49-53 pp.
- COELLO V, A. 1993: Consideraciones sobre la molienda de los minerales lateríticos, Revista Minería y Geología. Vol. 1, No1; Moa.
- COLECTIVO DE AUTORES. 1998: Manual de operaciones planta de preparación de mineral, Empresa Comandante Ernesto Che Guevara, Moa.
- CHARLES, L. 1987: Crushing and Grinding Process Handbook. Londres.
- ESTÉVEZ R, A. 1997: Optimización del proceso de molienda en molinos de bolas de la planta de Preparación de Mineral de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara, (Tesis de grado) ISMM, Moa.



- FALCÓN H, J "et al" 1997: Preparación mecánica de los minerales lateríticos, en la Revista Tecnológica Vol. 1 No 1.
- GARCÉS R, A y RONDÓN S, Y 2002: Estudio experimental de las funciones de fragmentación de la razón de fragmentación y, distribución de la fragmentación de la laterita en un molino de bolas a escala de laboratorio, (Trabajo de Diploma) ISMM, Moa, 60h.
- GÓMEZ REYES V (1992): Influencia de la carga de bolas en la potencia consumida por el motor, (Trabajo de Diploma) ISMM, Moa, 36h
- HERNÁNDEZ F. A 1997: Preparación por vía húmeda de la mena laterítica. Falcón Hernández J.; Trujillo Codormiux, R. (tutores) Trabajo de Doctorado. ISMM.
- KLEVANOV y SHUBOV; 1987: Manual del tecnólogo beneficiador de Minerales no Ferrosos, CEDINIQ, 120h.
- LABORDE B, R "et al " 1998: El consumo de energía eléctrica en el proceso de molienda del mineral laterítico, CICT, ISMM, Moa.
- LABORDE. B, R 2004: Diagnóstico energético en el proceso de molienda de la laterita, en la revista minería - geología, ISSN 0258 5979, No. 3 y 4.
- LABORDE B, R "et al " 2000: Productividad y eficiencia energética en el proceso de molienda del mineral laterítico, en la Revista de Minería – Geología Vol.17 No 2.
- 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. Laborde Brown R. (tutor). Tesis de diploma. ISMM. 83h.
- LEGRA LOBAINA A.A: Software Tierra. Versión 2.6. Instituto Superior Minero Metalúrgico, Moa 2005.
- LOPEZ, F. "et al " 1988: Determinación de los parámetros energéticos en un proceso de molienda de los minerales lateríticos, en la Revista de Metalurgia Vol. 24 No 4.



- MAGAÑA CÓRDOVA V (1996): Determinación de la productividad y factores que influyen en la disminución de la productividad de diseño de la unidad de molienda de la planta nueva, Tesis de diploma. ISMM, 43h.
- MENÉNDEZ A, J, M 2000: Aplicación de la simulación matemática a la determinación de consumos energéticos en la fragmentación, (Tesis doctoral), Universidad de Oviedo.
- MILLER "et al" 2005: Probabilidad y Estadística para Ingenieros, tomo 2, Editorial Félix Varela 314 pp.
- MITROFÁNOV S.I "et al" 1982: Investigación de la capacidad de enriquecimiento de los minerales, Editorial Mir, Moscú.
- MOLINA T, M y REYES L, A. (1990): Influencia de la carga circulante en los índices cualitativos-cuantitativos de la molienda, Tesis de diploma. ISMM. 46h.
- NANNI y POCOVI, R.E 1980: Molienda de minerales, Revista Metalurgia Vol. 16 No6, Moa.
- NÚÑEZ G, Y. y PÉREZ G, S 2003: Modelación a escala de laboratorio del proceso de molienda del mineral laterítico del yacimiento de Punta Gorda. Trabajo de diploma .ISMM. Moa, 56h.
- PACHECO RODRÍGUEZ L (1991): Estudio de la molienda de minerales lateríticos visto como minerales policomponentes de diferentes durezas, Trabajo de diploma .ISMM. Moa, 52h.
- PEÑA A, I y RODRÍGUEZ C, A. (1990): Estudio de la dinámica del proceso de molienda seca de los minerales lateríticos, (Tesis de grado) ISMM, Moa, 50h.
- REINA L. Y 2004: Determinación del índice de trabajo o de Bond para los minerales lateríticos. Beyris Mazar, P.E; Laborde Brown R. (tutores) Tesis de diploma. ISMM. 66h.
- RODRÍGUEZ T, F y FRÓMETA L, R. 1982: Estudio y evaluación tecnológica del circuito de molienda-flotación después de la modificación de la planta, (Tesis de grado) ISMM, Moa, 37h.



- ROJAS P, A 1995: Principales fases minerales portadoras de níquel en los horizontes lateríticos del yacimiento Moa, (tesis de doctorado) ISMM, Moa.
- SUÁREZ. G B y FUENTES .T Y 2004: Influencia del régimen de operaciones en el proceso de molienda de la empresa Comandante Ernesto Che Guevara. Laborde Brown; R (tutor) Trabajo de Diploma. ISMM. 90 h.
- VÁZQUEZ D, J y LLANES G, J 1982: Proyecto para la determinación de los grados de reducción y la molibilidad del mineral en la Planta de Secaderos y Molinos, (Tesis de grado) ISMM, Moa, 46h.
-