

**UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA  
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA  
Y DE MATERIALES**



**UNA APROXIMACIÓN CONCEPTUAL A LA TRITURACIÓN  
VIBROINERCIAL Y A LOS EQUIPOS QUE LA EJECUTAN**

**NICOLE ANDREA MONTANARES REYES**

**MEMORIA DE TITULACIÓN PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL  
METALÚRGICO**

**Profesor Guía: Julio Omar Zumaeta Bustamante**

**JUNIO - 2022**

## DEDICATORIA

Dedico este trabajo a mis padres, Héctor y Alicia, por su amor y esfuerzo constante, a mi hermano Héctor, porque sin su gran ejemplo yo no estaría donde estoy ahora, y a cada uno de mis amigos, los cuales hicieron que este camino fuera aún más enriquecedor. Quedan muchos caminos por recorrer y sueños por cumplir, este es el primero de muchos, el cual en un comienzo parecía inalcanzable y ahora, después de mucho tiempo, lo utilizo para dar testimonio de que con esfuerzo y perseverancia todo se puede lograr. Muchas gracias.

*“Si no hubiera quienes triunfan contra toda probabilidad, creo que todo el mundo renunciaría” Stephen King.*

## RESUMEN

Dentro de los procesos que forman parte de la industria minera, la reducción de tamaño es el que consume una mayor cantidad de energía, con un valor cercano al 50% de la energía disponible en el área de procesamiento de minerales, es por esto que se considera necesario buscar alternativas que minimicen los costos de esta operación. Se plantea como alternativa el uso de chancadores vibroinerciales, los cuales poseen vibradores desbalanceados que garantizan la trituración selectiva del material.

Estos equipos poseen diversas ventajas, entre las que destacan el menor consumo energético, el aumento de la razón de reducción, una vida útil más prolongada, una mejora en el límite de tamaño del producto, la facilidad para tratar materiales con diferentes durezas, etc. Con estos equipos es posible reducir la energía requerida entre un 10 y un 35%.

Esta tecnología mejora el límite de tamaño que puede ser obtenido con un chancador convencional, disminuye la pérdida de energía por aparición de finos, mejora la respuesta frente a la aparición de rocas excesivamente duras y se pueden ajustar los regímenes de trabajo debido a la regulación de la fuerza centrífuga y de la abertura de descarga.

Para lograr llevar a cabo un proceso con las mejoras mencionadas anteriormente, estos equipos deben ser manipulados en base a los siguientes parámetros de operación: rapidez angular del vibrador desbalanceado, ancho de abertura de descarga, momento estático de masa del vibrador desbalanceado y tamaño promedio del material de alimentación.

Debido a las ventajas que entregan estos chancadores en comparación con los equipos convencionales, en este trabajo se entrega la información detallada con respecto al funcionamiento de los equipos y una aproximación al procedimiento de operación que se debe seguir para manipularlos adecuadamente.

## ABSTRACT

Within the processes that are part of the mining industry, size reduction is the one that consumes the greatest amount of energy, with a value close to 50-70% of the energy available in the area of mineral processing, which is why that it is considered necessary to look for alternatives that minimize the costs of this operation. The use of vibroinertial crushers is proposed as an alternative, which have unbalanced vibrators that guarantee the selective crushing of the material.

These crushers have several advantages, among which are the lower energy consumption, the increase in the reduction ratio, a longer useful life, an improvement in the product size limit, the ease of treating materials with different hardnesses, etc. With these equipments it is possible to reduce the energy required between 10 and 35%.

This technology improves the size limit that can be obtained with a conventional crusher, decreases the loss of energy due to the appearance of fines, improves the response to the appearance of excessively hard rocks and the work regimes can be adjusted due to the regulation of the centrifugal force and the discharge opening.

In order to carry out a process with the aforementioned improvements, these crushers must be handled base on the following operating parameters: angular speed of the unbalanced vibrator, width of discharge opening and static mass momento of the unbalanced vibrator. The average size of the feed material can also be varied.

Due to the advantages provided by these crushers compared to conventional equipment, this work provides detailed information regarding the operation of the equipment and an approach to the operating procedure that must be followed to properly handle them.

## ÍNDICE

DEDICATORIA .....	2
RESUMEN.....	3
ABSTRACT.....	4
ÍNDICE.....	5
Índice de Figuras .....	7
Índice de Tablas .....	9
CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....	10
1.1. Hipótesis.....	12
1.2. Objetivos.....	12
1.2.1. Objetivo General .....	12
1.2.2. Objetivos Específicos.....	12
1.3. Metodología.....	13
CAPÍTULO 2. ANTECEDENTES GENERALES.....	14
2.1. Procesamiento de minerales .....	14
2.1.1. Extracción .....	14
2.1.2. Procesamiento .....	14
2.2. Fundamentos de conminución.....	15
2.2.1. Objetivo de los procesos de conminución.....	16
2.2.2. Mecanismos de fractura.....	17
2.2.3. Teoría de la conminución .....	19
2.3. Chancado .....	25
2.3.1. Chancador de mandíbula.....	26
2.3.2. Chancador giratorio.....	27
2.3.4. Chancador de impacto .....	29
2.3.5. Chancador de cono.....	30
2.3.6. Parámetros importantes.....	34
CAPÍTULO 3. CONMINUCIÓN VIBROINERCIAL.....	35
3.1. Consideraciones principales.....	35

3.2. Equipos vibroinerciales .....	37
3.2.1. Chancador de cono vibroinercial .....	38
3.2.1.1. Chancador con vibración aplicada en el cono .....	38
3.2.1.2. Chancador con vibración aplicada en la carcasa .....	49
3.2.2. Chancador de mandíbula vibroinercial .....	63
3.3. Costos .....	71
CAPÍTULO 4. MODELOS ESTIMATIVOS .....	72
4.1. Consumo de energía .....	72
4.2. Distribución de tamaño .....	77
CAPÍTULO 5. PROCEDIMIENTO DE OPERACIÓN .....	80
5.1. Procedimiento .....	80
5.2. Tecnología convencional vs. Tecnología vibroinercial .....	84
CAPÍTULO 6. APLICACIONES .....	86
6.1. Chancador de cono vibroinercial .....	86
6.1.1. Chancador con vibración aplicada en el cono .....	86
6.1.2. Chancador con vibración aplicada en la carcasa .....	89
6.2. Chancador de mandíbula vibroinercial .....	91
6.3. Esquema general .....	92
CAPÍTULO 7. CONCLUSIONES .....	93
CAPÍTULO 8. BIBLIOGRAFÍA .....	95
ANEXOS .....	99
Anexo A .....	99
Anexo B .....	109

## Índice de Figuras

Figura 1.1. Consumo energético en el procesamiento de minerales [2].	11
Figura 2.1. Proceso productivo del cobre.	15
Figura 2.2. Funcionamiento de los tipos de chancadores de mandíbula [13].	27
Figura 2.3. Vista de perfil del chancador giratorio [13].	28
Figura 2.4. Chancador de rodillo [16].	29
Figura 2.5. Chancador de impacto [17].	30
Figura 2.6. Vista seccional de un chancador de cono [19].	31
Figura 2.7. Principio de operación del chancador de cono [20].	32
Figura 2.8. Variación cíclica de la distancia entre el manto y el cóncavo, para un punto fijo de la cámara [20].	33
Figura 3.1. Vista seccional del chancador con vibración aplicada al cono interno [25].	39
Figura 3.2. Diagrama esquemático de un chancador vibroinercial con vibración aplicada en el cono [21].	42
Figura 3.3. Cámara de trituración [3].	43
Figura 3.4. Fases del chancado estratificado [3].	44
Figura 3.5. Diseño conceptual del chancador de cono con vibración en la carcasa [4].	50
Figura 3.6. Vista seccional del chancador de cono con vibración en la carcasa [31].	51
Figura 3.7. Principio de funcionamiento del equipo [31].	56
Figura 3.8. Principio Rhodax [23].	57
Figura 3.9. Curva del proceso dinámico de trituración [34].	58
Figura 3.10. Vista seccional del chancador de mandíbula vibroinercial [36].	63
Figura 3.11. Diagrama de tensión de la mandíbula móvil [36].	68
Figura 5.1. Procedimiento de operación para pruebas de laboratorio con un chancador vibroinercial.	81

Figura 5.2. Procedimiento de operación para uso industrial de un chancador vibroinercial. .....	82
Figura 6.1. Esquema general de las aplicaciones de los equipos vibroinerciales [37]...92	
Figura A.1. Consumo relativo de potencia $W_i$ , con $D_{av}= 8,575$ [mm]. ....	103
Figura A.2. Consumo relativo de potencia $W_i$ , con $D_{av}= 16$ [mm]. ....	103
Figura A.3. Consumo relativo de potencia $W_i$ , con $b= 4$ [mm]. ....	104
Figura A.4. Consumo relativo de potencia $W_i$ , con $b= 6$ [mm]. ....	104
Figura A.5. Consumo relativo de potencia $W_i$ , con $b= 8$ [mm]. ....	105
Figura A.6. Consumo relativo de potencia $W_e$ , con $D_{av}= 8,575$ [mm]. ....	106
Figura A.7. Consumo relativo de potencia $W_e$ , con $D_{av}= 16$ [mm]. ....	107
Figura A.8. Consumo relativo de potencia $W_e$ , con $b= 4$ [mm]. ....	107
Figura A.9. Consumo relativo de potencia $W_e$ , con $b= 6$ [mm]. ....	108
Figura A.10. Consumo relativo de potencia $W_e$ , con $b= 8$ [mm]. ....	108
Figura B.1. Función de distribución de tamaño acumulativa de la fracción gruesa del material. ....	110
Figura B.2. Función de distribución de tamaño acumulativa de la fracción fina del material. ....	111
Figura B.3. Distribución de tamaño del producto, con $i= 0,75$ . ....	112
Figura B.4. Distribución de tamaño del producto, con $i= 1$ . ....	114
Figura B.5. Distribución de tamaño del producto, con $i= 1,25$ . ....	115
Figura B.6. Distribución de tamaño del producto, con $i= 1,44$ . ....	117

## Índice de Tablas

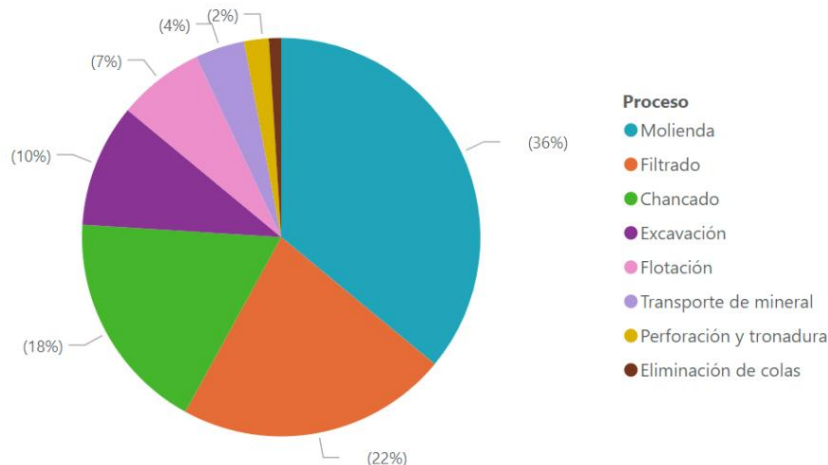
Tabla 2.1. Distribución de tamaños de partícula por tipo de carga [9]. .....	19
Tabla 3.1. Datos técnicos de chancadores de cono vibroinerciales [21]. .....	48
Tabla 3.2. Rango de equipos Rhodax [31]......	60
Tabla 3.3. Rango de chancadores con vibración en la mandíbula [37]. .....	70
Tabla 3.4. Cotización chancadores vibroinerciales del tipo KID [38]. .....	71
Tabla 5.1. Diferencias entre tecnología convencional y vibroinercial.....	84
Tabla 5.2. Parámetros para obtener el consumo de energía.....	84
Tabla 5.3. Comparativo entre la energía consumida por ambos tipos de trituración.....	85
Tabla A.1. Resultados de los experimentos.....	100
Tabla A.2. Parámetros del modelo en base a la potencia instalada. ....	101
Tabla A.3. Parámetros del modelo en base a la potencia RMS.....	105
Tabla B.1. $i=0,75$ , $Sd=0,09441$ [Kg·m], $b= 6$ [mm], $Dav=8,575$ [mm]. .....	111
Tabla B.2. $i=0,75$ , $Sd=1,2902$ [Kg·m], $b= 8$ [mm], $Dav=16$ [mm]. .....	112
Tabla B.3. $i=1$ , $Sd=0,09441$ [Kg·m], $b= 8$ [mm], $Dav=16$ [mm]. .....	113
Tabla B.4. $i=1$ , $Sd=1,2902$ [Kg·m], $b= 4$ [mm], $Dav=16$ [mm]. .....	113
Tabla B.5. $i=1,25$ , $Sd=0,09441$ [Kg·m], $b= 8$ [mm], $Dav=8,575$ [mm]. .....	114
Tabla B.6. $i=1,25$ , $Sd=1,2902$ [Kg·m], $b= 4$ [mm], $Dav=8,575$ [mm]. .....	115
Tabla B.7. $i=1,44$ , $Sd=0,09441$ [Kg·m], $b= 8$ [mm], $Dav=8,575$ [mm]. .....	116
Tabla B.8. $i=1,44$ , $Sd=0,9214$ [Kg·m], $b= 4$ [mm], $Dav=16$ [mm]. .....	116
Tabla B.9. Razón de reducción.....	117

## **CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN**

La minería es una de las principales actividades económicas del país. Con el correr de los años, Chile ha mostrado una vasta tradición en la actividad minera debido a que cuenta con importantes reservas de mineral, las cuales permiten proyectar un buen futuro para esta actividad. Dado lo anterior, es que esta industria ha sido parte importante del desarrollo del país y esto ha permitido que con el paso del tiempo sus procesos se modernicen.

La minería se encuentra en constante desafío, ya que es importante que los procesos que la componen se desarrollen de una manera eficiente. Es por esto que es necesario desarrollar nuevos métodos de trabajo e incorporar tecnologías innovadoras, que permitan generar un avance en las distintas áreas de trabajo.

Dentro de los procesos que se desarrollan en la minería, se encuentra la conminución o reducción de tamaño como etapa inicial luego de la extracción del mineral desde el yacimiento. Este proceso es muy importante para las etapas posteriores, ya que permite liberar los minerales de interés para que luego sean procesados. Uno de los principales problemas que enfrenta esta etapa es la gran cantidad de energía que consume, debido a que representa aproximadamente un 50% del consumo energético en el área de procesamiento de minerales [1]. En la Figura 1.1 se puede observar el consumo energético del proceso de conminución en relación al consumo total de energía en minería.



**Figura 1.1. Consumo energético en el procesamiento de minerales [2].**

Estos valores tan altos hacen necesaria la incorporación de tecnologías que permitan operar a un menor costo, que es lo que finalmente se busca en toda operación, sin desmedro de los resultados esperados.

Dado lo anterior, el chancado vibroinercial aparece como una alternativa tecnológica relevante para optimizar el procesamiento de los minerales, ya que estos equipos tienen la particularidad de consumir menos energía que los equipos tradicionales, debido a que poseen excitadores vibratorios que permiten que la trituración se lleve a cabo con la energía justa y que no haya disipación de la misma.

Los chancadores de cono vibroinerciales son equipos soviéticos surgidos en la década de los 50 y ampliamente utilizados en diferentes industrias, tales como la industria minera, de agregados, cerámicas, etc.

Las partes móviles de estos equipos son impulsadas mediante excitadores vibratorios ubicados convenientemente según el modelo. En uno de los modelos existentes, la vibración es aplicada en el cono del chancador, por lo que, al momento de realizar la operación, este gira y vibra a la vez, lo que permite una alta razón de reducción de tamaño [3]. En el segundo modelo, los excitadores vibratorios se ubican simétricamente

en la carcasa del chancador, lo que facilita su mantención y hace su operación más confiable [4].

Debido al potencial que poseen estos equipos, es que este proyecto de memoria tiene como finalidad realizar una recopilación bibliográfica, para así generar una monografía que contenga de manera clara y organizada la información que actualmente se encuentra disponible. Se espera que la información aquí expuesta sea de utilidad para lograr la adquisición de uno de estos equipos de laboratorio y, de esta manera, llevar a cabo pruebas que permitan mejorar el conocimiento que se tiene sobre esta tecnología.

## **1.1. Hipótesis**

Se plantea que existe una cantidad de información publicada sobre los chancadores vibroinerciales que permite tener una visión general de esta tecnología, teniendo en cuenta sus virtudes y potencialidades, sus principales limitaciones y la manera en la que ocurre la trituración.

## **1.2. Objetivos**

### **1.2.1. Objetivo General**

Recopilar y analizar la información disponible para generar una monografía que contenga los fundamentos teóricos de los chancadores vibroinerciales y un procedimiento que permita evaluarlos, para así obtener la información que es relevante en su operación.

### **1.2.2. Objetivos Específicos**

- Presentar los fundamentos teóricos de estos equipos.
- Estudiar las variables principales que afectan el funcionamiento de los chancadores vibroinerciales.

- Estudiar el efecto de las variables clave en el gasto energético, distribución de tamaño y liberación.
- Describir el procedimiento de operación de estos equipos.

### **1.3. Metodología**

El desarrollo de este proyecto consta de dos etapas, las cuales se describen a continuación.

**1° Etapa:** Esta etapa consiste en la recopilación, agrupación y estudio de la información disponible de esta tecnología, para luego revisar sus fundamentos teóricos y complementarla con una mirada académica.

**2° Etapa:** En esta etapa se estudian las variables principales que afectan el funcionamiento de estos equipos, para poder determinar qué efecto ejercen sobre la trituración. Con este estudio a fondo, es posible describir el procedimiento de operación para los chancadores vibroinerciales.

## **CAPÍTULO 2. ANTECEDENTES GENERALES**

### **2.1. Procesamiento de minerales**

#### **2.1.1. Extracción**

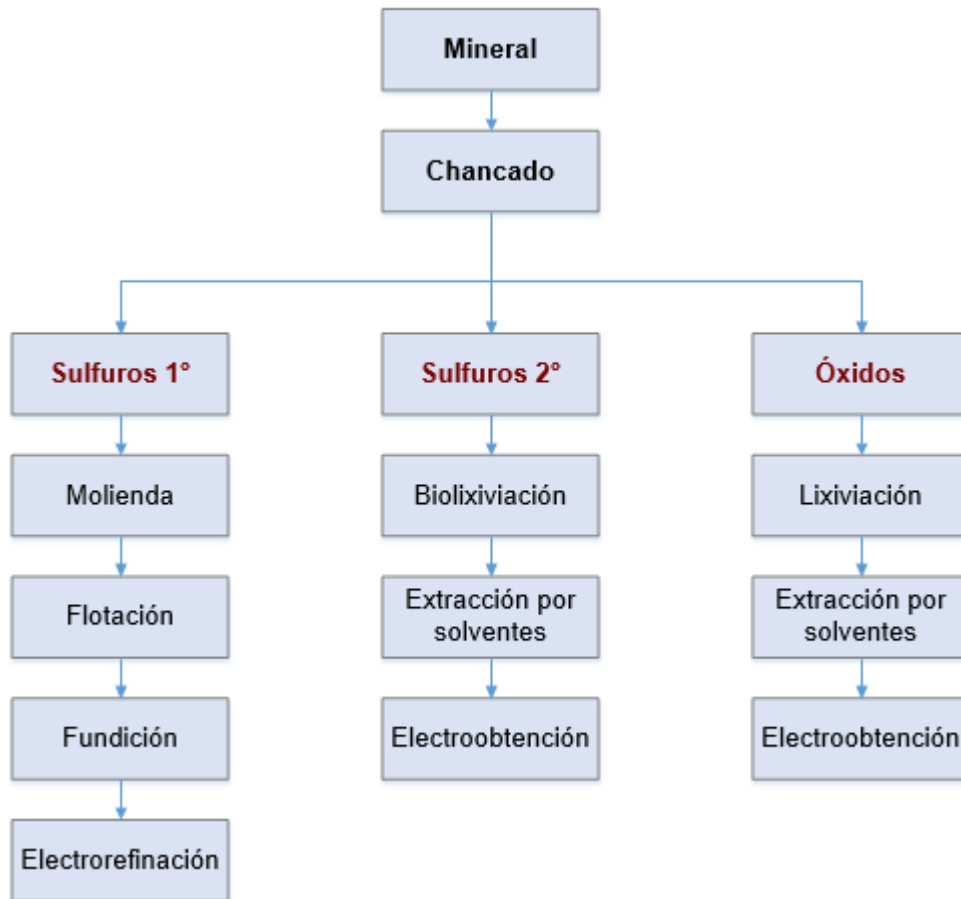
El procesamiento de minerales comprende una serie de etapas que permiten obtener los productos deseados a partir de un mineral extraído de un yacimiento. Para lograr extraer un mineral de un determinado yacimiento, se llevan a cabo las siguientes etapas [5]:

- **Exploración:** Actividad minera cuyo fin es determinar las dimensiones de los yacimientos, sus características mineralógicas, etc.
- **Desarrollo:** Etapa en donde se clasifica la mena, es decir, se determina el tonelaje y la ley del mineral. Además, se construyen los accesos e instalaciones necesarias para la etapa de explotación.
- **Preparación:** Se preparan las zonas en los bloques de mineral para hacer posible su explotación. Se prepara la ventilación, tolvas, etc.
- **Explotación y extracción:** Se realiza la perforación y voladuras del mineral en la mina para su posterior traslado.
- **Transporte:** Una vez efectuada la voladura del mineral, este es extraído de la mina para ser transportado a la zona de procesamiento.

#### **2.1.2. Procesamiento**

El mineral que es extraído de la mina no se puede comercializar, por lo tanto, se debe someter a un proceso para aumentar su ley y de esta manera hacer posible su venta.

Para el caso del cobre, la Figura 2.1 muestra los procesos que se deben llevar a cabo para obtener cátodos de cobre de alta pureza (99,9% de Cu) según la especie mineral que lo contenga.



**Figura 2.1. Proceso productivo del cobre.**

En la Figura 2.1 se aprecia que el primer proceso al que es sometido el mineral luego de su extracción es el chancado. Es importante que esta etapa se desarrolle de forma correcta, ya que es aquí donde se libera el material valioso del estéril y se preparan las superficies y tamaño de las partículas para los procesos posteriores de concentración.

## 2.2. Fundamentos de conminución

Las operaciones de concentración de minerales requieren de una preparación previa de los mismos. Estas operaciones se encuentran englobadas dentro del proceso de conminución, el cual consiste en una serie de etapas (chancado y molienda), con las cuales se consigue reducir el tamaño del mineral hasta alcanzar el óptimo para la siguiente etapa del proceso.

El producto proveniente de la mina luego de la extracción, tiene un tamaño aproximado de 1,5 [m] en los yacimientos que forman parte de la gran minería. A su vez, las partículas de especies útiles que se encuentran en una mena tienen un tamaño aproximado de 1 [mm] (1000 [ $\mu\text{m}$ ]), lo que dificulta en gran medida los procesos de extracción del metal valioso [6]. Es por esto que para conseguir esta reducción de tamaño y el grado de liberación que se requiere para realizar los procesos posteriores, se aplica una cantidad de energía que sea capaz de romper las partículas del mineral.

A raíz de lo anterior, una de las grandes limitaciones de este proceso es la energía que se consume para lograr la reducción de tamaño deseada, por lo que la clave es realizar una aplicación de la energía de la forma más directa posible sobre las partículas, con la finalidad de evitar la disipación de la misma y de esta manera optimizarla. Por lo anterior, es importante establecer correlaciones confiables entre la energía específica [kWh/t] consumida en un proceso de conminución y la correspondiente reducción de tamaño alcanzada, con el objetivo de determinar la eficiencia energética de los respectivos equipos, facilitar la selección de los mismos y asegurar un correcto dimensionamiento.

### **2.2.1. Objetivo de los procesos de conminución**

En general, lo que se espera conseguir con los procesos de chancado y molienda es [7]:

- Facilitar el manejo del material proveniente de la mina y luego, tras sucesivas etapas de chancado y molienda, liberar los materiales valiosos de la ganga para realizar una posterior concentración.
- Obtener un tamaño de partícula adecuado para los procesos siguientes, es decir, cuando la mena se encuentra liberada.
- Aumentar el área superficial disponible para que ocurran las reacciones químicas.

Dependiendo del rango de tamaño de las partículas, este proceso se divide en [8]:

- Chancado: Para partículas gruesas con un tamaño mayor a 5 [cm].
- Molienda: Para partículas menores de 9 [mm] – 12 [mm].

### **2.2.2. Mecanismos de fractura**

La trituración de las rocas consume una gran cantidad de energía. La eficiencia durante la fragmentación es cercana al 1%, por lo que gran parte de la energía es disipada y se consume en vencer las resistencias de los equipos y del mismo material, como por ejemplo, deformaciones, roce, ruido, etc. Con esto en consideración, se deben tomar en cuenta los principios asociados a la mecánica de fractura, con la finalidad de comprender los procesos implicados en la reducción de tamaño de las partículas [9].

La mayoría de los minerales son materiales cristalinos con átomos dispuestos de manera tridimensional, cuyo arreglo estructural viene dado por su tamaño y por el tipo de enlace (iónicos y covalentes). Estos enlaces son efectivos solo a cortas distancias y se pueden romper si el material es sometido a esfuerzos físicos. Incluso si la roca es cargada de forma uniforme, el esfuerzo interno que se genera no se distribuye de manera equitativa, debido a que la roca cuenta con distintos tipos de minerales con diferente abundancia, tamaños y características. La distribución del esfuerzo depende entonces de las propiedades mecánicas de cada mineral, pero aún más de la presencia de fracturas o zonas de debilidad preexistentes, las cuales actúan como concentradores de esfuerzos [10].

Los minerales presentan una gran cantidad de defectos cristalinos, los cuales, según Griffith, reducen la energía necesaria para la fractura. Entre mayor es el tamaño de una partícula es más probable la ocurrencia de defectos, lo que implica que la energía necesaria para lograr la fractura de partículas de mayor tamaño será menor, por ende, para obtener tamaños de partícula pequeños, menor es la probabilidad de ocurrencia de defectos y mayor es la energía necesaria para la fractura [9].

La forma en la cual una partícula se fractura depende de la naturaleza de la misma y de la forma en la cual la fuerza es aplicada. Se distinguen tres tipos de mecanismos de fractura, los cuales se mencionan a continuación [8].

**1) Impacto:** Ocurre cuando la energía aplicada es mayor a la energía necesaria para fracturar la partícula. Como resultado se obtiene un gran número de partículas con un amplio rango de tamaños.

**2) Compresión:** Es el mecanismo más utilizado por la maquinaria en minería y consiste en el aplastamiento por medio de dos superficies rígidas. Ocurre cuando la energía aplicada es suficiente, por lo que pocas zonas se fracturan, lo que origina dos tipos de tamaño, uno fino en la parte de la roca que se encuentra en contacto directo con la superficie chancadora y uno más grueso correspondiente a la parte central de la roca [11]. Esto finalmente produce un bajo número de partículas cuyos tamaños son relativamente iguales al original.

**3) Cizalle:** Este mecanismo consiste en desgastar la roca por medio de dos superficies que se mueven en sentido contrario. La energía aplicada es insuficiente para causar una fractura significativa en la partícula y ocurren tensiones localizadas, lo que resulta en fracturas en áreas superficiales pequeñas y, por ende, se obtiene una distribución de tamaño similar al tamaño original, además de partículas muy finas. Con este mecanismo se suelen arrancar partículas pequeñas de las aristas y esquinas de la roca, es decir, de las partes más sobresalientes del fragmento original.

En la Tabla 2.1 se distingue la distribución de tamaño y el tipo de fractura dependiendo de la carga aplicada al mineral.

**Tabla 2.1. Distribución de tamaños de partícula por tipo de carga [9].**

Tipo de carga	Mecanismo de fractura	Distribución de tamaños de partícula
Impacto	Estallidos por fuerzas de tracción aplicadas a alta velocidad	Homogéneo
Compresión	Compresión	Partículas gruesas y algunos finos
Cizalle	Abrasión por esfuerzo cortante superficial	Gruesos y finos

La ocurrencia de estos mecanismos en los procesos de conminución determina la distribución de tamaño de las partículas. La determinación de la granulometría de un lote de material es muy importante, ya que después de un proceso de trituración, el material posee tamaños heterogéneos, por lo que se requiere de una curva granulométrica que muestre el comportamiento del material sometido a diferentes esfuerzos y de esta manera permita determinar las condiciones óptimas de trabajo.

### 2.2.3. Teoría de la conminución

Desde los inicios de la aplicación de los procesos de conminución en la industria, se pudo confirmar la importancia del consumo de energía específica como un parámetro relevante y controlante en la reducción de tamaño y en la granulometría final del producto para cada etapa del proceso de conminución.

La energía consumida en estos procesos tiene una relación sumamente estrecha con el grado de reducción de tamaño alcanzado por las partículas en cada una de estas etapas [8]. Esta energía, la cual es suministrada mecánicamente, se consume en vencer resistencias propias del material y de los equipos, por ejemplo:

- Deformación elástica de las partículas antes de romperse.
- Deformación plástica de las partículas, la cual es muy pequeña en materiales frágiles.
- Fricción entre las partículas.

- Deformaciones elásticas de los equipos.
- Producción de ruido, calor y vibración de la instalación.
- Roce entre partículas y piezas de la máquina.
- Pérdidas de eficiencia en la transmisión de energía eléctrica y mecánica.
- Etc.

Para una partícula a la cual se le aplica una carga de compresión, el esfuerzo producido sobre la misma y su deformación, son una función de la carga aplicada e inversamente proporcional al diámetro de la partícula, tal como se muestra en la siguiente expresión:

$$\sigma \cong \frac{F}{d^2} \quad (2.1)$$

De igual forma, la energía que actúa sobre la partícula en el punto de aplicación de la carga es función de la carga y de la deformación, como se observa en las siguientes expresiones:

$$\varepsilon_p = F \cdot Z \quad Z = \frac{F}{d \cdot E} \cdot K_v \quad (2.2)$$

Donde:

$\varepsilon_p$ : Energía en el punto de carga.

$F$ : Carga aplicada.

$Z$ : Deformación desde el punto de carga.

$d$ : Diámetro de la partícula.

$E$ : Módulo de elasticidad.

$K_v$ : Constante que depende del Módulo de Poisson del mineral.

Se comprobó experimentalmente que el esfuerzo de fractura se puede determinar como una función de la carga aplicada en el momento de la fractura ( $F_0$ ) a partir de la expresión:

$$\sigma_f = 0,9 \frac{F_0}{d^2} \quad (2.3)$$

De lo anterior se obtiene que la energía necesaria para la fractura se puede expresar de la siguiente manera:

$$\varepsilon_p = 1,23K_v \cdot \frac{\sigma_f^2 \cdot d^3}{E} \quad (2.4)$$

Si bien es cierto las expresiones anteriores son correctas y entregan los valores de la energía necesaria para que una partícula se fracture, la energía puede ser expresada de una manera más general considerando los tamaños de partícula.

$$\partial \varepsilon_0 \cong \partial \left( \frac{d}{d^n} \right) \quad (2.5)$$

En la expresión anterior,  $n$  tendrá un valor para cada tamaño de partícula.

Rittinger, Kick y Bond estudiaron ampliamente la relación entre la energía necesaria para ocasionar la fractura y el tamaño de partícula y propusieron diferentes valores de  $n$ , además de plantear postulados que hoy se conocen como las Leyes de la Conminución, las cuales entregan la energía específica [kWh/t] consumida en un proceso de conminución y la reducción de tamaño alcanzada en el mismo [9].

Es importante mencionar que estos postulados no son del todo aceptables, debido a que un gran porcentaje de energía es absorbida por la misma máquina, lo que deja solo una pequeña parte disponible para romper el material [10].

## 1) Postulado de RITTINGER (1867) (Primera Ley de la Conminución)

“La energía específica consumida en la reducción de tamaño de un sólido es directamente proporcional a la nueva superficie específica creada”

En palabras simples, este postulado indica que el trabajo realizado en la desintegración es inversamente proporcional a los tamaños producidos. En algunas ocasiones también se expresa en función de la superficie creada [9].

En este postulado solo se considera la energía necesaria para producir la ruptura de cuerpos sólidos ideales (homogéneos, isotrópicos y sin fallas) una vez que el material haya alcanzado su límite de ruptura.

La ecuación que representa este postulado se muestra a continuación [12].

$$\hat{E}_R = K_R \left[ \left( \frac{1}{P_{80}} \right) - \left( \frac{1}{F_{80}} \right) \right] \quad (2.6)$$

Donde:

$\hat{E}_R$ : Energía específica de conminución [kWh/t].

$K_R$ : Constante de Rittinger.

$P_{80}$ : Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto.

$F_{80}$ : Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación.

Si bien este postulado carece de respaldo experimental, se ha demostrado que funciona para la trituración de partículas gruesas, es decir, en la etapa de chancado [8].

## 2) Postulado de KICK (1885) (Segunda Ley de la Conminución)

“La energía requerida para producir cambios análogos en el tamaño de cuerpos geoméricamente similares, es proporcional al volumen de estos cuerpos”

Lo anterior se refiere a que iguales cantidades de energía producirán iguales cambios geoméricos en el tamaño de un sólido. Kick considera que la energía utilizada en la fractura de un sólido ideal (homogéneo, isotrópico y sin fallas) solo es aquella necesaria para deformar el sólido hasta su límite de ruptura, despreciando la energía adicional para producir la ruptura del mismo [8]. En el fondo, Kick postula que el trabajo realizado para producir cambios análogos en la configuración de cuerpos geoméricamente semejantes y de la misma materia varía con el volumen o la masa [9].

La ecuación que representa este postulado se muestra a continuación [12].

$$\hat{E}_K = K_K \ln \left( \frac{F_{80}}{P_{80}} \right) \quad (2.7)$$

Donde:

$\hat{E}_K$ : Energía específica de conminución [kWh/t].

$K_K$ : Constante de Kick.

$P_{80}$ : Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto.

$F_{80}$ : Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación.

Al igual que el primer postulado, este también carece de respaldo experimental, pero en la práctica se ha demostrado que funciona bien para el caso de la molienda de partículas finas [8].

### 3) Postulado de BOND (1952) (Tercera Ley de la Conminución)

“La energía consumida para reducir el tamaño 80% de un material es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del tamaño 80%, siendo este último igual a la abertura del tamiz (en micrones) que deja pasar el 80% en peso de las partículas”

Bond define el parámetro  $K_B$  en función del Work Index  $W_i$  (índice de trabajo del material), que corresponde al trabajo total necesario para reducir una tonelada corta de material desde un tamaño teóricamente infinito hasta partículas que en un 80% sean inferior a 100  $[\mu\text{m}]$  [8].

La ecuación que representa este postulado se muestra a continuación [12].

$$\hat{E}_B = 10W_i \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (2.8)$$

Donde:

$\hat{E}_B$ : Energía específica de conminución [kWh/t].

$W_i$ : Índice de trabajo [kWh/t. corta].

$P_{80}$ : Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto.

$F_{80}$ : Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación.

El Work Index  $W_i$  depende del material (resistencia a la conminución) y del equipo de conminución utilizado, por lo que debe ser determinado experimentalmente para cada aplicación. Representa la dureza del material y la eficiencia mecánica del equipo.

Para determinar el Work Index se deben realizar ensayos de laboratorio específicos para cada etapa del proceso de conminución (chancado, molienda). Con estos ensayos se pueden conocer los parámetros experimentales de cada material, los cuales se utilizan para calcular el  $W_i$  a partir de la siguiente ecuación (caso de la etapa de chancado) [8]:

$$W_i = 2,59 \frac{K_c}{\rho_s} \quad (2.9)$$

Donde:

$W_i$ : Work Index [kWh/t. corta].

$K_c$ : Esfuerzo de impacto aplicado, necesario para fracturar el material [lb-pie/pulg espesor roca].

$\rho_s$ : Gravedad específica del sólido.

Estos postulados, a pesar de su antigüedad, se siguen utilizando debido a que son métodos robustos de determinación del consumo energético y los datos se ajustan de forma correcta. En particular, la ley de Bond se acepta de forma generalizada y como un referente de comparación en una primera instancia, sin embargo, no hace hincapié en la variabilidad del proceso ni en la influencia de variables tales como la mineralogía, el comportamiento del mineral frente a los mecanismos de fractura, etc.

### 2.3. Chancado

Dentro del proceso de conminución, el chancado es el primer paso mecánico para lograr la reducción de tamaño. Generalmente es realizado en seco y, de ser necesario, en más de una etapa.

El chancado se realiza mediante máquinas pesadas que se mueven con lentitud y ejercen presiones muy grandes a bajas velocidades. La primera fase de este proceso es la que recibe el material de mayor tamaño, por lo tanto, se utilizan chancadores de gran capacidad, que normalmente corresponden a los de mandíbula o a los giratorios. Luego, se trabaja con equipos de menor envergadura para tratar el material cada vez más pequeño. Comúnmente, los equipos utilizados para materiales de menor tamaño son los chancadores de cono, de rodillo o de impacto.

Es importante destacar que los chancadores se pueden clasificar de acuerdo al tamaño del material tratado, con algunas subdivisiones en cada tamaño de acuerdo a la manera en que se aplica la fuerza.

- 1) **Chancado primario:** Trata el material proveniente de la mina, con un tamaño máximo de 1,5 [m] y lo reduce en un rango de 15 a 20 [cm]. Normalmente este material va a una pila de almacenamiento.
- 2) **Chancado secundario:** Toma el producto proveniente del chancado primario y lo reduce a un producto de 5 a 8 [cm].
- 3) **Chancado terciario:** Toma el producto del chancado secundario y lo reduce a un producto de 1 a 1,5 [cm], el cual normalmente pasa a una etapa de molienda [7].

### 2.3.1. Chancador de mandíbula

Es un equipo que consta de dos placas de hierro o acero de alta resistencia, las cuales se abren y cierran. Están dispuestas en un ángulo agudo y una se encuentra fija con respecto a la otra. Estos chancadores están provistos de una masa excéntrica y una palanca, las cuales tienen una gran ganancia mecánica y son las encargadas de proporcionar la fuerza de compresión necesaria para que ocurra la trituración. Un volante de masa periférica proporciona el momento necesario para mantener una velocidad lo más constante posible durante el ciclo de chancado [13].

Estos chancadores se clasifican de acuerdo al método de pivotear la mandíbula móvil. Dependiendo del punto de pivote de la placa oscilatoria, existen tres tipos de chancadores de mandíbula: Blake, Dodge y Universal, los cuales se observan en la Figura 2.2.

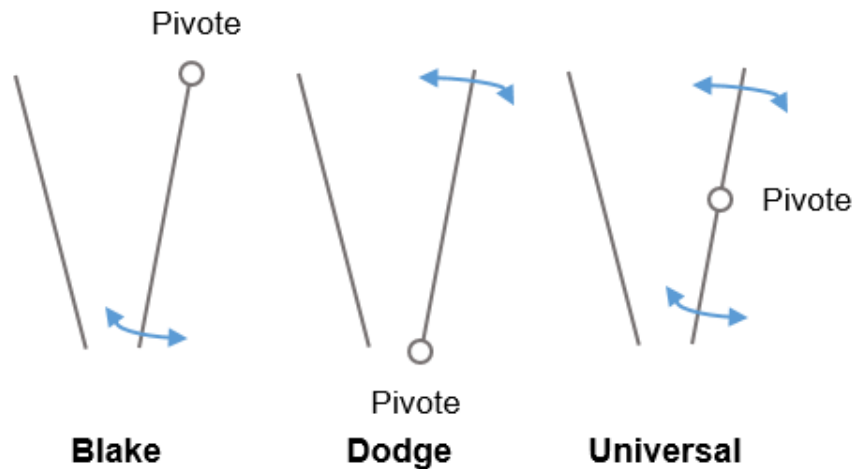


Figura 2.2. Funcionamiento de los tipos de chancadores de mandíbula [13].

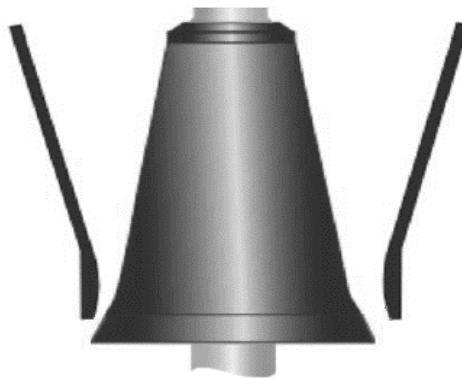
- **Blake:** Posee el pivote en la entrada, lo que implica un tamaño de material entrante fijo y un tamaño de salida variable.
- **Dodge:** Tiene el pivote en la salida, por lo tanto, el tamaño de entrada es variable y el de salida es fijo. Está restringida a uso en laboratorio, ya que se requiere exactitud en el tamaño de las partículas y, además, si es usada para trabajo pesado, se atora con facilidad.
- **Universal:** Mantiene el punto pivote en el centro, lo que deja ambas aberturas con el paso de un material de tamaño variable.

Los chancadores de mandíbula tienen un rango de abertura de hasta 1680 [mm], un ancho de 2130 [mm] y pueden chancar material de 1,22 [m] a una velocidad promedio de 630 [t/h]. Si sobrepasan las 545 [t/h], el rendimiento económico disminuye. A partir de las 725 [t/h] ya no pueden competir contra los chancadores giratorios [14].

### 2.3.2. Chancador giratorio

Este equipo es usado principalmente para chancado primario. Consiste en un cono de acero fundido protegido con revestimientos de acero al manganeso, el cual es atravesado a lo largo por un eje de giro excéntrico en relación a la carcasa y que rota al

interior de una cámara cónica, que es por donde pasan las rocas a fracturar. El cono aumenta su diámetro a medida que se acerca a la base, mientras que la cámara lo hace en sentido contrario, de manera que a partir de cualquier vista en corte se aprecian dos sistemas de chancado de mandíbula. Lo anterior hace que estos chancadores tengan una mayor capacidad y que, por lo tanto, sean los más usados en minería de superficie. En la Figura 2.3 se muestra una vista de perfil de este tipo de chancador [13].



**Figura 2.3. Vista de perfil del chancador giratorio [13].**

En cualquier sección cuadrada de la máquina hay dos sets de mandíbulas que se abren y cierran. Dado que este equipo tritura durante el ciclo completo, su capacidad es mayor que la que alcanza el chancador de mandíbula. Los chancadores giratorios más grandes frecuentemente trabajan sin ningún mecanismo de alimentación, por lo que son alimentados directamente por los camiones.

En promedio, poseen una abertura de 1830 [mm] y son capaces de romper rocas con un tamaño de hasta 1370 [mm], alcanzando una capacidad de 5000 [t/h]. Este tipo de máquinas consumen una energía aproximada de 750 [kW] [15].

### **2.3.3. Chancador de rodillo**

Este tipo de chancador consiste en un sistema de cilindros horizontales dispuestos uno al frente del otro, los cuales giran en sentidos opuestos y hacen pasar el material entre

ellos con una presión de entre 10 y 30 [Mpa]. Con el tiempo se ha dejado de utilizar dada la aparición del chancador de cono, pero es bueno mencionar que su importancia radica en la facilidad con la que trabaja con materiales pegajosos o húmedos, los cuales tienen tendencia a producir atascos en la salida de material de los chancadores antes mencionados [13]. En la Figura 2.4 se puede ver como es el funcionamiento de estos chancadores.

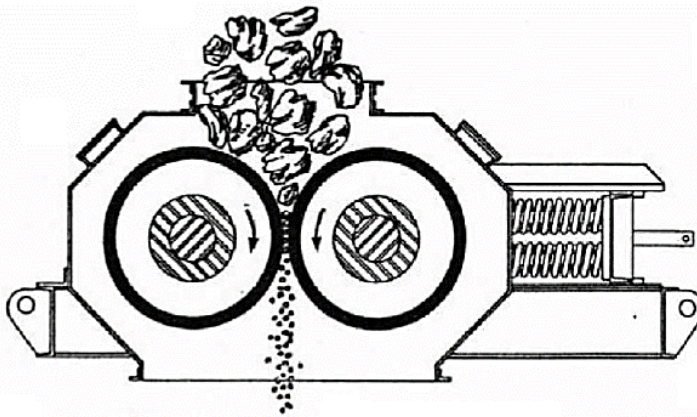
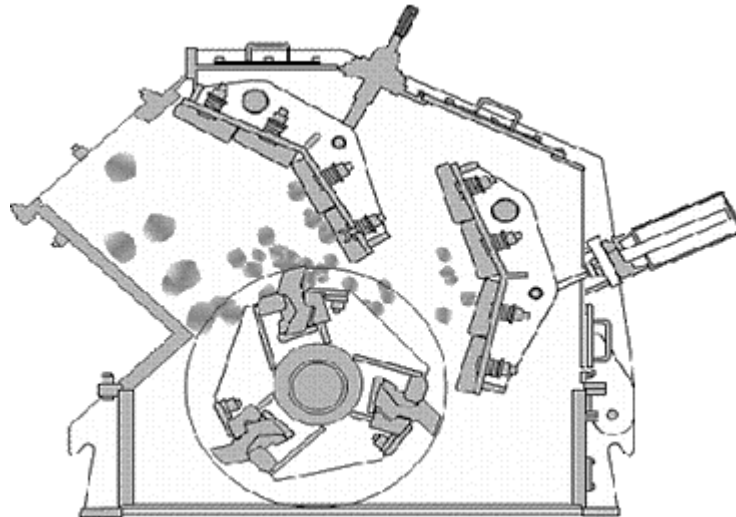


Figura 2.4. Chancador de rodillo [16].

#### 2.3.4. Chancador de impacto

Este equipo consiste en una cámara en donde se introduce material con un diámetro no mayor a 20 [cm], el cual es golpeado repetidamente por martillos de hasta 100 [kg] contra una superficie fija, con una velocidad variable de entre 500 y 3000 [rpm] [10].

Estos chancadores funcionan bajo un mecanismo de impacto más que de compresión, lo que quiere decir que, en vez de aplicar un esfuerzo progresivo al material, se aplica de forma instantánea. Esto genera una diferencia microestructural en los fragmentos obtenidos, ya que no hay lugar para el almacenamiento de energía en minerales más plásticos o la formación de zonas de debilidad que no alcanzaron a romperse, simplemente se fractura todo a causa de un esfuerzo rápido [14]. En la Figura 2.5 se aprecia un chancador de impacto.

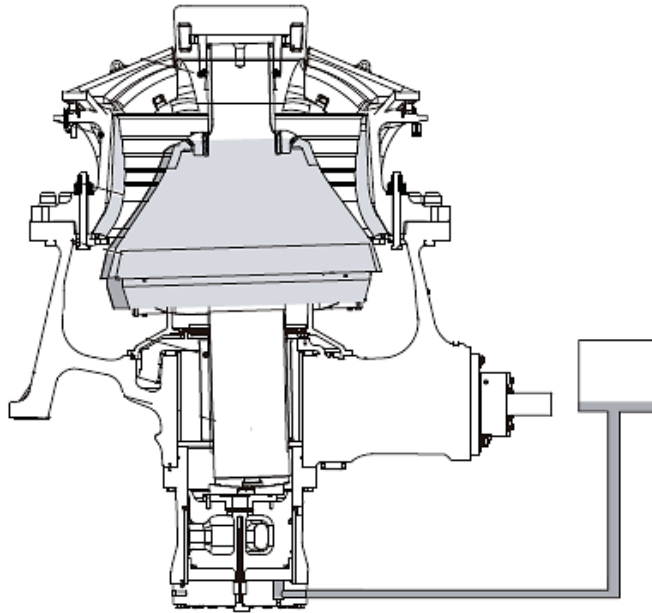


**Figura 2.5. Chancador de impacto [17].**

### **2.3.5. Chancador de cono**

Este equipo es un chancador giratorio modificado y de menor envergadura, el cual funciona a una frecuencia más alta y permite una mayor capacidad de retención del material antes de soltarlo, todo esto con la finalidad de facilitar la reducción de tamaño de las partículas.

Las principales diferencias con respecto al chancador giratorio son: menor longitud del eje, el cono posee un ángulo de inclinación mayor, la forma de la cámara aumenta de diámetro hacia la salida y la sujeción es por la base y no por la parte superior. El diseño aplanado de la cámara de chancado brinda una alta capacidad y una alta razón de reducción del material, debido a que posee una mayor superficie de contacto por la forma achatada del cono móvil y, por lo tanto, un mayor rendimiento. El objetivo es retener el material por un periodo de tiempo más largo, con la finalidad de lograr una mayor reducción de tamaño [18]. En la Figura 2.6 se puede ver la vista seccional de un chancador de cono.



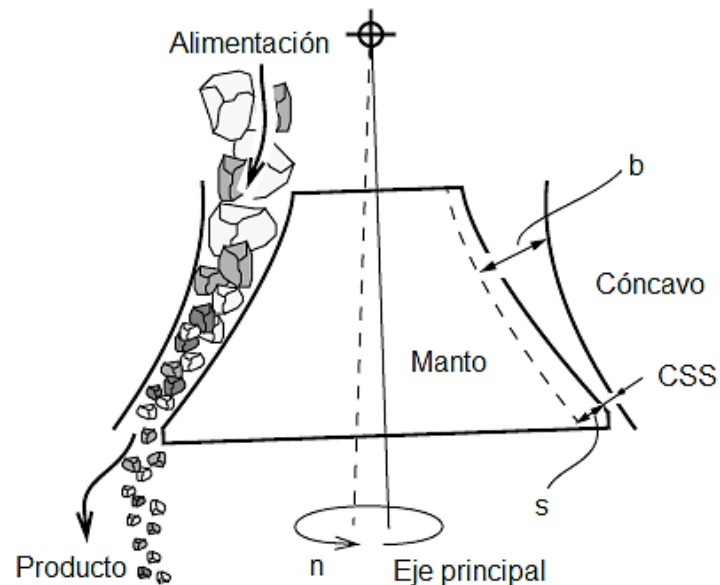
**Figura 2.6. Vista seccional de un chancador de cono [19].**

### **Principio de operación**

En un chancador de cono, el material es triturado entre superficies rígidas y el mecanismo de fractura que aplica es el de compresión. La trituración se logra gracias a un movimiento giratorio excéntrico del eje principal del equipo y las partículas son trituradas entre el manto y el cóncavo, los cuales deben ser reemplazados con regularidad ya que están continuamente sujetos a desgaste. La compresión está gobernada por los factores geométricos del equipo y no considera las propiedades del material que será triturado.

La trituración se desarrolla de forma continua y es en gran medida interpartícula, la cual se logra cuando una partícula se tensiona y se rompe entre otras partículas. Este tipo de rotura es deseable desde el punto de vista del desgaste y de la vida útil del equipo y, para lograrla, se recomienda llevar a cabo una alimentación “choke fed”, es decir, el chancador se debe llenar por completo. Esta condición de alimentación implica que la entrada del chancador debe estar cubierta de material y de esta forma el equipo es alimentado por gravedad [20].

El principio de operación básico de los chancadores de cono convencionales se puede ver en la Figura 2.7.



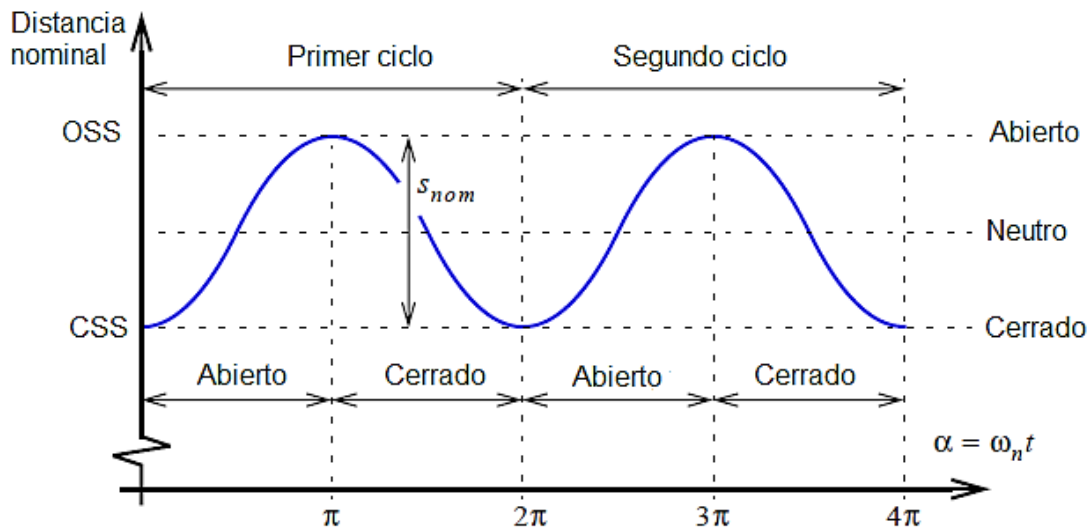
**Figura 2.7. Principio de operación del chancador de cono [20].**

Los parámetros de distribución y calidad del producto final son el resultado de la interacción entre el chancador y el material, los cuales dependen de la geometría de la cámara de trituración, la dinámica del equipo y las características del material a chancar.

El cóncavo, el manto, la excentricidad y la ubicación del pivote forman la geometría de la cámara. El eje principal se encuentra anclado a un pivote y es girado por la excentricidad a una velocidad constante. El manto se fija al eje principal y el cóncavo es fijado al marco del chancador. El movimiento resultante del manto y del eje principal es un movimiento de nutación [20].

Si se considera una sección transversal vertical del equipo, entonces se aprecia que el manto se mueve de forma cíclica hacia adelante y hacia atrás en relación al cóncavo fijo. Durante este movimiento, el material está sujeto a un campo de tensión compresiva y por lo tanto, es triturado. A medida que esto ocurre, el material fluye hacia abajo por la cámara de trituración debido a la fuerza de gravedad y esto se rige por el movimiento del manto [20].

Para un punto fijo de la cámara de trituración, la distancia entre el manto y el cóncavo varía entre la posición abierta y cerrada, tal como lo muestra la Figura 2.8.



**Figura 2.8. Variación cíclica de la distancia entre el manto y el cóncavo, para un punto fijo de la cámara [20].**

El movimiento descrito en la Figura 2.8, se puede representar como una función cíclica del ángulo excéntrico  $\alpha$ , el cual corresponde a la posición de la excentricidad y, por lo tanto, también a la posición del eje principal. La distancia entre el manto y el cóncavo en la salida de la cámara de trituración se denomina Closed Side Setting (CSS), mientras que la entrada se denomina Open Side Setting (OSS).

Cuando el material ingresa al equipo, es sometido a repetidas compresiones debido a la oscilación cíclica. Durante cada compresión, el material es parcialmente aplastado y, dado el flujo descendente y las compresiones repetidas de la cámara de trituración, el material continúa con su movimiento hasta llegar a la salida del equipo.

### 2.3.6. Parámetros importantes

**Razón de Reducción:** Es el cociente entre el tamaño de la alimentación de mineral (A) y el tamaño de la descarga del mismo (P).

$$RR = \frac{A}{P} \quad (2.10)$$

**Razón de reducción del 80%:** Es la relación entre los tamaños 80% pasantes en la alimentación (A80) y el 80% pasante en la descarga (P80).

$$RR80 = \frac{A80}{P80} \quad (2.11)$$

**Potencia eléctrica y consumo específico de energía:**

$$P = \frac{V \cdot i \cdot \sqrt{3} \cdot \cos\phi}{1000} \quad W = \frac{P}{t.corta/h} \quad (2.12)$$

Donde:

*V*: Voltaje suministrado al motor (se lee en la placa).

*i*: Amperaje real suministrado al motor (se determina midiendo el amperaje de los tres conductores y obteniendo un promedio).

*P*: Potencia eléctrica real suministrada.

*W*: Consumo específico de energía [kWh/t. corta].

*cosφ*: Factor de potencia.

$\sqrt{3}$ : Paso a corriente trifásica.

## **CAPÍTULO 3. CONMINUCIÓN VIBROINERCIAL**

### **3.1. Consideraciones principales**

En los procesos convencionales de conminución, existen muchos inconvenientes derivados de los equipos de trituración y de las múltiples fases de los materiales a triturar, de su resistencia, etc. En muchos casos no es posible liberar completamente las fases, lo que resulta en una pérdida importante del material valioso.

Las teorías que actualmente rigen los procesos de conminución, se basan en reglas de la mecánica clásica y no se considera el efecto de las heterogeneidades de los materiales, en cambio, la conminución vibroinercial aprovecha estas diferencias.

A continuación, se mencionan las consideraciones teóricas que se deben tener en cuenta a la hora de poner en marcha estos equipos.

**1) Dislocación para la generación de microgrietas:** La teoría de Griffith indica que la desintegración de un sólido ocurre en varias etapas y los puntos de partida son los defectos cristalinos. A partir de estos defectos, las microgrietas comienzan a crecer y a coalescer, lo que genera grietas de mayor tamaño, que son las que finalmente se propagan y producen la fractura [21].

**2) Defectos internos de los sólidos:** Lo primero que debe ocurrir y que es requisito para que las microgrietas se desarrollen y para que el proceso de liberación sea efectivo, es la acumulación de defectos en el material. La liberación se puede lograr creando una cantidad mínima de nuevas superficies a través de la desintegración selectiva de materiales cristalinos. Si este proceso se lleva a cabo adecuadamente, cualquier material, cualquiera sea su resistencia, puede ser triturado sin realizar una sobremolienda. Lo anterior, resulta en una reducción de la potencia consumida y en una alta razón de reducción por ciclo [21].

En otras palabras, se debe tener en consideración la heterogeneidad de las rocas de mineral. Al tener diferentes fases, un defecto preexistente es la superficie interna entre una fase mineral y otra, por lo tanto, cuando las grietas son producidas por un proceso en el que no hay un exceso de energía, tienden a desplazarse y a crecer por estos defectos internos. En el proceso de conminución vibroinercial, la grieta tiende a ser intergranular, en cambio, en la conminución convencional (como suele existir un exceso de energía), la grieta tiende a avanzar de manera transgranular. Considerando lo anterior, al ser intergranular el desplazamiento de las grietas, la mena útil queda liberada sin necesidad de alcanzar un tamaño de partícula tan pequeño [21].

Para lograr la desintegración selectiva se debe:

- Someter al material a una gran fuerza. Esta fuerza debe ser obtenida con cargas con varias orientaciones actuando dentro del volumen a tratar.
- En simultáneo con el punto anterior, para provocar tensiones dentro de los cristales, el material debe estar sujeto a cargas repetitivas que combinen los diferentes mecanismos de fractura.
- La carga debe ser aplicada de manera asimétrica, con la finalidad de permitir cambios en la orientación del material, de modo que las áreas débiles sufran los efectos de la aplicación de la carga.
- La frecuencia y la velocidad de la carga deben estar estrictamente controladas. La frecuencia se debe adaptar al tamaño de grano y la velocidad debe ser lo suficientemente alta para conseguir la disminución de las pérdidas de energía asociadas a la deformación elástica, la cual consume energía sin que ocurra fractura.
- Entre dos ciclos, la movilidad relativa del material permite la liberación de una “capa” de partículas que haya alcanzado el tamaño deseado. Luego de esta liberación, el nuevo material ocupa los vacíos de esa capa liberada, permitiendo una compactación constante de la misma.
- Para iniciar la propagación de las grietas, es necesario que el material interactúe consigo mismo.

### 3.2. Equipos vibroinerciales

Los chancadores que se utilizan actualmente y que son los más comunes en la industria, son aquellos que incluyen un accionamiento cinemático de sus miembros activos, que tienen un bajo grado de trituración y un alto consumo energético. En estos equipos, es prácticamente imposible garantizar la trituración selectiva debido a la naturaleza de las fuerzas que surgen cuando el material es triturado y a la falta de interacción entre la fuerza que es aplicada y el material [22].

A raíz de las problemáticas que presentan los equipos de trituración que se usan comúnmente, nacen los chancadores vibroinerciales, los cuales se caracterizan principalmente por el ahorro energético que implica su uso. Al utilizarlos, la razón de reducción puede aumentar de 4 a 30, lo que significa que este equipo puede ser usado en ambas operaciones de trituración: chancado y molienda. El mineral es liberado sin una sobremolienda porque las fuerzas de cizallamiento vibratorio pulsado disminuyen progresivamente las fuerzas de los enlaces de interfase del material [21].

Existen los chancadores vibroinerciales de cono y de mandíbula, a los cuales se les aplican vibradores desbalanceados o excitadores duales, los cuales son los encargados de generar la vibración.

\*Existieron chancadores vibroinerciales que fueron parte del catálogo de Metso, pero que desaparecieron rápidamente. Se cree que esta fue una estrategia para eliminarlos del mercado y así disminuir la competencia al comprar la patente y luego no continuar con su fabricación.

### **3.2.1. Chancador de cono vibroinercial**

Los chancadores de cono vibroinerciales son equipos que surgen de una amplia investigación desarrollada en la década de los 50 en Rusia, sin embargo, son ampliamente aceptados y mejorados a principios de la década de los 90 [23].

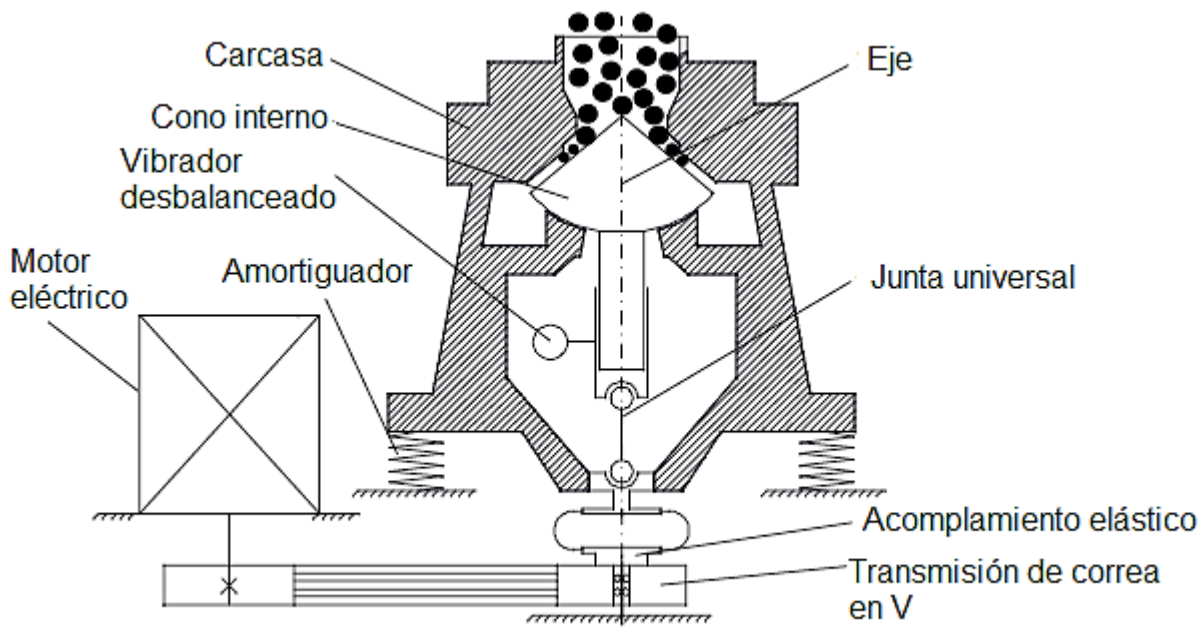
Estos equipos se desarrollan con el fin de corregir los problemas que presentan los chancadores de cono convencionales, es decir: mejorar el límite de tamaño que se puede obtener en un chancador de cono convencional, mejorar la notable pérdida de energía por la aparición de finos y su aglomeración en la cámara de trituración, mejorar la capacidad de respuesta frente a la aparición de rocas excesivamente duras que son perjudiciales para la operación y que podrían dañar el equipo, entre otras [23]. Corresponden a máquinas dinámicas que operan con vibradores centrífugos, los cuales actúan sobre los conos de trituración del chancador. Pueden operar con materiales duros y es posible ajustar los regímenes de trabajo en términos de la regulación de la fuerza centrífuga y de la descarga, lo que conduce a productos de diferentes tamaños y por ende, diferente productividad [24].

Existen dos tipos de chancadores de cono vibroinerciales. En el primero, la vibración es aplicada en el cono interno del chancador y, en el segundo caso, la vibración es aplicada en la carcasa. A continuación, ambos equipos se describen en detalle.

#### **3.2.1.1. Chancador con vibración aplicada en el cono**

En los últimos años y para algunos casos de aplicación, estos equipos (KID) han sido la única opción para realizar una trituración efectiva y con un bajo consumo de energía para distintas materias primas. La característica de diseño que hace que este equipo sea el preferido, es la ausencia de una conexión cinemática rígida entre el sistema de accionamiento y el cono interno de trituración, lo que hace que el chancador se encuentre protegido en caso de que ingrese un objeto irrompible a su cámara de trituración [25]. Además, son capaces de procesar material con una resistencia de hasta 200 [Mpa] [26].

En la Figura 3.1 se muestra una vista seccional de este chancador.



**Figura 3.1. Vista seccional del chancador con vibración aplicada al cono interno [25].**

Como se observa en la Figura 3.1, el equipo incluye el cono exterior estático (adosado a la carcasa) y el cono interior móvil, además de un vibrador desbalanceado, el cual induce el movimiento vibratorio y de rotación en el cono interno del chancador [27]. Ambos conos poseen un revestimiento y están dispuestos uno frente al otro para formar una cámara de trituración.

El vibrador desbalanceado genera una fuerza centrífuga que hace que el cono interno se mueva a lo largo de la superficie del cono externo, el cual se encuentra montado rígidamente en la carcasa del equipo. La fuerza de inercia del cono interno sumada a la fuerza de inercia del vibrador desbalanceado, generan una fuerza de trituración que ocasiona que los dos conos se presionen entre sí y, de esta manera, el material que ingresa es comprimido y fragmentado. El cambio en la velocidad de rotación del vibrador desbalanceado produce un cambio en la fuerza de compresión y en las características operacionales. Cuando un objeto irrompible ingresa a la cámara de trituración, el cono

interno detiene su movimiento, pero el vibrador desbalanceado continúa rotando, por lo tanto, el equipo queda protegido contra el daño [25].

En estos equipos, a diferencia de los chancadores de cono excéntricos, la intensidad de la fuerza de trituración no está determinada por la resistencia del material o por el volumen de la cámara de trituración, sino más bien por la fuerza centrífuga resultante del movimiento del vibrador desbalanceado y del cono de trituración. Entonces, es posible elegir la intensidad de la fuerza para cualquier condición de operación y se puede variar la razón de reducción simplemente ajustando el momento estático del vibrador desbalanceado [21]. Con respecto a la excentricidad de la oscilación, esta no es constante y depende del grosor de la capa de material que se encuentra en la cámara de trituración, así como de la magnitud de la fuerza de trituración [26].

La amplitud de vibración del cono de trituración está determinada por la condición de igualdad de la resistencia a la compresión de la capa de material a tratar y la intensidad de la fuerza de trituración. La resistencia a la compresión de la capa de material depende de la fracción de volumen sólido, por lo tanto, si se cambia la intensidad de la fuerza de trituración, es posible variar la fracción de volumen sólido de la capa de material. En particular, se puede elegir un valor bajo el cual el material, sujeto a una carga multidireccional, será desintegrado principalmente a lo largo de los límites intercristalinos, sin perturbar los propios cristales. Bajo estas condiciones, el producto triturado tendrá la forma de granos cristalinos y una cantidad mínima de partículas finas. Si este valor no es elegido correctamente, la fuerza de trituración será mayor que la fuerza de unión entre granos, lo que conduce a una aglomeración parcial del producto a la salida del equipo [21].

Para estimar las condiciones ideales de trabajo de estos equipos, se deben realizar pruebas de laboratorio, en las cuales el material debe ser comprimido hasta que ocurra la trituración. El esfuerzo de compresión se calcula como la relación entre la fuerza requerida para producir la desintegración de la muestra y el área sobre la cual se aplica la carga. Análogamente, en un chancador vibroinercial, se tiene la siguiente ecuación para determinar el esfuerzo de compresión.

Nicole Andrea Montanares Reyes

$$\sigma = \frac{P}{S} \quad (3.1)$$

Donde:

$\sigma$ : Esfuerzo de compresión.

$P$ : Fuerza de trituración.

$S$ : Área superficial del cono.

Asimismo, la fuerza  $P$  se puede escribir como sigue:

$$P = P_1 + P_2 = M\omega^2 e + m\omega^2 r = \omega^2 (Me + mr) \quad (3.2)$$

Donde:

$P_1$ : Fuerza centrífuga del cono.

$P_2$ : Fuerza centrífuga del vibrador desbalanceado.

$M$ : Masa del cono interno.

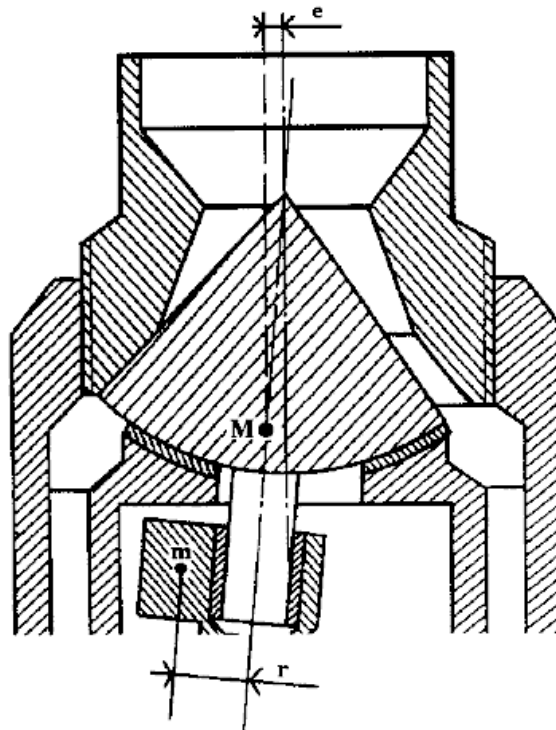
$m$ : Masa de la parte no balanceada del vibrador desbalanceado.

$\omega$ : Frecuencia de rotación del vibrador desbalanceado.

$e$ : Amplitud del cono interno.

$r$ : Distancia entre el centro de gravedad de la parte no balanceada del vibrador y su eje de rotación.

En la Figura 3.2, que muestra un diagrama de este chancador, se pueden ver los elementos señalados anteriormente para obtener la fuerza  $P$ .



**Figura 3.2. Diagrama esquemático de un chancador vibroinercial con vibración aplicada en el cono [21].**

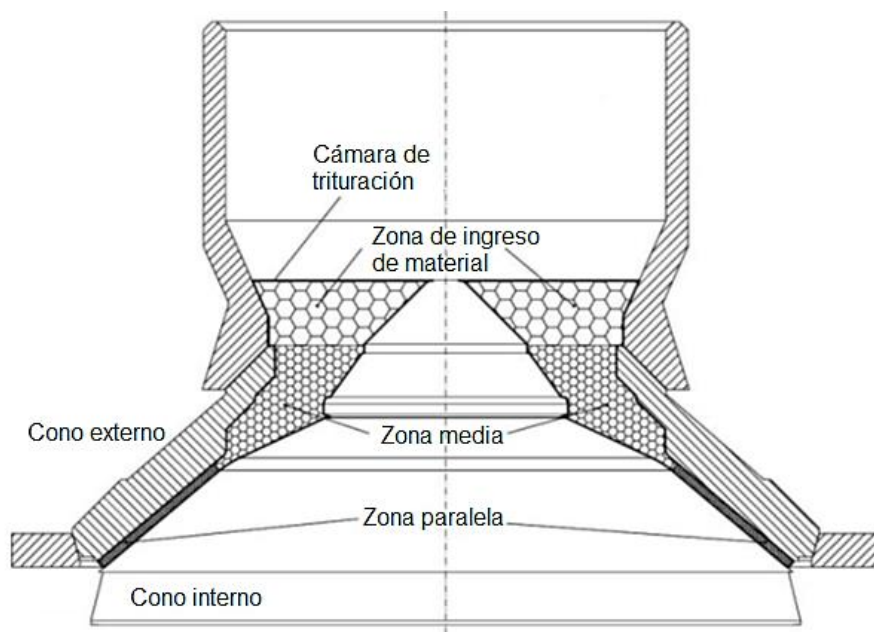
El área de superficie  $S$  depende del diámetro del rotor y representa aproximadamente el 10% de la superficie total de trabajo. De la Ecuación 3.2, se puede deducir que la forma más efectiva de variar la fuerza de compresión que es aplicada a la capa de material a tratar, es alterando la frecuencia de rotación  $\omega$ . Al aumentar  $\omega$ , la fuerza  $P$  aumenta, lo que facilita el inicio de las fracturas. El valor del parámetro  $r$  se puede cambiar girando la carga central del vibrador desbalanceado, lo cual permite un ajuste fácil de la fuerza  $P$  [21].

### Principio de operación

El material triturado se mueve a lo largo de la cámara de trituración, donde permanece pocos segundos y donde es sometido a unos 30 ataques de los medios de trituración. En cada ciclo de dislocación, la orientación de una partícula cambia con respecto a las partículas vecinas, lo que provoca cambios en la interacción entre las mismas y, por ende, variaciones en las direcciones de la carga aplicada. Con lo anterior, se crean las

condiciones para el auto desgaste forzado, es decir, las partículas más fuertes con pocos defectos, aplastarán a las partículas más cercanas que tienen enlaces débiles entre los granos. En el caso de partículas con igual resistencia, las fuerzas de corte se orientan preferentemente a lo largo de los planos de dislocación. Durante la rotación en la cámara de trituración, el cono es sometido al menos a 100 vibraciones, debido a su rotación irregular sobre la capa del material. Esto aumenta la fuerza de desintegración al agregar algunos componentes pulsados a la fuerza [21].

En la Figura 3.3 se puede ver la cámara de trituración de este equipo.



**Figura 3.3. Cámara de trituración [3].**

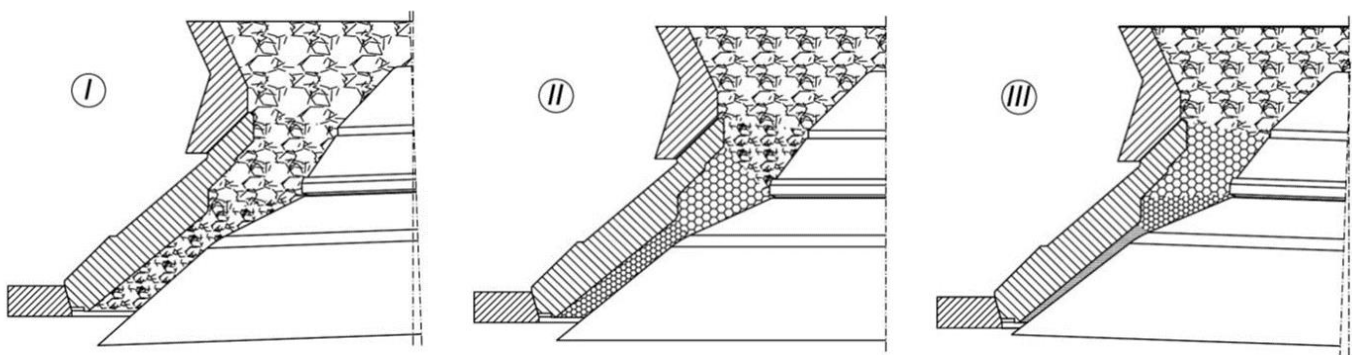
El principio mencionado anteriormente y que se esquematiza en la Figura 3.3, se conoce como chancado estratificado, en el cual se producen tres fases particulares [3]:

- **Primera fase:** Esta fase establece la dependencia lineal entre la deformación y la fuerza. Comienza con la compresión inicial del material en la cámara de trituración, seguida de la ruptura de trozos particulares de material y reorientación del mismo para disminuir los espacios entre los trozos de material acumulado. Al término de esta fase,

los espacios entre las partículas de material son removidos y se crean fuerzas de interacción entre ellos.

- **Segunda fase:** Al aumentar la fuerza de chancado, se produce un incremento del proceso de trituración, pero una disminución de la deformación de la capa de material. De esta manera, la distribución de la fuerza de trituración se produce sobre un mayor número de partículas (debido a la disminución de los espacios en la primera fase). Esto crea una fracción fina, la cual llena los pequeños espacios entre los trozos de material y aumenta la resistencia de la capa. Al concluir esta fase, en la capa de material se forman zonas con una fracción fina altamente compactada, la cual soporta la fuerza de trituración sin que ocurra ruptura.
- **Tercera fase:** Al aumentar la fuerza de trituración, las zonas compactadas son aún más presionadas, lo que produce un pequeño incremento de la deformación y una mínima razón de reducción del material. En esta fase, la fuerza y la energía son mayoritariamente para compactar la fracción fina de material, por lo que la eficiencia de esta fase es baja y resulta en una pérdida importante de energía y en una sobrecarga mecánica del equipo. Es por este motivo que esta fase debe ser mínima.

En la Figura 3.4, se pueden ver las fases descritas anteriormente.



**Figura 3.4. Fases del chancado estratificado [3].**

## Cálculo de la deformación del material

La deformación de la capa de material se puede calcular con la siguiente ecuación:

$$\Delta l = \frac{b}{2} - h \quad (3.3)$$

Donde:

$\Delta l$ : Deformación del material, [mm].

$b$ : Ancho de abertura de descarga, [mm].

$h$ : Valor medio del espesor de la capa de material, [mm]

Mientras que la rigidez del material se calcula de la siguiente forma:

$$c_l = \frac{P_2}{\Delta l} \quad (3.4)$$

Donde:

$c_l$ : Rigidez del material, [(N/mm)].

$P_2$ : Fuerza centrífuga del vibrador desbalanceado (ver Ecuación 3.2).

$\Delta l$ : Deformación del material, [mm] [3].

## Aproximación de los parámetros de amortiguación

Una tendencia en la investigación teórica de los chancadores de cono vibroinerciales es el estudio de sus movimientos y de las características cinemáticas, a través de modelos dinámicos que permiten describir matemáticamente el comportamiento del equipo. Para realizar esto, el primer paso es estimar los valores numéricos de la amortiguación, los valores geométricos, la fuerza y los parámetros inerciales que proporcionen la mejor combinación entre el modelo y el comportamiento real del equipo, por lo tanto, para lograr

la máxima precisión, los valores numéricos obtenidos deben ser establecidos adecuadamente.

Existen una variedad de métodos para identificar los sistemas mecánicos y estimar sus parámetros, métodos que en su mayoría se basan en el estudio de las propiedades del sistema en el dominio del tiempo o frecuencia.

La determinación de los parámetros geométricos de estos equipos se puede realizar de forma relativamente sencilla mediante la utilización de modelos CAD, mediciones directas o cálculos, en cambio, la estimación de los parámetros de amortiguación posee una dificultad significativa, ya que los resultados obtenidos mediante el uso de relaciones teóricas o simulaciones computarizadas no son confiables, especialmente cuando el montaje de la máquina incluye vibro aisladores o amortiguadores de goma, los cuales por lo general son no lineales, cambian durante el tiempo debido al envejecimiento, son dependientes de la temperatura y de la frecuencia de vibración y se describen mediante modelos complejos que dependen de un conjunto de constantes determinadas experimentalmente [25].

Las ecuaciones que se presentan a continuación y que representan los parámetros de rigidez de los amortiguadores, fueron obtenidas experimentalmente [25].

$$c_z = \frac{n_1 + n_2}{4L^2m} \quad (3.5)$$

$$c_{xy} = \frac{n_1 - n_2}{4L^2m} \quad (3.6)$$

Donde:

$$n_1 = m(\omega_x^2 + \omega_y^2)J_{xy} \quad (3.7)$$

$$n_2 = \sqrt{m^2 J_{xy} (J_{xy} ((\omega_4^y)^2 - (\omega_1^x)^2)^2) - 4m(\omega_4^y)^2 (\omega_1^x)^2 L_z^2} \quad (3.8)$$

En las ecuaciones anteriores:

$m$ : Masa del vibrador desbalanceado.

$L$ : Distancia entre el centro de gravedad del chancador y la cima del equipo.

$\omega_1^x, \omega_4^y$ : Frecuencias naturales del sistema mecánico.

$J_{xy}$ : Momento de inercia de acuerdo a sistema de coordenadas xy.

$L_z$ : Distancia en la dirección z entre el centro de gravedad del chancador y el punto de conexión del vibrador desbalanceado al suelo.

## Parámetros importantes

Los parámetros que pueden sufrir variaciones al momento de utilizar estos equipos son los siguientes [3]:

- Rapidez angular del vibrador desbalanceado.
- Momento estático de masa del vibrador desbalanceado.
- Ancho de abertura de descarga.
- Tamaño promedio del material de alimentación.

Con estos factores es posible formular la fuerza de chancado, la deformación de la capa de material, la rigidez, etc.

## Equipos

A continuación, en la Tabla 3.1 se muestran los datos técnicos de los equipos que existen en la actualidad.

**Tabla 3.1. Datos técnicos de chancadores de cono vibroinerciales [21].**

	KID-60	KID-100	KID-200	KID-300	KID-450	KID-600	KID-900	KID-1200	KID-1500	KID-1750
D. del cono [mm]	60	100	200	300	450	600	900	1200	1500	1750
Tamaño alim. [mm]	6	10	20	20-35	40	40-50	50-60	50-70	80-100	90(180)
Capacidad [t/h]	0,005	0,01	0,15	1,5	4	10	25	50	100	180
Tamaño prod. [mm]	0,2	0,3	0,7	4	8	5	7	8	10	10(14)
Potencia motor [kW]	0,55	1	5,5	10	37	75	160	200	315	400
<b>Dimensiones [mm]</b>										
Largo	300	350	580	1420	1830	2450	3300	3950	4490	6500
Ancho	100	210	380	800	1152	1500	1970	2400	3000	4000
Altura	380	400	770	1175	1730	2320	2580	2630	3850	5400
Peso [t]	0,015	0,05	0,2	1,35	4,5	8	20	30	63	90

## Ventajas

Este equipo tiene las siguientes ventajas [28]:

- A los materiales se les aplican fuerzas de cizallamiento en todas direcciones y las partículas de estos materiales se aplastan entre sí, lo que reduce el desgaste del revestimiento del equipo.
- La razón de reducción de estos equipos es mayor que la de los chancadores convencionales.
- Los materiales con diferente dureza pueden ser fácilmente triturados.
- El cono no está conectado rígidamente con el eje de transmisión, por lo tanto, los materiales que quedan atascados no bloquean ni rompen el chancador. Esto también reduce el costo de mantenimiento.

### 3.2.1.2. Chancador con vibración aplicada en la carcasa

El equipo Rhodax es el resultado de tres años de investigación. Opera bajo principios de fragmentación similares al chancador con vibración en el cono descrito anteriormente, pero su construcción mecánica es diferente. Su operación se lleva a cabo bajo el principio básico de ruptura del material y liberación de mineral sobre la nueva superficie de las partículas de menor tamaño. Posee una alta razón de reducción, un bajo contenido de fracciones pequeñas, está diseñado para chancar materiales de cualquier dureza, no ocurre una sobrecarga si algún material extraño cae en la cámara de trituración, no necesita una gran infraestructura, es fácil de fabricar e instalar, su mantenimiento es conveniente, etc. [29].

Este equipo, cuyo diseño conceptual se muestra en la Figura 3.5 y su vista seccional en la Figura 3.6, consiste en un cono conectado a la carcasa por paquetes de resortes. Ambas unidades se pueden mover a lo largo del eje vertical [4]. La carcasa se encuentra apoyada en una base fija que utiliza amortiguadores, los cuales son los encargados de atenuar la amplitud de las oscilaciones y de esta manera brindar seguridad al momento

de utilizar el equipo [30]. La carcasa también tiene dos vibradores desbalanceados localizados simétricamente, cuya función es generar la fuerza de excitación que fluctúa en el tiempo de acuerdo a la ley armónica:

$$F = H \cdot \text{sen}\omega t \quad (3.9)$$

Donde:

$F$ : Fuerza de excitación.

$H$ : Amplitud de la fuerza.

$\omega$ : Frecuencia angular.

$t$ : Tiempo.

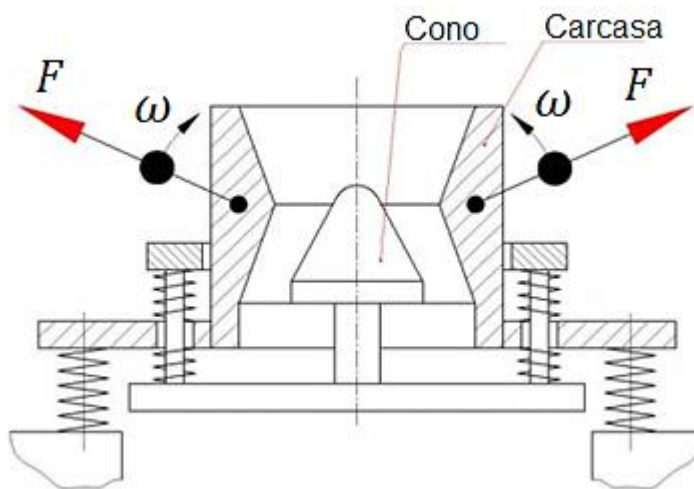
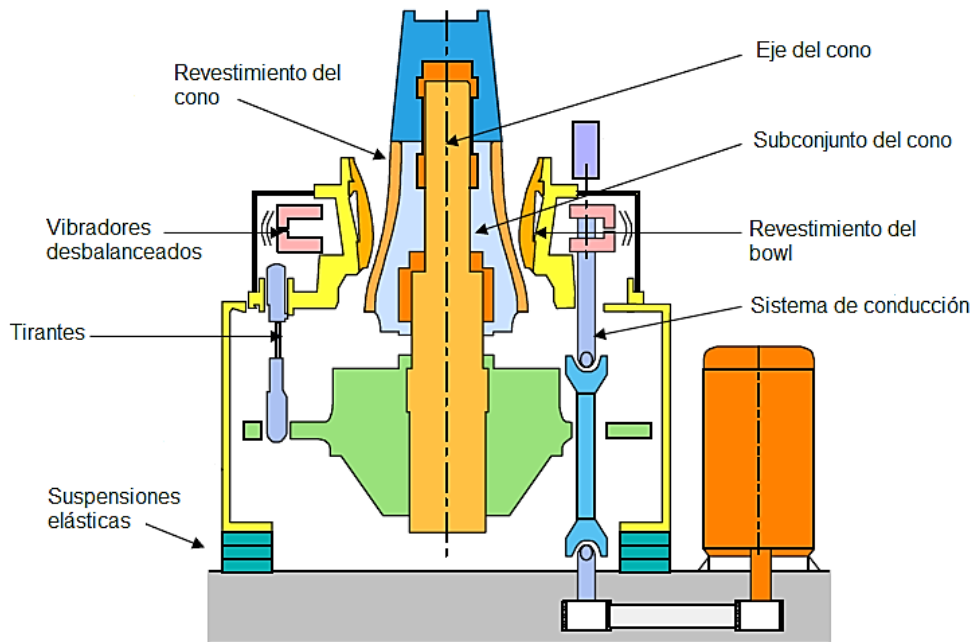


Figura 3.5. Diseño conceptual del chancador de cono con vibración en la carcasa [4].



**Figura 3.6. Vista seccional del chancador de cono con vibración en la carcasa [31].**

El equipo tiene una estructura que soporta un cono y un anillo móvil. Una serie de barras de unión forman conexiones rígidas entre las dos partes y limita el movimiento vertical. La estructura está montada sobre suspensiones elásticas, cuya finalidad es aislar al equipo de los esfuerzos dinámicos ocasionados durante la operación de chancado. La estructura también cuenta con un eje central fijo montado en el cono interior, el cual se encuentra libre para rotar. La posición vertical del cono y por lo tanto la abertura, se ajusta mediante una manga de deslizamiento hidráulica que se encuentra sobre el eje. De esta forma, se puede obtener la separación requerida y el desgaste puede ser compensado. Esta separación es igual a la distancia promedio entre el cono y el anillo móvil y, por ende, es independiente de la compresión de la capa de material [31].

El movimiento de las partes móviles de este chancador es inducido por la rotación de los vibradores desbalanceados y no por una masa excéntrica como es el caso de los chancadores convencionales. Esto hace que se logren razones de reducción de tamaño más elevadas. Al controlar la velocidad de rotación de los vibradores, se pueden modificar las fuerzas de rotación y, de esta manera, se puede cambiar la distribución de tamaño del producto [31].

El anillo describe un movimiento oscilatorio horizontal circular, el cual es causado por la rotación de los dos conjuntos de vibradores desbalanceados, los cuales están sincronizados y someten al anillo a fuerzas mecánicas conocidas y controladas. La fuerza de trituración de estos chancadores no se determina por la dureza de los materiales ni por la tasa de llenado de la cámara de trituración, sino por la suma de la fuerza centrífuga de los vibradores desbalanceados y la carcasa [29]. Esta fuerza, que corresponde a la fuerza de trituración, se describe a continuación:

$$F = me\omega^2 \quad (3.10)$$

Donde:

$F$ : Fuerza de trituración.

$m$ : Masa del vibrador desbalanceado.

$e$ : Excentricidad o ángulo de fase del vibrador desbalanceado.

$\omega$ : Rapidez de rotación de los vibradores desbalanceados.

Esta fuerza de trituración se puede cambiar variando ya sea:

- El ángulo de fases dentro de los dos conjuntos de vibradores desbalanceados, el que se puede ajustar por control remoto mediante sistema hidráulico.
- La rapidez de rotación de los vibradores desbalanceados.

Con la instalación de los vibradores desbalanceados, el margen de auto sincronización resulta ser suficientemente alto y débilmente dependiente del modo operacional de la máquina. Además de esto, el hecho de que no existan enlaces cinemáticos rígidos entre los vibradores, hace que la mantención del equipo sea considerablemente más fácil y que la operación sea confiable [4]. Estos vibradores ofrecen los siguientes beneficios [32]:

- Amplificar la fuerza de trituración.
- Producir vibraciones de diferentes formas, mediante regulación, con una menor energía y fuerza destructiva, especialmente para materiales con propiedades anisotrópicas.
- Control del tamaño del material triturado.

## Tamaño de partícula

Dentro de este tipo de chancadores se genera una fuerza centrífuga, la cual obliga al cono de trituración a colisionar con el material. Además, este cono realiza un movimiento transversal (mediante rodamientos) sobre el cono interno. Otra fuerza centrífuga comienza a actuar sobre el cono de trituración, la cual depende de la amplitud de oscilación de los vibradores desbalanceados. Por lo tanto, el total de la fuerza de trituración incorpora ambas fuerzas, las que se equilibran de la siguiente forma:

$$P_{\Sigma} = P_{v1} + P_{v2} + P_{cr} \cos \alpha \quad (3.11)$$

Donde:

$P_{v1} = m\rho_1\omega^2, P_{v2} = m\rho_2\omega^2$ : Fuerza centrífuga de los vibradores desbalanceados.

$m$ : Masa de los vibradores desbalanceados.

$\rho_1, \rho_2$ : Amplitud de los vibradores desbalanceados.

$\omega$ : Frecuencia de oscilación.

$P_{cr}$  es la fuerza centrífuga generada al interior del cono, la cual se puede obtener con la Ecuación 3.12.

$$P_{cr} = M_{cr}A\omega^2 \quad (3.12)$$

Donde:

$M_{cr}$ : Masa del cono de trituración.

$A$ : Amplitud de vibración del centro de gravedad del cono de trituración.

Para obtener la amplitud  $A$  se aplica la siguiente ecuación:

$$A = q(\rho_1 + \rho_2) \quad (3.13)$$

$q$  representa la relación de masa del sistema vibratorio del chancador, es decir:

$$q = \frac{m}{(M_{cr} + 2m)} \quad (3.14)$$

Las condiciones de estabilidad para el funcionamiento normal de estos chancadores corresponden a las condiciones de movimiento sincrónico de ambos vibradores desbalanceados. Dado lo anterior, la amplitud de vibración del cono de trituración se puede describir con la Ecuación (3.15).

$$A_c = \frac{q\rho_{m\acute{a}x}\omega^2}{k_{fl} - \omega^2} \quad (3.15)$$

Donde  $\rho_{m\acute{a}x}$  es la suma de las amplitudes de los vibradores desbalanceados y  $k_{fl}$  es la frecuencia de los elementos elásticos sobre los cuales está montado el chancador.

Al aumentar la fuerza centrífuga de los vibradores desbalanceados y del cono de trituración en un factor  $n$ , entonces el tamaño de partícula  $b_f$  del material triturado obtenido disminuye en un factor  $2^n$ , tal como se muestra en la Ecuación (3.16).

$$b_f = \frac{b_0}{2^n} \quad (3.16)$$

Donde  $b_0$  es el tamaño inicial del material y  $n$  es el grado de aumento de la carga, el cual se puede obtener de la siguiente manera:

$$n = \frac{\sigma_{cr}}{\sigma_e} \quad (3.17)$$

$\sigma_e$  es la resistencia del material y  $\sigma_{cr}$ , que es la presión del cono de trituración sobre el material, se obtiene con la Ecuación (3.18).

$$\sigma_{cr} = \frac{4(m(\rho_1 + \rho_2)\omega^2 + M_{cr}A_c\omega^2)}{\pi(D_{cr} + D_{in})b_0\cos\alpha} \quad (3.18)$$

Donde:

$D_{cr}$ : Diámetro del cono de trituración.

$D_{in}$ : Diámetro del cono interno.

Por lo tanto, la Ecuación (3.16) permite regular el tamaño de partícula del material triturado.

Por otra parte, es importante mencionar que la fuerza de arrastre ( $P_m = \sigma_e F_{cr}$ ,  $F_{cr}$ : área transversal del material) del material triturado depende del grado de compactación del mismo, por lo tanto, ajustando la fuerza de trituración, se puede asegurar una compactación tal que permita que las partículas se rompan predominantemente en las zonas débiles intercristalinas, sin producir una fractura en los cristales. De esta forma, se obtiene un producto predominantemente cúbico, con una mínima sobrecarga [32].

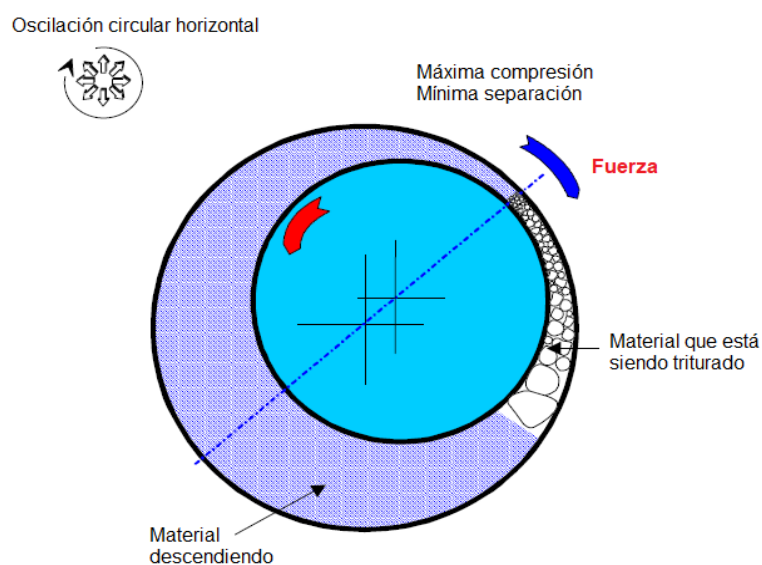
En la deformación de los sólidos, bajo la acción de fuerzas externas, se forman grietas emergentes pequeñas o cerradas en la superficie de los puntos débiles. Cuando estas fuerzas se dejan de aplicar, las grietas se cierran bajo la acción de fuerzas moleculares o interatómicas (proceso de autocuración) y el material solo sufre una deformación elástica. La falla ocurre cuando las grietas aumentan tanto de tamaño que atraviesan la

sección transversal completa del cuerpo en una o más direcciones. Al producirse la falla, la tensión en el material excede la resistencia del mismo y es cuando ocurre la deformación plástica y el material es triturado. El grado de trituración requerido se puede establecer ajustando la fuerza inductora del impulso vibratorio [32].

## Principio de operación

La trituración por compresión está basada en la variación del material como función del esfuerzo mecánico aplicado sobre él, lo que se conoce como la relación presión-compactación. La compactación se define como la cantidad de material sólido presente en un volumen dado, por lo que es igual a la razón que existe entre la densidad aparente y la gravedad específica.

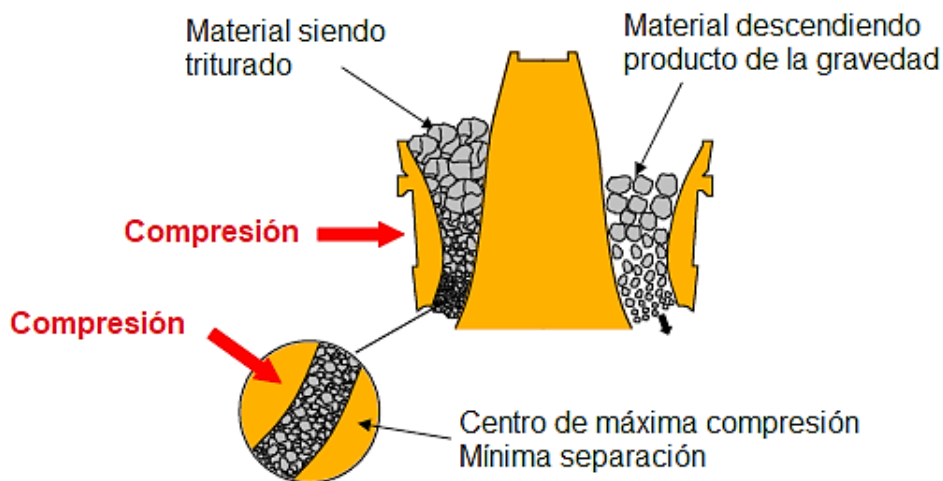
Durante la operación de chancado, se produce una traslación horizontal circular que genera un ciclo, en el cual ambas partes de la cámara de trituración (cono y anillo) se mueven, acercándose y alejándose una de otra. El material sufre un fenómeno de compresión en el interior de la cámara, seguido de un movimiento de avance. Durante la fase de separación, las partículas ya fragmentadas descienden en la cámara hasta el siguiente ciclo de compresión. En la Figura 3.7 se puede ver representado este proceso.



**Figura 3.7. Principio de funcionamiento del equipo [31].**

El número de ciclos de compresión-descenso que experimenta la partícula, depende de la rapidez de rotación de los vibradores desbalanceados. Durante estos ciclos de compresión, el cono rueda sobre una capa de material de pocos milímetros de espesor, a una rapidez de unas pocas décimas de revoluciones por minuto. La presión aplicada a la capa de material se encuentra en el orden de 10 a 50 [MPa] y el tamaño del material es reducido de acuerdo a la ley de presión-compactación característica del material con el cual se trabaja [31]. Cuando el equipo trabaja a la máxima presión (50 [Mpa]), opera a la máxima velocidad. Asimismo, si el proceso requiere trabajar con la mínima presión (10 [Mpa], para producir un producto con un mínimo de finos), la velocidad será lo más baja posible, lo que será compatible con la estabilidad del proceso [23].

En la Figura 3.8 se puede observar la vista seccional del principio de funcionamiento de estos equipos.



**Figura 3.8. Principio Rhodax [23].**

Mientras el material desciende por gravedad, es sometido a una serie de entre 3 y 6 ciclos de compresión. Esto ralentiza la progresión del material y hace que se origine un lecho del mismo en la parte inferior de la cámara de trituración, donde la presión nominal es aplicada [23].

El material triturado forma una capa no tan compacta. La excitación externa obliga a la carcasa a moverse hacia la superficie interna de la cámara de trituración, lo que provoca un impacto dinámico, el cual hace que las partículas de varios tamaños se aplasten contra la superficie de acero [33].

Según la teoría de las ondas, las ondas de tensión actúan sobre las capas de material suelto para hacer que produzcan un movimiento físico de alto grado. Esta fase se considera como la compresión de espacios libres, en la cual, tanto la energía transferida a las capas de material como el trabajo hecho sobre las mismas es muy poco, por lo que el área para la fase de compresión en la curva que se muestra en la Figura 3.9 es pequeña. A medida que las ondas de tensión hacen un mayor trabajo en las capas de material, más compresión se genera. Cuando las capas de material se compactan en cierta medida, es decir, a través de los espacios libres, la carcasa ejerce un fuerte impacto sobre ellas, lo que produce que estas capas sean aplastadas a gran escala bajo la acción de un esfuerzo creciente. Luego, la curva entra en una fase de trituración, en la cual la influencia de la velocidad de deformación es más significativa que en la fase de compresión.

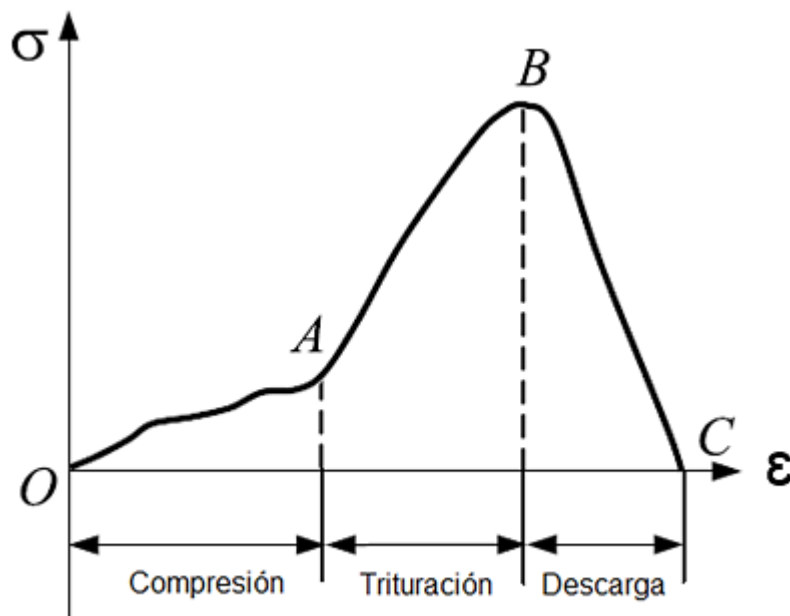


Figura 3.9. Curva del proceso dinámico de trituración [34].

Después de que las partículas se rompen, el volumen de las capas de material se expande y el esfuerzo se redistribuye. Solo cuando las nuevas partículas se comprimen aún más, el esfuerzo aumenta para producir más daño en las partículas. Por lo tanto, la fase de trituración consiste en un constante rompimiento de las partículas a causa de un proceso constante de trituración-compresión-trituración, lo que genera nuevas partículas y áreas superficiales. Desde el comienzo de la fase de trituración, las ondas de tensión reaccionan sobre las partículas compactadas durante la fase de compresión. Las partículas se trituran y compactan y esto viene acompañado de la aparición de nuevas partículas. Con la compresión continua, el esfuerzo crece rápidamente, mientras que el aumento de la tensión es lento, por lo que la pendiente aumenta gradualmente en la fase de trituración. Con el aumento de la tasa de deformación, las ondas de tensión hacen un mayor trabajo sobre las capas de material para mejorar los efectos de la trituración.

La curva dinámica de la Figura 3.9 entra en la fase de descarga después del peak. Las capas de material almacenan una gran cantidad de energía en la fase de compresión y trituración, la cual se libera durante el proceso de descarga para la posterior trituración de partículas y para la formación y desarrollo de grietas.

## **Parámetros**

Los parámetros que pueden sufrir variaciones al momento de utilizar estos equipos son los siguientes:

- La separación entre el cono y el anillo.
- El momento total estático de los vibradores desbalanceados.
- La rapidez rotacional de los vibradores desbalanceados.

La separación entre el cono y el anillo controla el flujo de material a través de la unidad e indirectamente controla la potencia. Esta brecha se controla hidráulicamente ajustando la posición vertical del subconjunto mediante mangas deslizantes. Este sistema también permite que el operador pueda compensar el desgaste del revestimiento cuando la

máquina se encuentre en operación. Las superficies de trituración tienen ángulos pronunciados en el fondo de la cámara y el camino que se debe recorrer hasta la descarga permite que se puedan extraer fácilmente piezas de gran tamaño que han quedado rezagadas [23].

El momento total estático y la rapidez rotacional de los vibradores desbalanceados imponen la fuerza de trituración, controlan la distribución de tamaño del producto y, por lo tanto, la potencia absorbida por la máquina [31]. Con el manejo apropiado de estos parámetros, la energía total requerida para la operación se puede llegar a reducir entre un 10-35% [23].

## Equipos

Se han desarrollado un rango de equipos que van desde un diámetro de cono de 80 [mm] a grandes unidades industriales, con un diámetro de cono de 1200 [mm]. A continuación, en la Tabla 3.2 se muestra el rango de los equipos Rhodax descritos anteriormente.

**Tabla 3.2. Rango de equipos Rhodax [31].**

Serie	Diámetro del cono [mm]	Abertura nominal [mm]	Capacidad [t/h]	Potencia [kW]	Máximo tamaño de alimentación [mm]
80	80	3	0,3	-	-
150	150	6	1,7	-	-
200	200	8	3,5	-	-
300	300	12	10	30	30
450	450	18	25	55	60
600	600	24	50	132	90
800	800	32	110	-	-
1000	1000	40	200	200	150
1200	1200	48	300	-	-

## Características principales

Las principales características de estos equipos son las siguientes:

- **Control del proceso:** Es posible controlar el flujo de alimentación de mineral, la distribución de tamaño de las partículas y la potencia, todo esto debido a que el operador puede manejar tres parámetros importantes: la separación entre el cono y el anillo móvil (que se controla hidráulicamente), la velocidad de rotación y el ángulo de fase de los vibradores desbalanceados, que son los encargados de brindar el movimiento vibratorio al cono. Con la manipulación de los parámetros anteriores, el operador puede controlar la distribución de tamaño del producto [31] [23].
- **Vida útil:** En la cámara de trituración del equipo se aplica una fuerza de compresión sobre el lecho del mineral alimentado, por lo que no se produce un impacto directo entre el mineral y el revestimiento del chancador. De esta forma, es posible utilizar revestimientos más duros, generalmente de acero martensítico, lo que finalmente extiende la vida útil del chancador. Además, es un proceso de conminución interpartícula, por lo que hay menos interacción entre las partículas y la superficie del revestimiento [23].
- **Ahorro de energía:** El ahorro de energía está dado por la baja transmisión de las vibraciones al ambiente, lo que permite un desempeño óptimo del equipo y sin pérdidas de energía significativas [23].

## Ventajas

- 1) **Alta razón de reducción:** Se logra a través del diseño único de la cámara de trituración. Cada paso consecutivo a través de la cámara comienza como un proceso de conminución y termina como un proceso de molienda interpartícula [23].
- 2) **Ajuste de granulometría:** Estos equipos permiten un ajuste de la composición granulométrica del producto final sin necesidad de cambiar los parámetros tecnológicos o estructurales del equipo. La composición granulométrica del producto puede ser estabilizada y ajustada cambiando la rapidez y la amplitud de vibración del cono de trituración. Al aumentar la frecuencia de vibración de los vibradores desbalanceados, aumenta la energía cinética de las partículas, lo que reduce su tamaño final [32].
- 3) **Efecto en la liberación:** Los siguientes aspectos son los que contribuyen principalmente en la liberación.
  - La fuerza de trituración aplicada al producto, la cual es controlada por medio de la velocidad de rotación resultante de la separación entre el cono y el anillo móvil y del ángulo de fase de los vibradores desbalanceados.
  - La fuerza de compresión es aplicada en todas direcciones.

La combinación de estos dos elementos produce grietas que se forman a lo largo de los límites entre granos, en lugar de grietas formadas a lo largo de los granos [23].

### 3.2.2. Chancador de mandíbula vibroinercial

Los chancadores de mandíbula convencionales son equipos ampliamente utilizados en la trituración de materiales. Su operación y mantención es simple, sin embargo, tienen una serie de inconvenientes, como por ejemplo, una baja razón de reducción de tamaño, una gran masa y sufren una gran cantidad de daños en la estructura del equipo debido a la presión aplicada [35].

Para mejorar estos problemas, se han diseñado chancadores de mandíbula que funcionan gracias a la acción de impulsos vibratorios. De esta manera, la presión ejercida en el equipo se reduce, lo que disminuye los daños ocasionados en el chancador. En la Figura 3.10 se puede observar la vista seccional de este chancador.

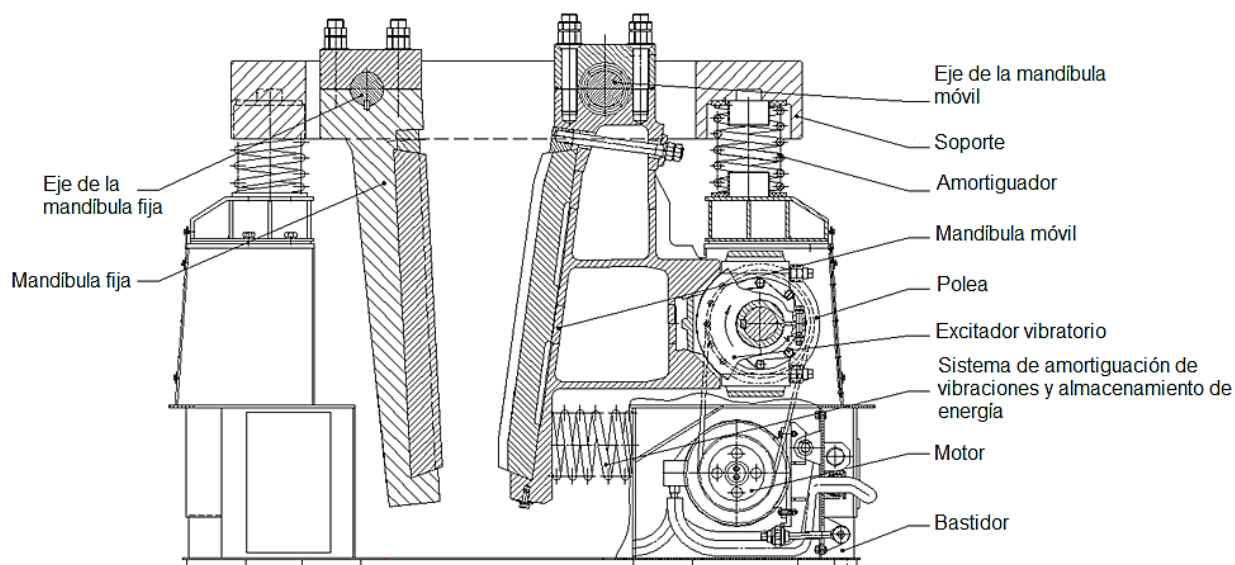


Figura 3.10. Vista seccional del chancador de mandíbula vibroinercial [36].

#### Principio de operación

El motor es el encargado de impulsar al excitador vibratorio, el cual gira a través de la polea y genera una fuerza centrífuga que provoca el movimiento de la mandíbula móvil, la cual gira alrededor del eje de la misma en sentido horario. Así comienza el ciclo de trituración. Cuando la mandíbula móvil gira en un cierto ángulo, la suma de los pares de

torsión relacionados con el eje de esta mandíbula (resistencia del material, gravedad del cuerpo de la mandíbula móvil (incluyendo la mandíbula móvil y el excitador vibratorio), amortiguación y almacenamiento de energía), se equilibra con el par de torsión de la fuerza centrífuga de inercia generada por el excitador vibratorio en relación con el eje de la mandíbula móvil, por lo que esta no gira en sentido horario con respecto a su eje, sino que gira en sentido anti horario bajo la acción de la fuerza centrífuga de inercia del excitador vibratorio [36].

La mandíbula móvil comienza el trabajo de descarga cuando la suma de los pares de torsión que se generan en el sistema de amortiguación, almacenamiento de energía, gravedad del cuerpo de la mandíbula móvil (incluyendo la mandíbula móvil y el excitador vibratorio) y resistencia de los materiales, se equilibran con el par de la fuerza elástica del sistema de amortiguación de vibraciones y almacenamiento de energía. Luego, la mandíbula móvil gira en la dirección opuesta. Este ciclo se repite para realizar la trituración. La frecuencia con la que gira el excitador vibratorio alcanza aproximadamente las 1100 [rpm], por lo que esta fuerza de acción de alta frecuencia puede triturar directamente los materiales al superar la resistencia a la compresión o puede hacer que las grietas del material se expandan rápidamente hasta que ocurra la trituración [36].

## **Características principales**

Las principales características de estos equipos son las siguientes:

- La fuerza de compresión es generada por un método dinámico y no cinemático.
- La fuerza de compresión es ajustable. Para esto se debe ajustar la masa excéntrica del excitador vibratorio, la distancia de la misma y la distancia de rotación del excitador vibratorio.
- En teoría, materiales frágiles de cualquier dureza pueden ser triturados.
- Su estructura y principio de funcionamiento impiden que el equipo se dañe en caso de que ingrese algún material u objeto que no se pueda triturar, debido a que, en el caso del ingreso de algún elemento extraño al pasaje de trituración, el objeto se mueve

hacia abajo y se deforma ligeramente bajo la acción de la fuerza de trituración en una determinada posición.

Continuando con el último punto, la mandíbula móvil y la fuerza de trituración son insuficientes para producir una mayor deformación, por lo que el objeto continúa moviéndose hacia abajo y se deforma levemente bajo la acción de la fuerza de trituración, pero en otra posición. Este ciclo se repite hasta que el objeto ya no se deforma y queda sujeto o atascado entre la mandíbula fija y la mandíbula móvil. En ese momento, la mandíbula móvil no puede girar en ningún sentido, pero el excitador vibratorio continúa girando, por lo que el equipo no se puede dañar. Al detener la máquina, se afloja el mecanismo de bloqueo de la mandíbula fija, haciendo que la mandíbula móvil gire en sentido horario con respecto al soporte (utilizando herramientas), hasta que el objeto se descargue. Luego, se activa nuevamente el sistema de bloqueo de la mandíbula fija y el equipo reanuda su operación [36].

### **Cálculo del sistema de excitación por vibración**

El sistema de excitación por vibración está compuesto por un motor, la polea del motor, una correa, una polea conducida, un acoplamiento elástico y un excitador de vibración. Este sistema de excitación por vibración le proporciona al chancador una fuente de poder y es la clave de todo su diseño.

Si se considera que el largo del pasaje de trituración es  $l$  y que la velocidad promedio con la que pasan los materiales por el pasaje es  $v$  (materiales duros, con un tamaño de partícula apropiado y con una humedad que no supere el 8%), entonces el tiempo que tardan los materiales en pasar por el pasaje de trituración es:

$$t = \frac{l}{v} \quad (3.19)$$

Tiempo que usualmente es de 4 [s].

Según las pruebas que se han realizado en estos equipos, cuando el ángulo del pasaje de trituración (ángulo entre las superficies internas de la mandíbula fija y móvil) es de  $17^\circ$ , se alcanza el número de trituración por vibración más efectivo, el cual varía entre 65 y 85 [36].

El diseño de la fuerza de vibración se basa en la demanda de la fuerza de trituración, la cual se diseña en base al principio de superar la resistencia a la compresión de minerales duros, es decir:

$$F > \delta \cdot S \quad (3.20)$$

Donde:

$F$ : Fuerza de trituración.

$\delta$ : Máxima resistencia a la compresión del material, [Mpa].

$S$ : Área de aplicación de la fuerza, [mm<sup>2</sup>].

Debido al principio de funcionamiento de estos chancadores, la fuerza de trituración requerida es menor que la fuerza requerida en un equipo convencional, al compararla en una operación con cualquier tipo de material [36].

Si el pasaje de trituración se llena de material, la fuerza de trituración requerida es la máxima, es decir:

$$F_m = \delta \cdot (k_1 \cdot l \cdot w) \quad (3.21)$$

Donde:

$F_m$ : Máxima fuerza de trituración.

$\delta$ : Máxima resistencia a la compresión del material, [Mpa].

$k_1$ : Coeficiente de actividad de trituración del revestimiento, es decir, la relación entre el área de contacto real entre los materiales y la placa de revestimiento, con respecto al área de la placa de revestimiento cuando el pasaje de trituración está lleno.

$l$ : Largo del pasaje de trituración.

$w$ : Ancho del pasaje de trituración.

El estado óptimo de trabajo es cuando la fuerza de vibración es perpendicular a la línea de conexión desde el eje del excitador vibratorio y el eje de la mandíbula móvil y, cuando la fuerza de tensión del sistema de amortiguación de vibraciones y almacenamiento de energía es 0 [36].

Las condiciones para la fuerza de trituración y para la fuerza de vibración se muestran en la Figura 3.11. La relación está determinada por la siguiente fórmula:

$$F_m' \cdot I_1 + G \cdot I_2 - J \cdot \alpha - f \cdot I_4 < 0 \quad (3.22)$$

Donde:

$F_m'$ : Fuerza resultante de los materiales al mover la fuerza de actuación de la mandíbula.

Su fuerza absoluta es igual a  $F_m$ , [N].

$I_1$ : Distancia del punto de actuación  $F_m'$  al eje de la mandíbula móvil, [mm].

$G$ : Peso del cuerpo de la mandíbula móvil, [N].

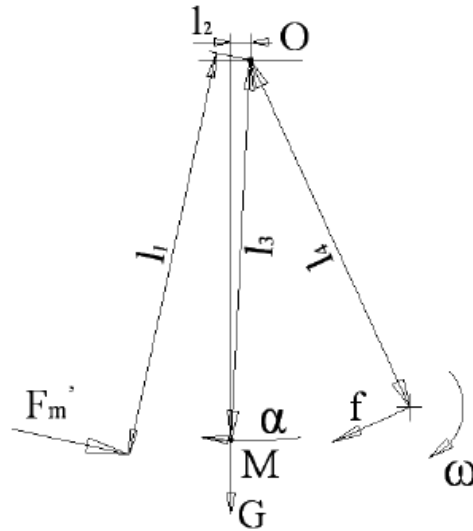
$I_2$ : Distancia desde el centro de gravedad del cuerpo de la mandíbula móvil al eje de la misma, [mm].

$J$ : Inercia rotacional del cuerpo de la mandíbula móvil en relación con el eje de la misma, [kgm<sup>2</sup>].

$\alpha$ : Aceleración angular de la mandíbula móvil alrededor del eje de la misma, [rad/s<sup>2</sup>].

$f$ : Fuerza de excitación vibratoria, [N].

$I_4$ : Distancia del eje del excitador vibratorio al eje de la mandíbula móvil, [mm].



**Figura 3.11. Diagrama de tensión de la mandíbula móvil [36].**

La fuerza de excitación vibratoria se calcula de la siguiente forma:

$$f > [\delta \cdot (k_1 \cdot l \cdot w) \cdot I_1 + G \cdot I_2 - J \cdot \alpha] / I_4 \quad (3.23)$$

$\delta$  se determina triturando el material más duro, mientras que  $l$ ,  $w$ ,  $I_1$  y  $G$  se calculan según el diseño estructural del equipo con un tamaño de alimentación dado.

Para materiales con una menor dureza, la masa excéntrica del excitador vibratorio se puede ajustar para obtener la fuerza de trituración requerida. Para materiales con mayor dureza, la frecuencia de trabajo del excitador vibratorio se puede aumentar para obtener una mayor fuerza de trituración [36].

### **Cálculo del sistema de amortiguación de vibraciones y almacenamiento de energía**

El sistema de amortiguación de vibraciones y almacenamiento de energía de estos equipos también limita a la mandíbula móvil, con el propósito de que esta no interfiera con la mandíbula fija ni tampoco con el bastidor inferior. Por lo tanto, al jugar un papel tan importante, su diseño es crítico y se relaciona directamente con el éxito en la operación de estos equipos.

La amortiguación de las vibraciones y el almacenamiento de energía requieren que el coeficiente elástico del sistema no sea muy pequeño, dado que, en este caso, la mandíbula móvil no podría completar un ciclo de trabajo dentro de un ciclo de trabajo del excitador vibratorio y, por ende, la frecuencia del trabajo del chancador se reduciría. Por el contrario, si el coeficiente elástico es muy grande, la amplitud de la mandíbula móvil sería demasiado pequeña para debilitar la acción de trituración [36].

El coeficiente elástico requiere que la frecuencia inherente  $\lambda$  del chancador sea menor que la frecuencia de trabajo  $\omega$  del excitador de vibración y que  $0.6 \leq \lambda/\omega \leq 0.7$ .

Para calcular el coeficiente elástico, se requiere que la amplitud  $A$  de la mandíbula móvil sea de 30 [mm]. Cuando el chancador vibra con esa amplitud, la fuerza de trituración es 0 y la tensión del sistema de amortiguación de vibraciones y almacenamiento de energía es máxima. Esto se obtiene a través de la siguiente fórmula:

$$k = \frac{(f \cdot I_4 \cdot \text{sen}\beta - G \cdot I_3 \cdot \text{cos}\theta)}{(A \cdot I_5 \cdot \text{cos}\mu)} \quad (3.24)$$

Donde:

$k$ : Coeficiente elástico del sistema de amortiguación de vibraciones y almacenamiento de energía, [N/mm].

$\beta$ : Ángulo entre  $f$  y  $I_4$ , [rad].

$I_3$ : Distancia entre el centro de gravedad de la mandíbula móvil (punto M de la Figura 3.11) y el eje de la misma (punto O de la Figura 3.11), [mm].

$\theta$ : Ángulo entre  $I_3$  y la planta horizontal, [rad].

$I_5$ : Distancia del resorte del sistema de amortiguación de vibraciones y almacenamiento de energía al eje de la mandíbula móvil, [mm].

Estos chancadores se pueden diseñar a partir de la estructura existente. Es posible obtener un chancador de mandíbula vibroinercial doble, quitando la mandíbula fija y reemplazándola por una móvil con un sistema vibratorio. Con esto también se puede

obtener un chancador de doble cavidad, al agregar una mandíbula fija entre ambas mandíbulas móviles y aumentando la distancia entre las últimas, para así incrementar la capacidad de trabajo sin aumentar significativamente las dimensiones y el peso del chancador. Además, el buen rendimiento de estos equipos y su equilibrio dinámico permiten que se pueda configurar como una estación de trituración móvil [36].

## Equipos

A continuación, en la Tabla 3.3 se muestran los datos técnicos de los equipos que existen en la actualidad.

**Tabla 3.3. Rango de chancadores de mandíbula vibroinerciales [37].**

<b>Parámetros</b>	<b>130x300</b>	<b>440x800</b>	<b>440x1200</b>	<b>600x800</b>	<b>1200x1500</b>
Abertura de alimentación [mm]	130x300	440x800	440x1200	600x800	1200x1500
Capacidad [t/h]	1,5	35	50	60	300
Alimentación [mm]	110x250	400x750	400x1100	550x1100	1100x1400
Tamaño del producto [mm]	20	45	50	70	70
Potencia del motor [kW]	2x11	2x30	2x45	2x37	2x55
Peso [t]	1,5	15	20	25	54
Dimensiones [mm]	1760 1370 120	2600 2100 2000	4000 3150 2500	3000 2100 2850	4000 3700 4000

### 3.3. Costos

Para complementar este trabajo, es necesario contar con equipos vibroinerciales a escala de laboratorio que permitan obtener data suficiente para hacer conclusiones acertadas acerca de su funcionamiento. Es por este motivo que en la Tabla 3.4 se presentan los costos de adquisición de dos de los equipos más pequeños del tipo KID, el KID-100 y KID-300.

**Tabla 3.4. Cotización chancadores vibroinerciales del tipo KID [38].**

<b>Equipo</b>	<b>USD</b>	<b>CLP</b>
KID-300	\$9.700	\$7.627.110
KID-100	\$39.400	\$30.980.220

## **CAPÍTULO 4. MODELOS ESTIMATIVOS**

Actualmente, si bien se tiene una cantidad significativa de información referente al funcionamiento de los chancadores vibroinerciales, aún existe escasez con respecto a modelos matemáticos que permitan obtener el consumo relativo de potencia y otros parámetros importantes.

La razón de la baja popularidad de estos equipos radica en el hecho de que no se tiene un conocimiento perfecto sobre las relaciones entre los parámetros ajustables y el resultado de la operación. Para poder realizar un estudio más detallado, es necesario contar con el equipo y de esta manera realizar pruebas que permitan determinar las relaciones entre las diferentes variables estudiadas.

Dado que en nuestro país aún no se han incorporado estos chancadores en ninguna industria y por ende, no se han podido llevar a cabo ensayos de primera mano, este documento presenta un modelo de consumo de energía desarrollado en el 2015 por los investigadores Búlgaros Simeon Savov y Petko Nedyalkov, en un chancador con vibración aplicada en el cono (KID), además de presentar una estimación de la distribución de tamaño realizada por los mismos investigadores.

Es importante destacar que en estos modelos la dureza no tiene ninguna influencia significativa, ya que como se ha mencionado en capítulos anteriores, dado el funcionamiento de estos equipos, este factor no altera el resultado de la operación.

### **4.1. Consumo de energía**

Para poder obtener un modelo matemático que entregue el consumo relativo de potencia por unidad de producto en la operación de estos chancadores, se deben precisar los factores gobernantes que afectan la función objetivo. Es necesario realizar análisis experimentales y estadísticos de los resultados obtenidos de las distintas pruebas, lo que luego debe ser analizado con modelos de regresión y diagramas 3D para poder determinar la influencia de estos factores.

Para la creación de este modelo, los investigadores utilizan datos experimentales de un chancador KID-300, los cuales se pueden ver en la Tabla 3.1, y como material usan gravilla previamente lavada, secada y clasificada por tamizado.

En primer lugar, se deben seleccionar los factores gobernantes del proceso. Para ello hay que considerar que estos chancadores pueden ajustar el ancho de abertura de descarga, la frecuencia de rotación y el momento estático del vibrador desbalanceado, lo que hace posible variar la magnitud de la fuerza de chancado. La magnitud de esta fuerza tiene una influencia importante sobre la distribución de tamaño de las partículas del producto y sobre la productividad del equipo. La frecuencia de rotación modificable del vibrador desbalanceado extiende las capacidades del equipo para producir descargas con una distribución de tamaño heterogénea. Considerando esto, se puede decir que los parámetros importantes y que gobiernan el proceso son [27]:

- **Ancho de abertura de descarga estática  $b$  [mm]:** Como máximo puede alcanzar 18 [mm].
- **Momento estático del vibrador desbalanceado  $S_{ucv}$  [Kg·m]:** El vibrador es ajustable y tiene 19 grados que determinan el valor de su momento estático de masa.
- **Frecuencia de rotación del vibrador desbalanceado  $f$  [s<sup>-1</sup>]:** Depende de la razón de transmisión de la correa en V del equipo. Varía en función de los diámetros de las poleas del motor.
- **Tamaño del material de alimentación  $D_{av}$  [mm]:** Se puede modificar fácilmente durante el proceso y tiene un límite máximo de 20-25 [mm].

El caso más simple para estructurar un modelo, es considerarlo como una función lineal de los parámetros de entrada, tal como se muestra en la siguiente ecuación:

$$f = \sum_{i=0}^N N_i x_i \quad (4.1)$$

El desarrollo de la Ecuación (4.1) se puede ver en la Ecuación (4.2).

$$W = N_0 + N_1x_1 + N_2x_2 + N_3x_3 + N_4x_4, \quad \left[ \frac{kWh}{t} \right] \quad (4.2)$$

Donde:

$x_1$ : Frecuencia de rotación del vibrador desbalanceado  $f$ , [ $s^{-1}$ ].

$x_2$ : Momento estático del vibrador desbalanceado  $S_{ucv}$ , [Kg·m].

$x_3$ : Ancho de abertura de descarga estática  $b$ , [mm].

$x_4$ : Tamaño medio del material de alimentación  $D_{av}$ , [mm].

$N_0, N_1, N_2, N_3, N_4$ : Coeficientes de los factores gobernantes.

La Ecuación (4.2) representa el modelo simplificado y de primer grado que permite obtener el consumo de energía de estos chancadores. Sin embargo, se determinan dos modelos en base a la potencia instalada y la potencia RMS del equipo.

Es importante mencionar que una vez establecida la función objetivo, se realiza un análisis estadístico que permite validar la ecuación planteada. Se comparan los coeficientes de regresión y se trabaja con niveles de confianza altos (más del 90%) para que cualquier error en el funcionamiento del equipo no sea muy elevado (no más de 5 o 10%) [27].

### Modelo en base a la potencia instalada

El consumo relativo de potencia basado en la potencia instalada se define como la razón entre la potencia instalada del motor eléctrico de accionamiento y la cantidad de producto obtenido durante una respectiva prueba, tal como se muestra en la Ecuación (4.3).

$$W_i = \frac{P}{Q_m}, \quad \left[ \frac{kWh}{t} \right] \quad (4.3)$$

El mejor modelo obtenido en base a la potencia instalada es un modelo de regresión de variables de primer y de segundo grado, sin constante incluida y sin variables insignificantes. Este modelo incluye todos los factores gobernantes y es de la siguiente forma:

$$W_i = \sum_{i=1}^n N_i \frac{1}{x_i} + \sum_{i=1}^n N_i \frac{1}{x_i^2}, \quad \left[ \frac{kWh}{t} \right] \quad (4.4)$$

Finalmente, luego de las pruebas con diferentes valores para cada parámetro y una vez realizado el análisis estadístico, se obtiene el modelo con las variables naturales, el cual corresponde a la Ecuación (4.5) [27].

$$W_i = -\frac{775,479}{f} + \frac{147,969}{b} + 138,645 \cdot 10^{-3} \frac{D_{av}}{S_{ucv}} + \frac{1,241}{f^2} \quad (4.5)$$

### Modelo en base a la potencia RMS

El consumo relativo de potencia basado en la potencia RMS se define como la razón entre la potencia RMS del motor eléctrico de accionamiento y la cantidad de producto obtenido durante una respectiva prueba, tal como se muestra en la Ecuación (4.6).

$$W_e = \frac{\tilde{P}}{Q_m}, \quad \left[ \frac{kWh}{t} \right] \quad (4.6)$$

El mejor modelo obtenido para el consumo relativo de potencia basado en la potencia RMS es un modelo de regresión de primer orden y de segundo grado, sin constante incluida y sin variables insignificantes. El modelo contiene todos los factores gobernantes y es de la siguiente forma:

$$W_e = \sum_{i=1}^n N_i x_i + \sum_{i=1}^n N_i x_i^2, \quad \left[ \frac{kWh}{t} \right] \quad (4.7)$$

Luego de realizar todas las pruebas con diferentes valores para cada factor gobernante y el análisis estadístico respectivo, se obtiene el modelo con las variables naturales que corresponde a la Ecuación (4.8) [27].

$$W_e = 9,95611D_{av} - 371,94 \cdot 10^{-3} f S_{ucv} - 498,837 \cdot 10^{-3} b^2 - 448,342 \cdot 10^{-3} D_{av}^2 \quad (4.8)$$

Ambos modelos, como ya se ha mencionado anteriormente, son analizados estadísticamente con el propósito de poder concluir cuál es el más efectivo. De estos análisis se llega a las siguientes conclusiones:

- El análisis de la dependencia de los modelos de regresión con el consumo relativo de potencia muestra que estos modelos solo tienen una naturaleza informativa y pueden ser usados para investigaciones futuras.
- Para fines prácticos, se puede utilizar el segundo modelo (el cual posee un error admisible del 10%), sin embargo, para mejorarlo es necesario realizar mediciones adicionales para obtener data suficiente para el consumo relativo de potencia.
- Ambos modelos contienen todos los factores gobernantes.
- Para determinar la influencia de los factores gobernantes sobre la función objetivo, se deben desarrollar diagramas tridimensionales.

Es importante recordar que para poder mejorar el modelo existente o plantear uno nuevo, se debe tener un set de datos importante que permita hacer un análisis adecuado. En este caso solo se presentan los modelos ya existentes, ya que, al no tener un conjunto de datos propio, se hace imposible validar estos modelos o encontrar otro más preciso.

En el Anexo A se presentan los valores que los creadores del modelo le otorgan a cada parámetro y los respectivos diagramas tridimensionales del consumo de energía para cada caso.

## 4.2. Distribución de tamaño

Para estimar la distribución de tamaño obtenida con estos equipos, se consideran los parámetros que ya han sido mencionados con anterioridad, es decir, la frecuencia de rotación del vibrador desbalanceado (la cual influye en la rapidez angular del mismo), el momento estático del vibrador, el ancho de abertura de descarga y el tamaño promedio de partícula del material de alimentación [26]. El material utilizado es roca triturada y clasificada por tamices.

En primer lugar, se establecen los parámetros para las variables del modelo.

- **Frecuencia de rotación del vibrador desbalanceado  $n_d$  [ $s^{-1}$ ]:** Depende de la relación de transmisión  $i$  de la correa de transmisión y varía según los diferentes diámetros de las poleas del motor.
- **Momento estático del vibrador desbalanceado  $S_d$  [Kg·m]:** Se considera el grado mínimo, medio y máximo.
- **Ancho de la abertura de descarga  $b$  [mm]:** Se debe asegurar la dinámica normal de la máquina, por lo que los valores de la abertura de descarga deben permitir que se excluya la posibilidad de un crecimiento en la amplitud de vibración del cono interno.
- **Tamaño de partícula del material de alimentación [mm].**

Con esto se establece como función objetivo el tamaño de partícula del producto triturado y la razón de reducción.

Se debe considerar que, para obtener la distribución de tamaño, se realiza un análisis del material en un conjunto de tamices estándar, por lo tanto, el valor medio de cada fracción de tamaño de la alimentación se calcula como un promedio de las dimensiones de la abertura de los tamices, tal como se muestra en la Ecuación (4.9).

$$D_{av} = \frac{d_i + d_{i+1}}{2} \quad (4.9)$$

Donde:

$D_{av}$ : Valor medio de cada fracción de tamaño.

$d_i$ : Tamaño de la abertura del tamiz  $i$ , [mm].

La razón de reducción para cada operación se obtiene con las ecuaciones (4.10) y (4.11).

$$R_{av} = \frac{D_{av}}{d_{av}} \quad (4.10)$$

$$d_{av} = \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_i \cdot d_{avi}}{\sum_{i=1}^n \gamma_i} \quad (4.11)$$

Donde:

$d_{avi}$ : Tamaño promedio de la fracción  $i$  obtenida con la Ecuación (4.9), [mm].

$\gamma_i$ : El porcentaje de tamaño de material de la fracción  $i$ , [%].

En el Anexo B se presentan los valores otorgados para cada parámetro, la aplicación de las fórmulas anteriores y los resultados de los ensayos realizados por los investigadores, a partir de los cuales se puede concluir lo siguiente [26]:

- La razón de reducción es muy sensible al tamaño de partícula de la alimentación.
- Las variaciones de la frecuencia de rotación del vibrador desbalanceado permiten aumentar los límites de la distribución de tamaño del producto, lo que es un efecto del cambio del momento estático del vibrador.
  - El porcentaje de material con un tamaño más fino se eleva al aumentar la frecuencia.
  - Por el contrario, si la frecuencia disminuye, el porcentaje de fracciones gruesas aumenta.

- La variación del momento estático del vibrador desbalanceado aumenta la razón de reducción.
- El cambio en la abertura de descarga disminuye la razón de reducción.

Debido a que estos equipos brindan la posibilidad de variar algunos parámetros de operación (predominantemente el momento estático del vibrador desbalanceado), se puede alcanzar un incremento considerable de la razón de reducción de tamaño, si se compara con los chancadores de cono convencionales.

Con respecto a los porcentajes de las clases de tamaño grueso y fino, se puede concluir que, con el aumento de la frecuencia de rotación y el momento estático del vibrador desbalanceado, se elevan las posibilidades de obtener un producto con una distribución de tamaño de partícula diferente al producto triturado. Con el aumento de la frecuencia de rotación, se obtiene un producto que contiene una gran cantidad de fracción gruesa y fina, lo que dependerá finalmente de los ajustes del equipo [26].

## CAPÍTULO 5. PROCEDIMIENTO DE OPERACIÓN

### 5.1. Procedimiento

En cualquier equipo o máquina industrial es necesario tener, desde el punto de vista del proceso, un conocimiento en detalle de su funcionamiento, lo que va a permitir que el equipo se desempeñe correctamente. Se deben tener en cuenta las variables más influyentes del proceso y se debe conocer cómo estas afectan al producto.

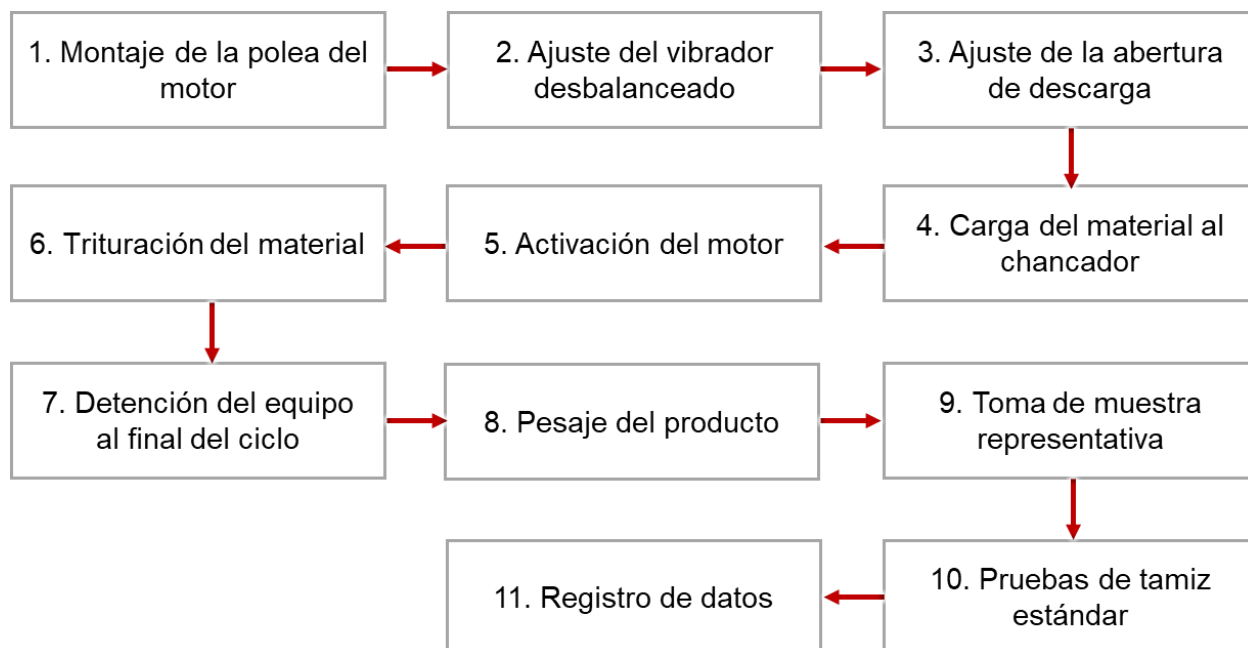
Para poder definir un procedimiento que sea adecuado para el trabajo con un equipo, primero se deben considerar los problemas que se presentan de forma recurrente. En el caso de los chancadores, los principales problemas son el diseño de la planta de conminución, el diseño del chancador y la operación del mismo.

- **Diseño de plantas de conminución:** El desempeño de los equipos se puede medir mediante pruebas a gran escala, con las cuales es posible crear mapas multidimensionales que son útiles para realizar simulaciones y de esta forma evaluar los diferentes procesos. Si se aplican los métodos adecuados de optimización, es posible obtener la mejor opción de elección de los parámetros operativos para los chancadores. El problema que presenta este punto es que las pruebas a gran escala pueden llevar mucho tiempo.
- **Diseño del chancador:** El proceso de reducción de tamaño es complejo ya que no hay correlaciones directas entre los parámetros de entrada y de salida. Si no hay modelos disponibles, la posibilidad de predecir la actuación de un chancador, independiente del tipo, es muy limitada. Además, se deben definir las variables dependientes e independientes del proceso. En un chancador vibroinercial, las variables independientes corresponden a la rapidez angular del vibrador desbalanceado, el momento estático, la abertura de descarga, el tamaño de la alimentación, la forma del material, el diseño de la cámara de trituración y las propiedades inherentes del material, como lo son la resistencia al desgaste y la

compresión. Las variables dependientes corresponden a la salida del chancador, es decir, el tamaño del producto, la forma y la resistencia.

- **Operación del chancador:** El control del proceso es deseable para mantener una alta calidad del producto. Para los chancadores vibroinerciales, son muy pocos los modelos que describen el funcionamiento del equipo

El procedimiento que se plantea a continuación y que se muestra en la Figura 5.1, considera el diseño del equipo y la operación del mismo, ya que no se tiene la data suficiente para medir su desempeño. Este procedimiento es el que se recomienda para realizar pruebas de laboratorio

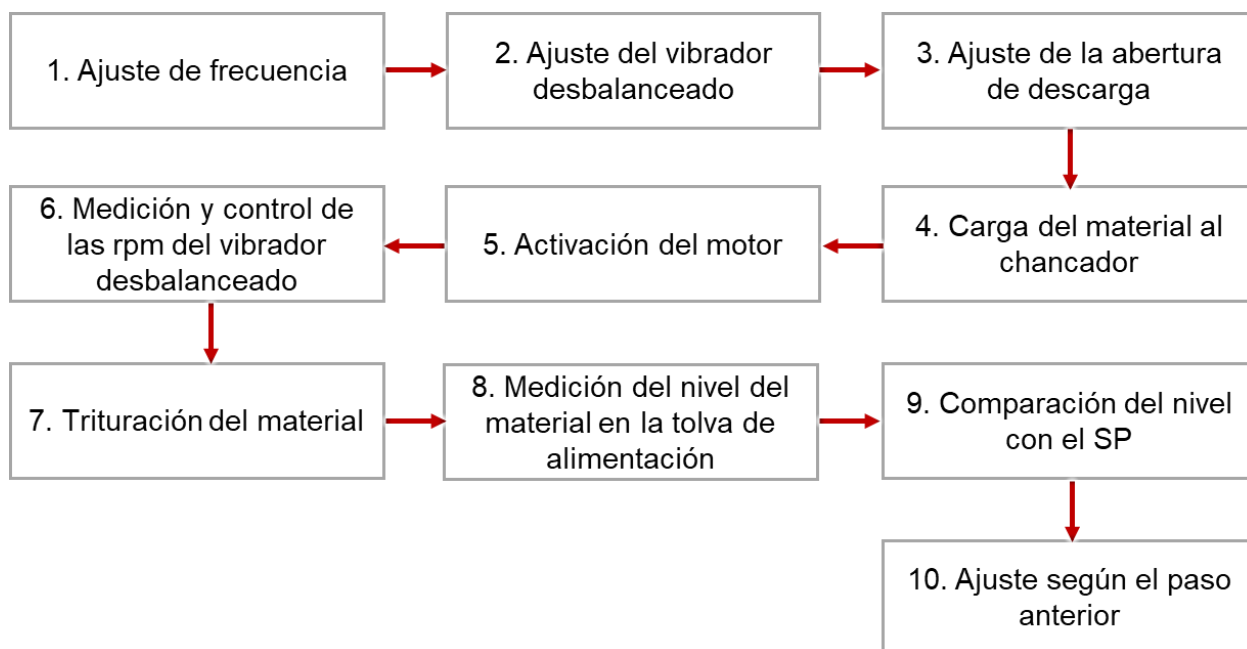


**Figura 5.1. Procedimiento de operación para pruebas de laboratorio con un chancador vibroinercial.**

- 1) En este paso la polea del motor debe ser montada y se debe ajustar la frecuencia de rotación a través de la relación de transmisión de la correa. Este parámetro varía según el diámetro de la polea.
- 2) Se debe ajustar el vibrador desbalanceado. Posee 19 grados que permiten ajustar su momento estático de masa.

- 3) Ajustar la abertura de descarga a un tamaño apropiado.
- 4) Se introduce el material a la cámara de trituración.
- 5) Activar el motor que produce el movimiento del vibrador desbalanceado.
- 6) Se comienza con el ciclo de trituración una vez activado el motor.
- 7) Una vez concluido el ciclo de trituración, se detiene el motor.
- 8) Pesaje del producto.
- 9) Toma de muestras representativas del producto.
- 10) Ensayos con tamices estándar.
- 11) Registro de los datos para determinar la distribución granulométrica del producto.

En la Figura 5.2, se muestra el procedimiento de operación recomendado para el caso de uso industrial de los equipos vibroinerciales.



**Figura 5.2. Procedimiento de operación para uso industrial de un chancador vibroinercial.**

- 1) Ajustar la frecuencia del vibrador a través de la relación de transmisión de la polea del motor.
- 2) Ajustar el vibrador desbalanceado. Posee 19 grados que permiten ajustar su momento estático de masa.

- 3)** Ajustar la abertura de descarga al tamaño deseado de producto.
- 4)** El material ingresa a la cámara de trituración mediante una tolva de alimentación dispuesta sobre la cámara.
- 5)** Se activa el motor que ya fue ajustado en el paso 1.
- 6)** Medición de las rpm del vibrador desbalanceado con la ayuda de un sensor de rpm. Mediante un sistema de control, se controlan las revoluciones para conseguir un valor adecuado que permita que comience la trituración.
- 7)** Trituración del material en la cámara.
- 8)** Con la ayuda de un sensor de nivel, se mide el nivel del material presente en la tolva de alimentación.
- 9)** La medición anterior se compara con el set point (SP) definido para el nivel de material en la tolva.
- 10)** En caso de que el nivel de material en la tolva no coincida con el SP, este se controla mediante las rpm o la abertura de descarga. Si el nivel es menor al SP, se debe disminuir las rpm y/o reducir la abertura de descarga. Si el nivel es mayor al SP, se tiene que aumentar las rpm y/o aumentar la abertura de descarga.

Es importante el control de la cantidad de material presente en la tolva, ya que de esta forma la tolva no se vaciará cuando su suministro de material disminuya o se detenga y tampoco se desbordará en caso de que el suministro aumente. La operación de chancado podrá continuar, pero con una menor o mayor cantidad de material a procesar por unidad de tiempo.

Finalmente, la continuidad del equipo se debe mantener, aprovechando la máxima potencia y cumpliendo con un plan de producción de acuerdo a las condiciones operacionales.

## 5.2. Tecnología convencional vs. Tecnología vibroinercial

Las principales diferencias entre los chancadores convencionales y los vibroinerciales se pueden ver en la Tabla 5.1.

**Tabla 5.1. Diferencias entre tecnología convencional y vibroinercial.**

Parámetro	Convencional	Vibroinercial
Consumo de energía	Mayor	Menor
Conexión cinemática rígida	Presente	Ausente
Vida útil	Menor	Mayor
Dureza del material	No acepta cualquier valor de dureza	Acepta cualquier valor de dureza
Desgaste del equipo	Mayor	Menor
Razón de reducción	Menor	Mayor

Además de la comparación cualitativa presentada en la Tabla 5.1, es importante realizar una comparación cuantitativa entre los equipos vibroinerciales y los convencionales. Para llevarla a cabo, se considera la Ecuación (2.8) para obtener la energía considerando una trituración convencional y la Ecuación (4.8) para el caso de la trituración vibroinercial. Los datos utilizados se observan en la Tabla 5.2

**Tabla 5.2. Parámetros para obtener el consumo de energía.**

Chancado Convencional		Chancado Vibroinercial	
<b>W<sub>i</sub></b>	15,9 [kWh/t]	<b>D<sub>av</sub></b>	15 [mm]
<b>F80</b>	15 [mm]	<b>f</b>	17,82 [s <sup>-1</sup> ]
<b>P80</b>	4 [mm]	<b>S<sub>ucv</sub></b>	1,29 [kgm]
		<b>b</b>	4 [mm]

Antes de evaluar los resultados, es importante mencionar que el modelo de consumo energético de los equipos vibroinerciales considera los parámetros de operación de un

equipo KID-300, lo que limita bastante el rango en el cual estos equipos pueden ser comparados. Para este análisis, se utilizan parámetros aproximados a los usados en el chancado convencional cuaternario (para poder acercarse a los parámetros de operación del KID-300) y se asume que se trabaja con un mineral de cobre con un Work Index ( $W_i$ ) de 15,9 [kWh/t].

A continuación, en la Tabla 5.3 se muestran los resultados de esta comparación.

**Tabla 5.3. Comparativo entre la energía consumida por ambos tipos de trituración.**

Chancado Convencional		Chancado Vibroinercial	
$W_e$	38,44 [kWh/t]	$W_e$	31,89 [kWh/t]

De la Tabla 5.3 se desprende que en el chancado vibroinercial se consume un 17% menos de energía que en el chancado convencional, esto considerando las condiciones poco variables de la operación puntual que está siendo evaluada.

Estos números son un buen indicativo de lo señalado hasta el momento y permiten dar certeza de que los equipos vibroinerciales son una alternativa viable para disminuir los costos de la operación.

## **CAPÍTULO 6. APLICACIONES**

### **6.1. Chancador de cono vibroinercial**

Los chancadores del tipo KID se pueden utilizar en diferentes industrias, principalmente por su bajo consumo energético y por el pequeño desgaste que sufren sus revestimientos, lo que permite que se puedan procesar materiales con una alta dureza. A continuación, se presentan las distintas aplicaciones en las que actualmente operan estos equipos.

#### **6.1.1. Chancador con vibración aplicada en el cono**

##### **Chancado y molienda en la industria minera**

Estos equipos están diseñados para tratar minerales y materias primas utilizadas en la producción de materiales de construcción. Son utilizados para chancado y molienda, en la cual aumentan en más de un 50% la capacidad de la planta y en donde la liberación selectiva es muy eficiente. Al mismo tiempo, reducen el consumo de energía, los costos de mantenimiento y los costos de materiales. El desgaste de los revestimientos metálicos es de aproximadamente 11 gramos por tonelada de material tratado y el equipo se puede automatizar fácilmente, ya que no necesita estar equipado con medidores o alimentadores. De esta forma, el material se puede introducir en el equipo ya sea por gravedad desde la tolva o por una alimentación forzada [21].

Los procesos de molienda húmeda también se pueden llevar a cabo en estos equipos. En este caso, la capacidad se puede aumentar en un factor de 2,5, mientras que la potencia consumida se divide en dos. Esto ocurre debido a que el líquido modifica las propiedades de la capa de material, actuando como una sustancia de superficie activa que, al penetrar las grietas del material, causa esfuerzos de tensión, los cuales, de entre todos los esfuerzos, son los más eficientes para la desintegración de materiales. El líquido también disminuye las fuerzas de fricción entre las partículas, lo que resulta en

un menor consumo de energía y además puede participar activamente en la eliminación de las partículas ultrafinas de la cámara de trituración, lo que impide la formación de lodos producidos por partículas de material menores a 0,01 [mm] [21].

Como se ha mencionado en capítulos anteriores, los parámetros tecnológicos de estos equipos se pueden modificar controlando el momento estático de los vibradores desbalanceados, la frecuencia de rotación y el momento de inercia.

Al utilizar un convertidor de tiristores se puede variar la frecuencia de rotación de los vibradores desbalanceados. Un aumento en la frecuencia logra disminuir proporcionalmente la capacidad y aumentar la razón de reducción.

Otra manera de controlar estos parámetros es perfilar la cavidad de molienda, por ejemplo: si a un equipo diseñado para una alimentación de 20 [mm] se le aumenta la cavidad para que pueda procesar una alimentación de 50 [mm], la relación de molienda se multiplica por aproximadamente 2,5, sin ocasionar ninguna alteración en la distribución de tamaño del producto ni en la capacidad o consumo de energía. Si esto se extrapola a equipos de mayor tamaño, entonces un equipo diseñado para alimentaciones de 1000 [mm] podría producir productos con un tamaño final de 25 [mm], es decir, varias etapas de molienda pueden ser reemplazadas solo por una [21].

El método más fácil para controlar los parámetros de estos equipos consiste en modificar la profundidad de la capa de material en la entrada de la cavidad de molienda, debido a que, como la profundidad de la capa en la tolva de alimentación determina la compactación en la cavidad de molienda, también determina la resistencia a la deformación de la capa. Cuando la capa de material no está muy compacta, la presión en la tolva es baja. Esto genera una mayor amplitud del cono de molienda, lo que conduce a productos más finos y a una menor capacidad. El grado de molienda y la capacidad se puede variar hasta en un 30% al modificar el nivel de la materia prima, el cual está limitado por la altura de la tolva [21].

Los parámetros también se pueden ajustar cambiando el momento de inercia, lo cual es posible si se mantiene constante la masa del vibrador desbalanceado, lo que se logra al ajustar la posición del cono.

## **Molienda de materiales duros y pulvimetalurgia**

La molienda vibroinercial se puede utilizar en la pulvimetalurgia, cuyas principales fuentes de materia prima son los desechos de chips electrónicos. Si se compara el proceso vibroinercial con la fundición para obtener polvos metálicos, se pueden distinguir varias ventajas [21]:

- Con el proceso vibroinercial no se queman los aditivos.
- Es posible alterar la composición del material tratado durante la molienda agregando algunos elementos aleantes.
- Las herramientas de corte fabricadas de este polvo poseen una mayor resistencia que las fabricadas con polvos obtenidos de fundición.

La desintegración de diamantes industriales para producir herramientas es un problema debido a la alta resistencia y dureza de este material. La calidad de los polvos de diamante obtenidos por molienda está determinada por el tamaño de grano, la resistencia y la isometría. Antes de utilizar la tecnología vibroinercial, la molienda de diamantes se llevaba a cabo en morteros mecánicos cerrados o en molinos de martillos, sin embargo, estos métodos tienen una baja capacidad, conducen a una sobremolienda significativa y los materiales obtenidos tienen una baja resistencia. Con el uso de los chancadores KID, se obtienen partículas con una mayor resistencia debido a que los granos se desintegran a lo largo de los defectos de su estructura [21].

Cuando estos equipos se utilizan para producir herramientas abrasivas a partir de materiales sintéticos extra duros como el carburo de silicio o el corindón, la resistencia de las herramientas mejora en un 30%. Asimismo, el consumo de energía y el espacio requerido para la instalación del equipo se dividen en 2 y 10 respectivamente [21].

Los equipos KID también son muy utilizados para la producción de arenas y cemento clinker para la construcción de edificios.

### **Trituración de materiales inorgánicos**

Estos equipos son muy utilizados en la industria del papel, ya que los equipos tradicionales que cortan y pican la madera consumen una gran cantidad de energía y además disminuyen la calidad del papel obtenido. Cuando la madera se muele en máquinas vibroinerciales, la eficiencia del proceso mejora considerablemente. Al desfibrar la madera, el equipo vibroinercial desintegra el material a lo largo de los enlaces interfibra, lo cual aumenta la resistencia a la ruptura en un 1,5 y la resistencia a la flexión en un factor de 10. Además, se reduce el consumo de energía de 2 a 3 veces [21].

Los materiales vegetales también se pueden procesar con estos equipos, debido a que destruyen las membranas celulares de las materias primas, lo que mejora el sabor y la asimilación de los productos. Se usan en la producción de cereales, café, especias, semillas para la producción de aceite, azúcar, etc. [21].

#### **6.1.2. Chancador con vibración aplicada en la carcasa**

Los equipos Rhodax, al igual que los KID, son utilizados en una amplia variedad de industrias, ya que han sido desarrollados para obtener productos que no se pueden obtener fácilmente con la tecnología existente, especialmente cuando se trata de trabajar con materiales duros y abrasivos.

### **Minerales industriales**

Una aplicación típica de estos equipos en la industria de los minerales es la molienda de arcilla cocida (chamota) para el uso en la industria cerámica, principalmente para la fabricación de artículos sanitarios.

Una ventaja de estos equipos es la baja contaminación de acero sobre el producto final (de tres a cuatro veces más baja). Esto reduce en gran medida la necesidad de una separación magnética y evita la tinción del producto [23].

## **Industria minera**

Dentro de esta industria, los equipos vibroinerciales de este tipo se han aplicado específicamente en [23]:

- Reducción del número de etapas de chancado/molienda en circuitos de molienda.
- Trituración de pebbles de tamaño crítico para circuitos con molinos autógenos.
- Trituración de rocas residuales que contienen oro, con el potencial de una mejor recuperación con distribuciones de tamaño del producto más gruesas. Esta mejora en la liberación se debe a la formación de microgrietas a lo largo de los límites de los granos.
- Trituración de diamante y platino.

## **Industria del aluminio**

Las principales aplicaciones en las cuales se utilizan estos equipos en la industria del aluminio son las siguientes [23]:

- Chancado y molienda de coque.
- Trituración de restos de carbono.
- Trituración de pasta de revestimiento de carbono.

## **Escorias de acero**

Las escorias de acero son producidas en muchas operaciones pirometalúrgicas. Son un material duro, denso y que contiene importantes cantidades de hierro. Los equipos Rhodax son relativamente insensibles al hierro presente, lo cual es una ventaja que

permite que puedan ser utilizados sin problemas. Se utiliza un imán para poder eliminar el hierro, pero no es capaz de eliminarlo todo al comienzo, por lo que la cantidad restante se libera por aplastamiento y se elimina con un segundo imán [23].

## **Escorias de titanio**

Es una tendencia mundial utilizar el proceso de cloración para la producción de óxidos de titanio. Las escorias ( $100\% < 100$  [mm]) deben ser molidas para producir una fracción de entre 106-850 [ $\mu\text{m}$ ]. La fracción bajo 106 [ $\mu\text{m}$ ] debe ser lo más baja posible. Para esto, el equipo Rhodax ofrece la única posibilidad de controlar la fuerza de trituración e ir adaptándola con respecto a las características de la escoria. Para poder reducir la cantidad de finos, la velocidad de rotación del equipo debe ser extremadamente baja [23].

## **Industria de agregados**

Los principales objetivos que se esperan conseguir al utilizar estos equipos en la industria de agregados son:

- Reducción de los costos operativos (costos de desgaste).
- Mejorar la cubricidad de las partículas de todos los tamaños.
- Reducción de las etapas de trituración.
- Reducción de la cantidad de finos.

## **6.2. Chancador de mandíbula vibroinercial**

Dentro de las aplicaciones principales de los chancadores de mandíbula vibroinerciales se encuentran [36]:

- Minerales de hierro y de fosfatos.
- Aleaciones de hierro.

### 6.3. Esquema general

En la Figura 6.1 se puede ver un esquema general con todos los procesos en los cuales actualmente se utilizan los chancadores vibroinerciales.

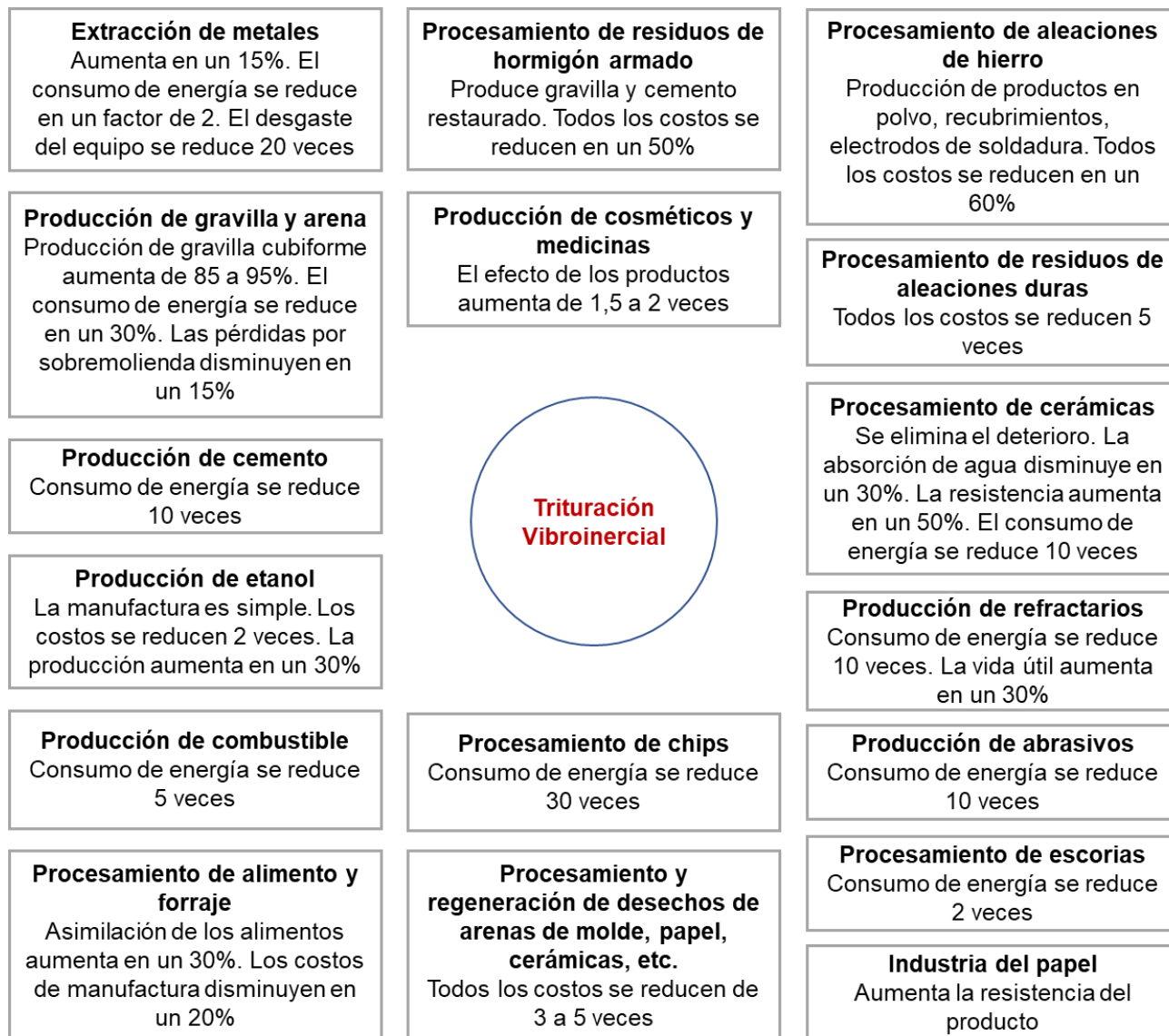


Figura 6.1. Esquema general de las aplicaciones de los equipos vibroinerciales [37].

## **CAPÍTULO 7. CONCLUSIONES**

Los equipos vibroinerciales son máquinas que operan con vibradores centrífugos que garantizan la trituración selectiva del material debido a la naturaleza de las fuerzas que surgen cuando el material está siendo triturado. Existen los chancadores de cono y de mandíbula y, en el primer tipo, la vibración puede ser aplicada en el cono o en la carcasa.

Los factores gobernantes de estos equipos son la rapidez angular y momento estático de masa del vibrador desbalanceado, el ancho de abertura de descarga y el tamaño promedio del material de alimentación.

Con esta tecnología se mejora el límite de tamaño que puede ser obtenido en un chancador convencional, se disminuye la pérdida de energía por aparición de finos, se mejora la respuesta frente a la aparición de rocas excesivamente duras y se pueden ajustar los regímenes de trabajo debido a la regulación de la fuerza centrífuga y de la abertura de descarga.

A los materiales que son triturados con estos chancadores se les aplican fuerzas de cizallamiento en todas direcciones y las partículas se aplastan entre sí, lo que reduce el desgaste del revestimiento del equipo y por lo tanto disminuyen los costos de mantenimiento. No ocurren sobrecargas si algún objeto irrompible ingresa en la cámara o pasaje de trituración, no necesitan una gran infraestructura y son fáciles de fabricar e instalar.

La razón de reducción puede aumentar de 4 a 30, lo que significa que estos equipos pueden ser utilizados en chancado y molienda. El material es triturado sin que ocurra una sobremolienda, dado que las fuerzas pulsadas que se originan disminuyen de manera progresiva las fuerzas de los enlaces de interfase del material. Además, se puede llegar a reducir la energía requerida entre un 10 y un 35%.

Existen dos modelos que permiten obtener el consumo de energía de los chancadores del tipo KID-300. Uno se basa en la potencia instalada y el otro en la potencia RMS. La naturaleza de los modelos es solo informacional, sin embargo, para efectos prácticos se puede utilizar el modelo basado en la potencia RMS, siempre que se realicen pruebas adicionales para mejorarlo.

Con respecto a la distribución de tamaño, las variaciones de la frecuencia de rotación permiten aumentar los límites de la distribución. Al aumentar la frecuencia, se eleva el porcentaje de material fino, en cambio, al disminuir la frecuencia, aumenta el porcentaje de fracciones gruesas.

La tecnología vibroinercial se utiliza en diferentes procesos industriales, entre los que destacan la producción de arena y gravilla, la producción de cemento, pulvimetalurgia, procesamiento de chips, etc.

Se presentan dos procedimientos de operación que consideran los factores que gobiernan el funcionamiento de estos equipos, sin embargo, debido a la carencia de datos y a que no se tiene disponible un equipo de estas características, solo se propone un procedimiento simple que puede ser modificado y complementado en un estudio posterior.

Finalmente, se valida la hipótesis planteada en este trabajo, ya que la información disponible sí permite tener una visión global de esta tecnología. Sin embargo, es necesario tener acceso a un equipo de laboratorio para llevar a cabo experimentos y así obtener la información necesaria con la cual acotar los márgenes de dispersión de los modelos que existen en la actualidad.

## CAPÍTULO 8. BIBLIOGRAFÍA

- [1] C. R. D. Robles, «Evaluación de un cambio tecnológico para el procesamiento de minerales de alta dureza,» Universidad de Chile, Santiago de Chile, 2013.
- [2] T. Napier-Munn, «Coalition for Eco Efficient Comminution,» [En línea]. Available: [www.ceecthefuture.org](http://www.ceecthefuture.org).
- [3] S. Savov y P. Nedyalkov, «Layer Crushing in One Cone Inertial Crusher,» Sofía, Bulgaria, 2012.
- [4] E. Shishkin y S. Kasakov, «Application of vibratory-percussion crusher for disintegration of supertough materials,» IOP Publishing, St. Petersburg, Russia, 2017.
- [5] E. M. d. Perú, «Manual de Minería,» Lima, Perú.
- [6] D. d. I. Metalúrgica, «Procesamiento de minerales,» Universidad de Santiago de Chile, Santiago, Chile.
- [7] P. N. Donoso, «Conminución y Separación de Tamaños».
- [8] J. T. Quezada, «Fundamentos de la Conminución,» Universidad Arturo Prat, Ingeniería en Metalurgia Extractiva, Iquique, Chile.
- [9] E. V. Gaspar, «Proyecto para el incremento de capacidad de operación de la planta de beneficio, Compañía Minera La Negra, Maconí Querétaro,» Universidad Nacional Autónoma de México, Distrito Federal, México, 2013.
- [10] B. Wills y T. Napier, «Mineral processing technology,» Elsevier, New York, 2006.
- [11] A. Partridge, «Principles of comminution,» 1978.
- [12] A. Gupta y A. S. Yan, «Mineral Processing Design and Operation,» Elsevier, Amsterdam, The Netherlands, 2006.

- [13] C. D. B. Padilla, «Propagación de microfracturas en la conminución y métodos de caracterización,» Universidad de Concepción, Concepción, 2019.
- [14] F. Lewis, R. Bhappu y J. Coburn, «Comminution: A guide to size reduction system design.,» 1976.
- [15] F. Mcquiston y R. Shoemaker, «Primary crushing plant design,» AIMME, New York, 1978.
- [16] E. F. Yañez, «Procesamiento de minerales, Chancado y Harneado,» Universidad de Aconcagua, La Serena, 2017.
- [17] «Cromang Ingeniería,» [En línea]. Available: <http://www.cromangingenieria.com>.
- [18] W. L., «Processing responding to new demands. Engineering and Mining Journal,» 1976.
- [19] Sandvik, «Manual de mantenimiento Sandvik CH895,» Svedala, Sweden , 2015.
- [20] C. M. Evertsson, «Cone Crusher Performance,» Göteborg, Sweden, 2000.
- [21] P. Blazy, L. P. Zaragatsky, E. A. Jdid y M. Hamdadou, «Vibroinercial comminution - principles and performance,» St. Petersburg, Russia, 1993.
- [22] E. Shishkin y S. Kazakov, «Vibration cone crusher for disintegration of solid materials,» St. Petersburg, Russia, 2018.
- [23] F. Group, «A new concept in crushing/grinding technology,» Rue de Ticléni, Villeneuve, France, 2009.
- [24] S. Savov, P. Nedyalkov y I. Minin, «Crushing force theoretical examination in one cone inertial crusher,» Sofía, Bulgaria, 2015.
- [25] R. Mitrev y S. Savov, «A theoretical-experimental approach for elasto-damping parameters estimation of cone inertial crusher mounting,» Technical University, Mechanical Engineering Faculty, Sofía, Bulgaria, 2016.

- [26] S. Savov y P. Nedyalkov, «Particle size distributions of one cone inertial crusher (KID-300) products,» de Proceedings of the XV Balcan Mineral Processing Congress , Sofía, Bulgaria, 2013.
- [27] S. Savov y P. Nedyalkov, «Mathematical modeling and research of purpose function for relative power consumption per unit product in KID-300 operation,» Sofía, Bulgaria, 2015.
- [28] K.-C. Fan, «Vibrating cone crusher,» 2010.
- [29] J. Jiang, S. Liu y B. Wen, «Dynamic characteristics of vibrating cone crusher with dual exciters considering material effects,» Trans Tech Publications, Switzerland, 2014.
- [30] F. Lafita Babio y H. Mata Cortés, Vibraciones Mecánicas en Ingeniería, Madrid, España: INTA, 1964.
- [31] J. Taylor, «Rhodax Inertial Cone Grinder,» The South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, South Africa, 1998.
- [32] S. Vasilievich Sergeev y R. Zakirov, «Inertial rotary vibrational drives for crushers of brittle materials,» Chelyabinsk, Russia, 2012.
- [33] M. Lindqvist, C. Evertsson, T. Chenje y P. Radziszewski, «Influence of particle size on wear rate in compressive crushing,» 2006.
- [34] J. Jing, H. Qing-Kai, L. Chao-Feng, Y. Hong-Liang y L. Shu-Ying, «Nonlinear dynamics of a vibratory cone crusher with hysteretic force and clearances,» Shenyang, China, 2010.
- [35] S. Wolny, «Dynamic behaviour of a vibrating jaw crusher for disintegration of hard materials,» Kraków, Poland, 2013.
- [36] B. Chen, X. Xia y F. Zhang, «Design a new type inertia vibrating crusher,» 2014.
- [37] «Spurt Co. Ltd.,» [En línea]. Available: <https://spbspurt.com>.

[38] T. Kutakhov, Cotización equipos vibroinerciales, St. Petersburg, Russia, 2018.

## ANEXOS

### Anexo A

#### Consumo de energía

Este anexo contiene un resumen del procedimiento llevado a cabo por los investigadores búlgaros Simeon Savov y Petko Nedyalkov, en un chancador con vibración aplicada en el cono KID-300. Para realizar estos experimentos se seleccionan los siguientes valores para cada factor:

- **Ancho de abertura de descarga estática  $b$  [mm]:** Debido al riesgo que implica aumentar la amplitud de oscilación en el cono interno, este parámetro acepta los valores 4 [mm], 6 [mm] y 8 [mm].
- **Momento estático del vibrador desbalanceado  $S_{ucv}$  [Kg·m]:** Se utilizan los grados mínimo, promedio y máximo. Los valores utilizados son 0,095, 0,921 y 1,295 [Kg·m].
- **Frecuencia de rotación del vibrador desbalanceado  $f$  [s<sup>-1</sup>]:** Los valores utilizados, en función de las razones de transmisión (0,75; 1; 1,25; y 1,44) son 17,8; 24,7; 30,9 y 34,4 [s<sup>-1</sup>].
- **Tamaño del material de alimentación  $D_{av}$  [mm]:** Se usa un material con un promedio diferente de tamaño de partícula. El material fino tiene un promedio de tamaño de partícula de 8,575 [mm] y el tamaño grueso tiene un promedio de 16 [mm].

Los modelos obtenidos son los siguientes:

#### Modelo en base a la potencia instalada

$$W_i = -\frac{775,479}{f} + \frac{147,969}{b} + 138,645 \cdot 10^{-3} \frac{D_{av}}{S_{ucv}} + \frac{1,241}{f^2}$$

**Modelo en base a la potencia RMS**

$$W_e = 9,95611D_{av} - 371,94 \cdot 10^{-3}fS_{ucv} - 498,837 \cdot 10^{-3}b^2 - 448,342 \cdot 10^{-3}D_{av}^2$$

En la Tabla A.1 se presentan los factores gobernantes que son modificados durante los experimentos y los resultados para  $W_i$  y  $W_e$ .

**Tabla A.1. Resultados de los experimentos.**

Nº	$x_1$	$x_2$	$x_3$	$x_4$	$y$	
	$f$	$S_{ucv}$	$b$	$D_{av}$	$W_i$	$W_e$
	s <sup>-1</sup>	kg·m	mm	mm	kWh/t	kWh/t
1	17,82	1,295	4	16	33,477	28,275
2	17,75	1,295	6	16	12,003	10,104
3	17,70	1,295	8	8,575	7,524	5,612
4	17,80	0,921	4	8,575	42,673	36,314
5	17,73	0,921	8	16	9,918	8,444
6	17,83	0,095	6	8,575	46,081	38,653
7	17,85	0,095	8	16	0,000	0,000
8	24,48	0,921	7	16	15,700	14,451
9	24,50	0,921	6	16	15,358	-
10	24,52	0,921	6	16	15,364	-
11	24,52	0,921	6	16	14,940	-
12	24,52	0,921	6	16	13,828	-
13	24,53	0,921	6	16	13,849	-
14	24,53	0,921	6	16	13,852	-
15	24,55	0,921	6	8,575	12,391	-
16	24,78	0,095	4	8,575	38,361	-
17	24,78	0,095	6	16	32,739	-
18	24,78	0,095	8	16	27,511	-
19	24,38	1,295	6	8,575	12,022	-
20	24,40	1,295	8	8,575	10,222	-
21	24,57	1,295	4	16	32,749	-

22	30,90	0,095	4	8,575	31,758	-
23	30,90	0,095	4	16	33,399	-
24	30,93	0,095	6	16	27,605	-
25	30,92	0,095	8	8,575	17,647	-
26	30,48	0,921	4	16	17,094	-
27	30,37	0,921	6	16	15,941	17,442
28	30,03	0,921	8	8,575	17,300	19,141
29	30,22	1,295	4	8,575	15,249	-
30	30,05	1,295	6	8,575	14,627	-
31	29,97	1,295	6	16	13,560	-
32	29,85	1,295	8	16	14,691	-
33	35,92	0,095	4	5,575	47,149	-
34	35,87	0,095	4	16	76,627	51,441
35	35,95	0,095	6	16	28,604	24,474
36	35,98	0,095	8	8,575	17,722	15,471
37	35,17	0,921	4	16	20,259	15,832
38	34,42	1,290	6	16	17,923	17,069
39	33,72	1,290	8	8,575	16,768	11,754
40	34,35	1,290	4	8,575	20,604	18,808

## Análisis estadístico del modelo basado en la potencia instalada

Tabla A.2. Parámetros del modelo en base a la potencia instalada.

Parámetro	Estimado	Error estándar	Estadístico T	Valor P	
$1/x_1$	-775,479	288,810	-2,68502	0,0110	
$1/x_2$	147,969	26,2291	5,264139	0,0000	
$x_4/x_2$	0,138645	0,023049	6,01514	0,0000	
$1/x_1^2$	12.041,0	4.578,76	2,6976	0,0126	
Análisis de Probabilidades					
Fuente	Suma de cuadrados	Grados de libertad	Cuadrado medio	Razón F	Valor P

Modelo	24.860,5	4	6.125,12	92,59	0,0000
Residuo	2.349,27	35	67,1219		
Total	27.209,8	39			
<b>Análisis Estadístico</b>					
$R^2$			91,3661	%	
$R^2$ (ajustado por g. l.)			90,626	%	
Error estándar de estimación			8,1928		
Error medio absoluto			5,51968		
Estadístico de Durbin-Watson			1,96461		
Lag 1 residuo de auto correlación			0,0095459		

Los coeficientes de correlación de la Tabla A.2 ( $R^2$  y  $R^2$  ajustado) están dentro de los valores aceptables (90%). El valor del indicador de probabilidad de confianza (valor P) está bajo el valor crítico.

Se realizan diagramas tridimensionales de consumo de energía con variaciones en los factores gobernantes, los cuales se muestran a continuación.

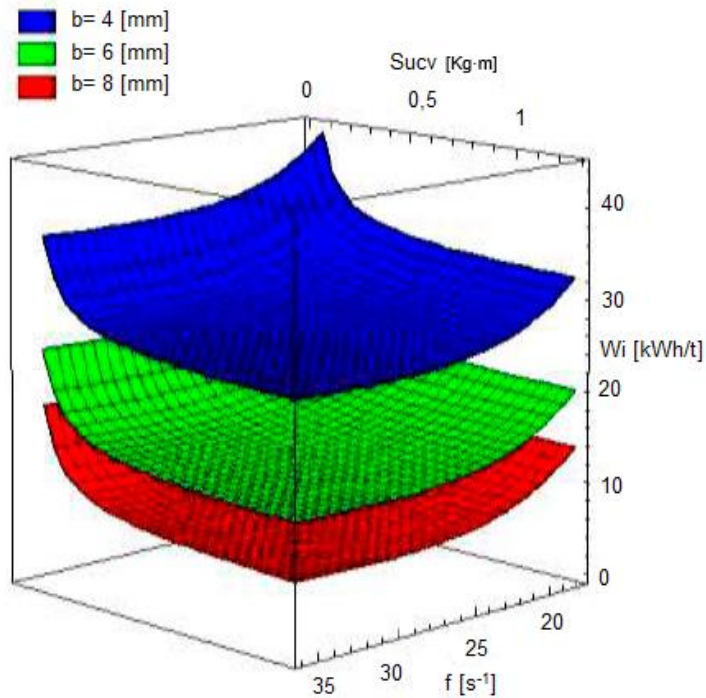


Figura A.1. Consumo relativo de potencia  $W_i$ , con  $D_{av} = 8,575$  [mm].

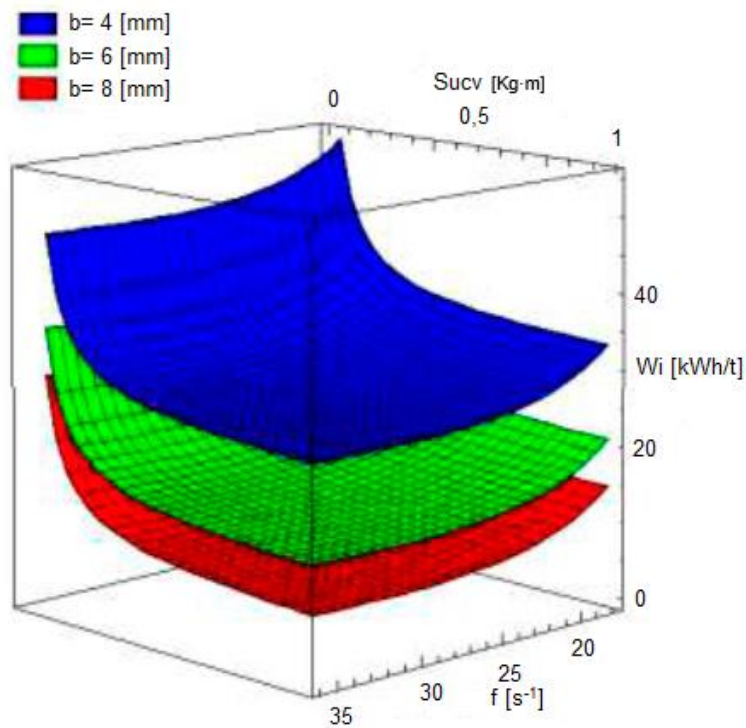
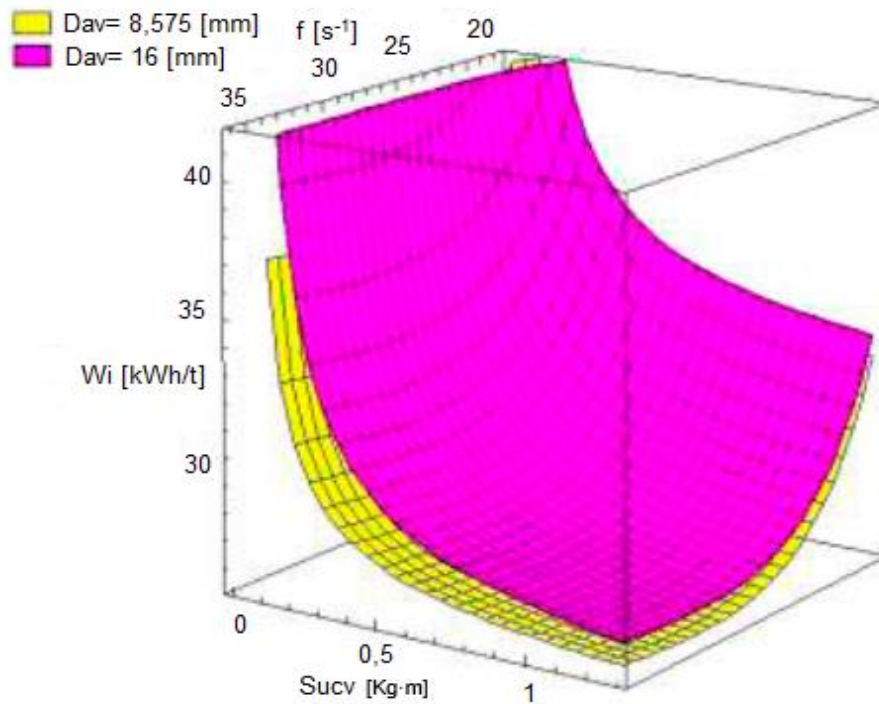
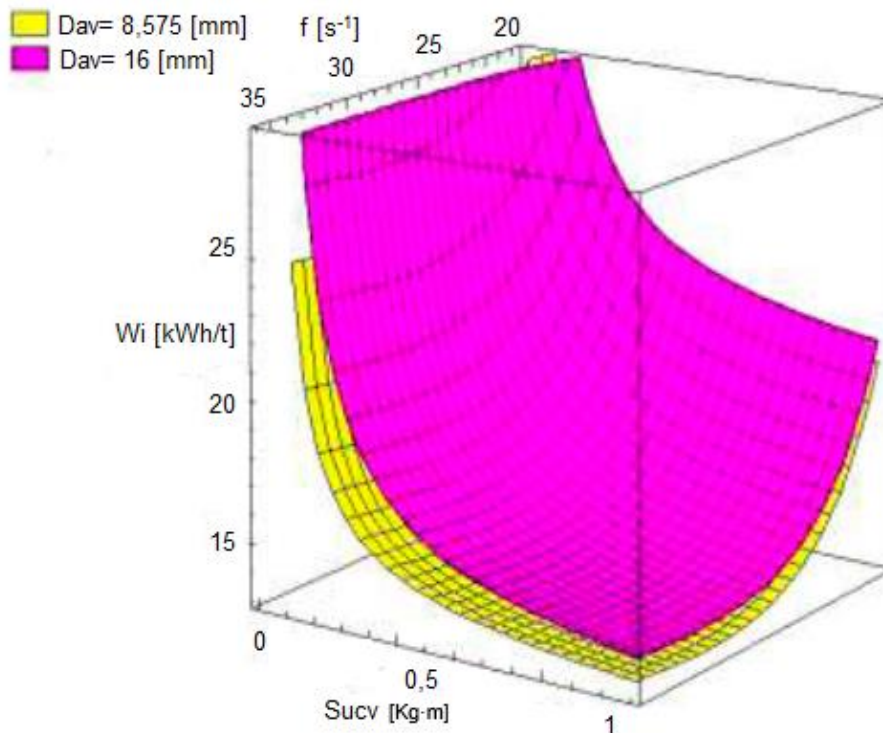


Figura A.2. Consumo relativo de potencia  $W_i$ , con  $D_{av} = 16$  [mm].



**Figura A.3. Consumo relativo de potencia  $W_i$ , con  $b= 4$  [mm].**



**Figura A.4. Consumo relativo de potencia  $W_i$ , con  $b= 6$  [mm].**

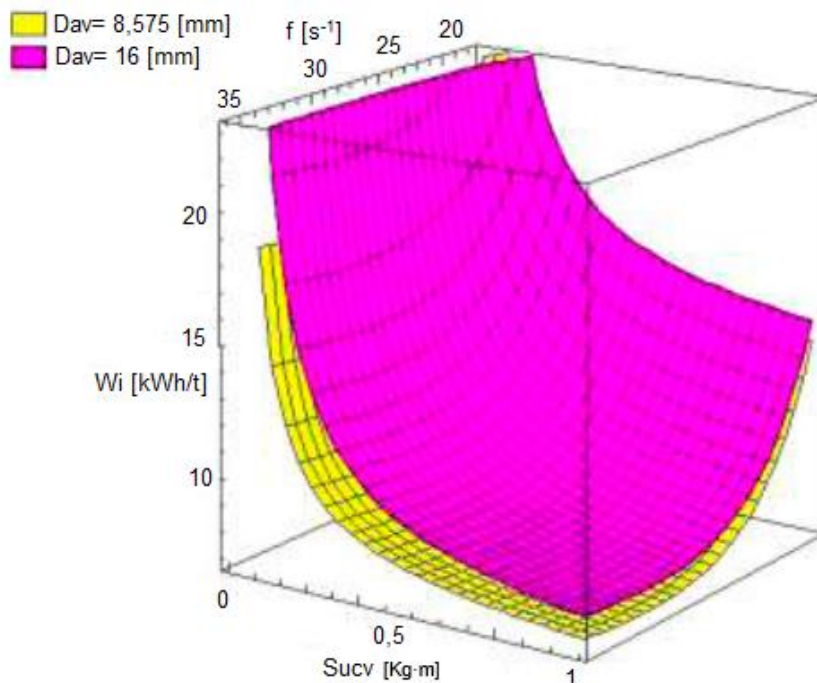


Figura A.5. Consumo relativo de potencia  $W_i$ , con  $b= 8$  [mm].

### Análisis estadístico del modelo basado en la potencia RMS

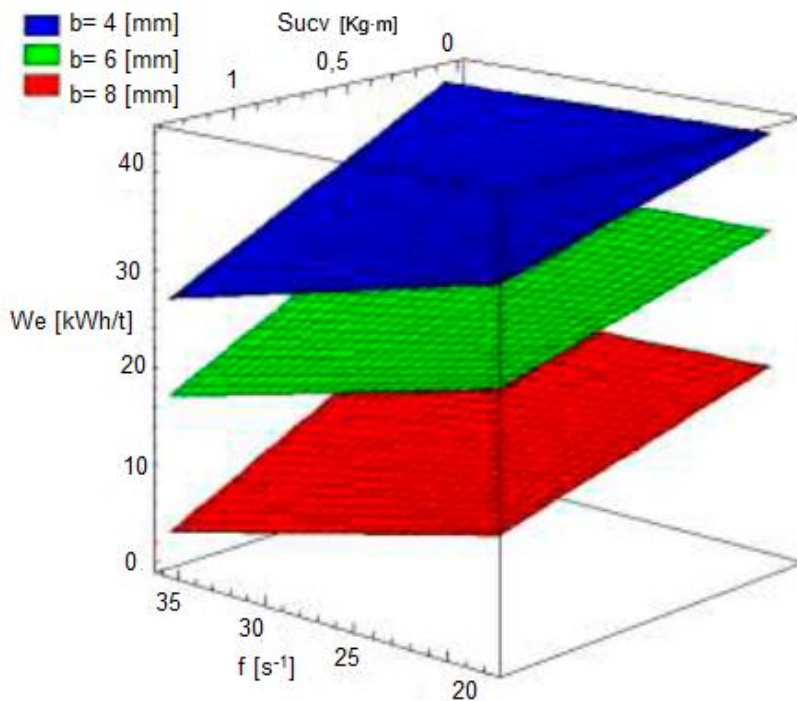
Tabla A.3. Parámetros del modelo en base a la potencia RMS.

Parámetro	Estimado	Error estándar	Estadístico T	Valor P	
$x_4$	9,95611	1,467	6,7867	0,0000	
$x_1x_2$	-0,37194	0,14232	-2,61341	0,0215	
$x_3^2$	-0,498837	0,107849	-4,62531	0,0005	
$x_4^2$	-0,448342	0,0779395	-5,75244	0,0001	
Análisis de Probabilidades					
Fuente	Suma de cuadrados	Grados de libertad	Cuadrado medio	Razón F	Valor P
Modelo	8.303,71	4	2.075,93	29,79	0,0000
Residuo	905,77	13	69,6746		
Total	9.209,48	17			
Análisis Estadístico					
R <sup>2</sup>			90,1648	%	

$R^2$ (ajustado por g. l.)	87,8951	%	
Error estándar de estimación	8,34713		
Error medio absoluto	5,95327		
Estadístico de Durbin-Watson	1,72867		
Lag 1 residuo de auto correlación	0,0895907		

Los coeficientes de correlación de la Tabla A.3 ( $R^2$  y  $R^2$  ajustado) y el valor del indicador de Fisher son bajos. El valor del indicador de probabilidad de confianza (valor P) está bajo el valor crítico.

Se realizan diagramas tridimensionales de consumo de energía con variaciones en los factores gobernantes, los cuales se muestran a continuación.



**Figura A.6. Consumo relativo de potencia  $W_e$ , con  $D_{av}= 8,575$  [mm].**

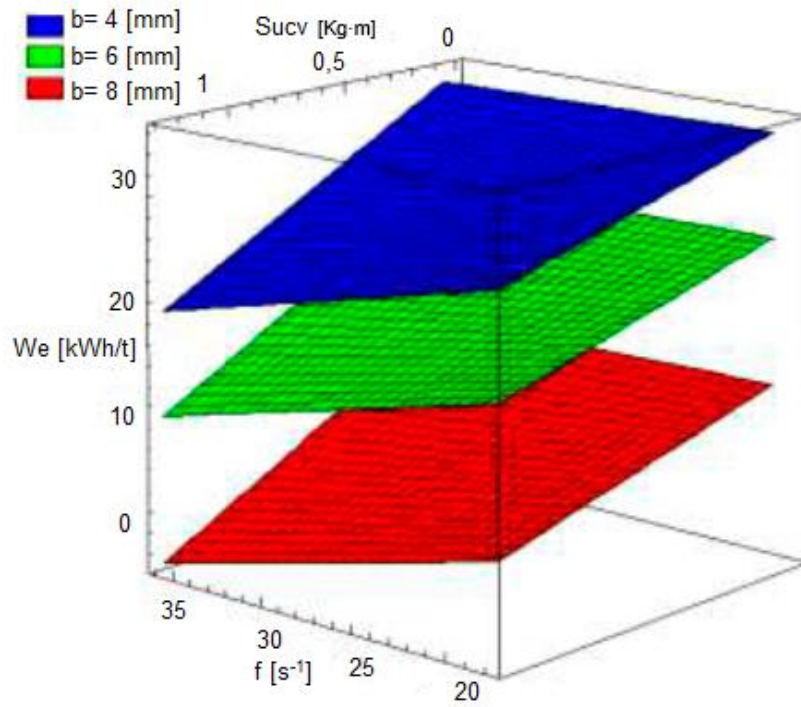


Figura A.7. Consumo relativo de potencia  $W_e$ , con  $D_{av}=16$  [mm].

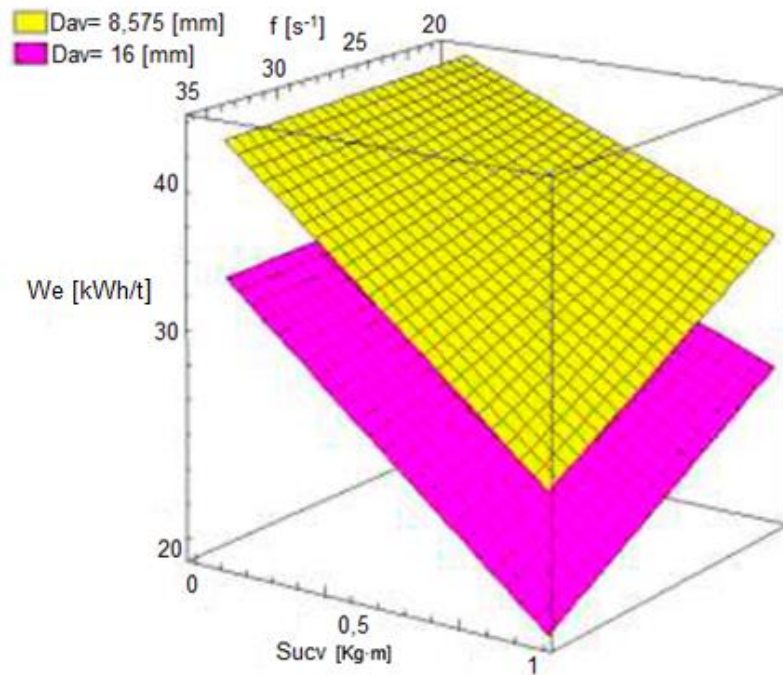


Figura A.8. Consumo relativo de potencia  $W_e$ , con  $b=4$  [mm].

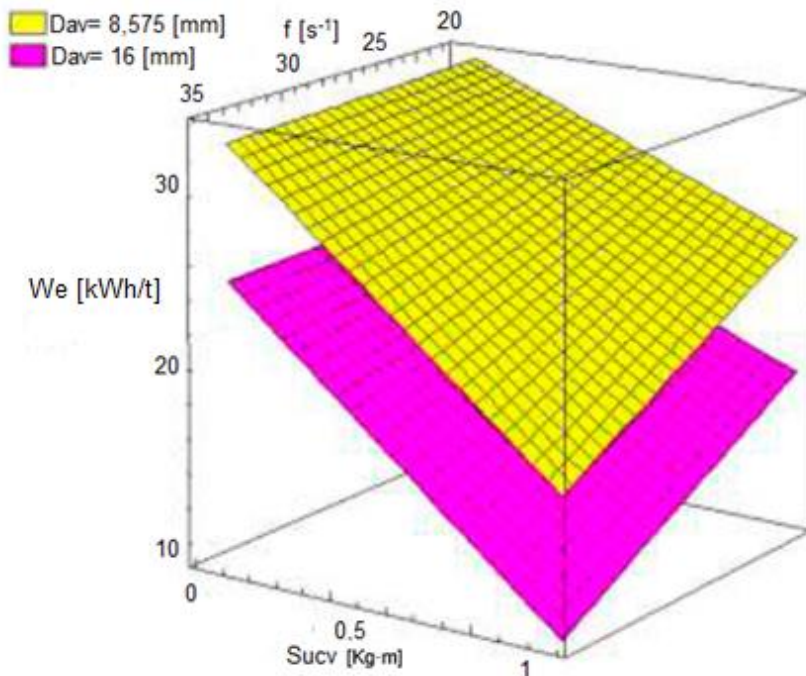


Figura A.9. Consumo relativo de potencia  $W_e$ , con  $b=6$  [mm].

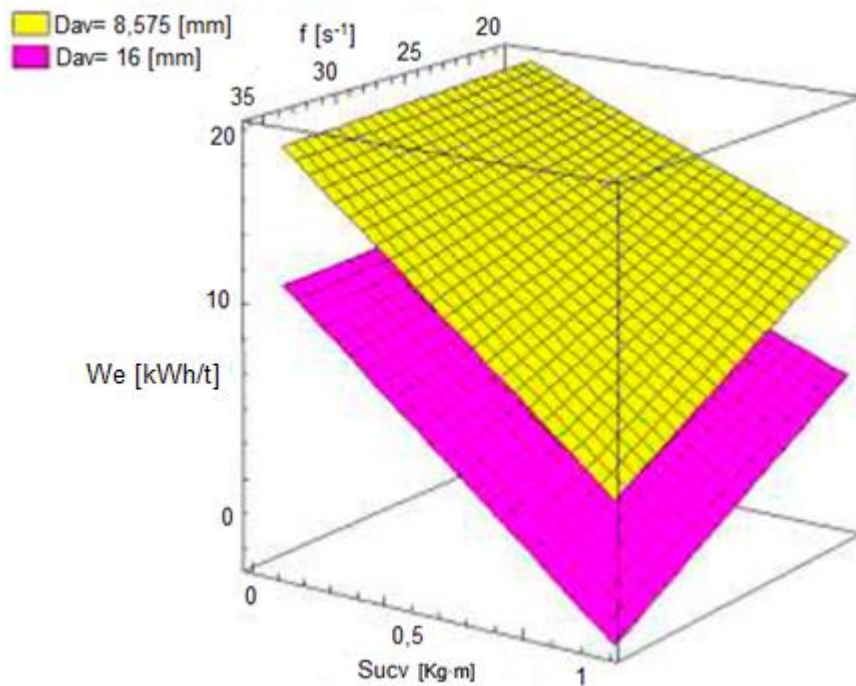


Figura A.10. Consumo relativo de potencia  $W_e$ , con  $b=8$  [mm].

## Anexo B

### Distribución de tamaño

Este anexo contiene un resumen del procedimiento llevado a cabo por los investigadores búlgaros Simeon Savov y Petko Nedyalkov, en un chancador con vibración aplicada en el cono KID-300. Para el desarrollo de las pruebas se consideran los siguientes valores para los parámetros de ajuste:

- **Frecuencia de rotación del vibrador desbalanceado  $n_d$** : Se utilizan valores de 0,75; 1; 1,25 y 1,44 [ $s^{-1}$ ]
- **Momento estático del vibrador desbalanceado  $S_d$** : Se considera un valor mínimo de 0,095, un valor medio de 0,921 y un valor alto de 1,295 [Kg·m].
- **Ancho de la abertura de descarga  $b$** : Se toman los valores 4, 6 y 8 [mm].
- **Tamaño de partícula del material de alimentación  $D_{av}$** : Se trabaja con materiales de los siguientes tamaños,  $D_{1av} = 8,575$  [mm] y  $D_{2av} = 16$  [mm].

El material es clasificado en tamices de malla cuadrada en dos clases de tamaño:

- Grueso: 20-12 [mm].
- Fino: 12-5,15 [mm].

Las aberturas de los tamices para cada fracción de material son las siguientes:

- 20; 18; 16,5; 12 y 9,5 [mm] para la fracción gruesa de material.
- 12; 10; 9,5; 8,5; 6 y 5 [mm] para la fracción fina de material.
- 5; 2; 1,6; 1; 0,8; 0,5; 0,25; 0,16; 0,125 y 0,09 [mm] para el producto.

El valor medio de cada fracción de tamaño de la alimentación se calcula como un promedio de las dimensiones de la abertura de los tamices, como se muestra a continuación:

$$D_{av} = \frac{d_i + d_{i+1}}{2}$$

Donde:

$D_{av}$ : Valor medio de cada fracción de tamaño.

$d_i$ : Tamaño de la abertura del tamiz  $i$ , [mm].

La razón de reducción para cada operación se obtiene con las ecuaciones:

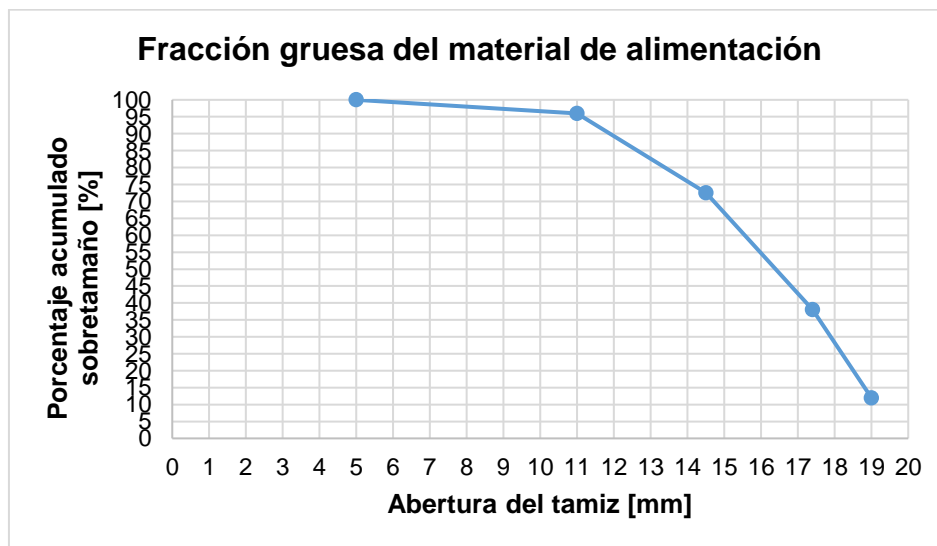
$$R_{av} = \frac{D_{av}}{d_{av}} \qquad d_{av} = \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_i \cdot d_{avi}}{\sum_{i=1}^n \gamma_i}$$

Donde:

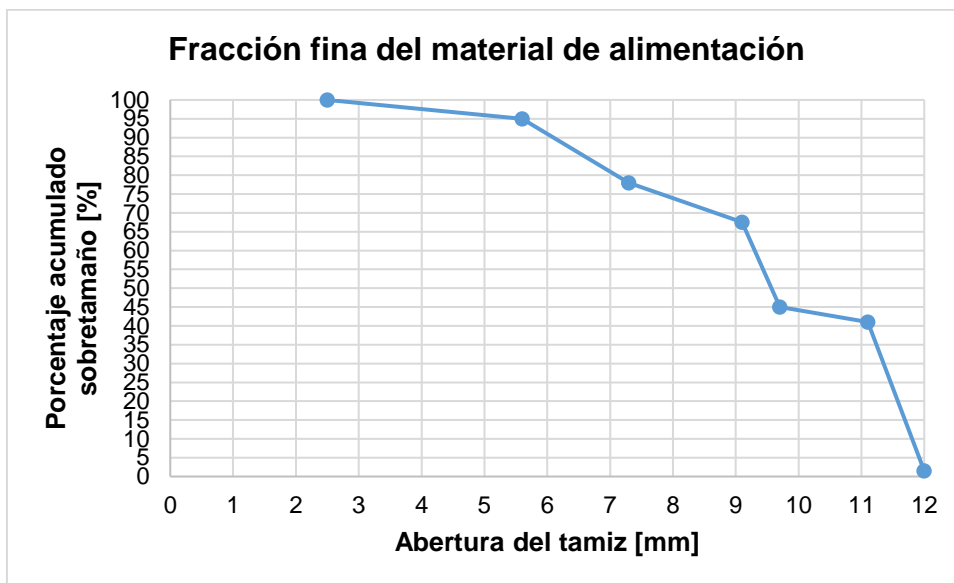
$d_{avi}$ : Tamaño promedio de la fracción  $i$  obtenida, [mm].

$\gamma_i$ : El porcentaje de tamaño de material de la fracción  $i$ , [%].

La Figura B.1 y Figura B.2 muestran la distribución de tamaño de los residuos del material de alimentación en el tamiz.



**Figura B.1. Función de distribución de tamaño acumulativa de la fracción gruesa del material.**



**Figura B.2. Función de distribución de tamaño acumulativa de la fracción fina del material.**

Los parámetros del proceso se dividen en cuatro grupos de acuerdo a la relación de transmisión de la correa del motor. El diámetro promedio de cada producto se obtiene con la Ecuación (4.9).

A continuación, se muestran las tablas con los resultados de los experimentos, considerando una relación de transmisión de la correa de 0,75.

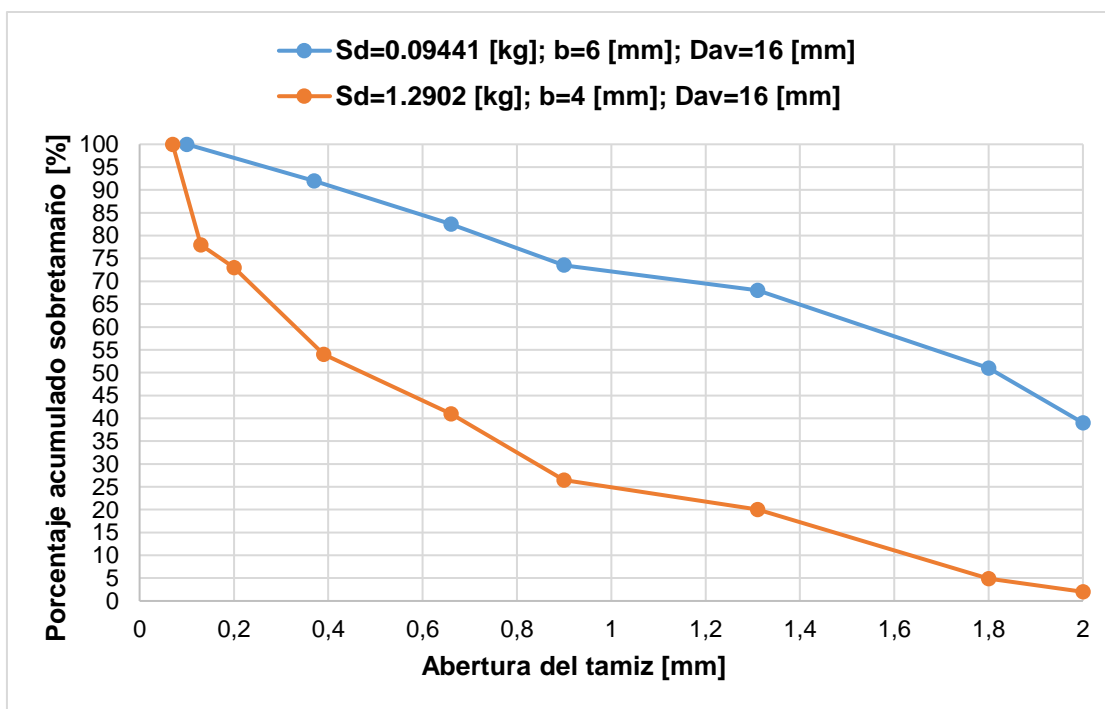
**Tabla B.1.  $i=0,75$ ,  $S_d=0,09441$  [Kg·m],  $b= 6$  [mm],  $D_{av}=8,575$  [mm].**

$d_{avi}$ [mm]	Fracción de tamaño		Acumulado [%]	
	Peso [g]	Peso [%]	Sobretamaño	Bajotamaño
2	136,96	39,34	39,34	100
1,8	40,92	11,75	51,1	60,66
1,3	58,9	16,92	68,02	48,9
0,9	18,46	5,3	73,32	31,98
0,65	31,48	9,04	82,36	26,68
0,33	33,79	9,71	92,07	17,64
0,08	27,61	7,93	100	7,93

**Tabla B.2.  $i=0,75$ ,  $S_d=1,2902$  [Kg·m],  $b= 8$  [mm],  $D_{av}=16$  [mm].**

$d_{avi}$ [mm]	Fracción de tamaño		Acumulado [%]	
	Peso [g]	Peso [%]	Sobretamaño	Bajotamaño
2	5,04	1,51	1,51	100
1,8	10,08	3,03	4,54	98,49
1,3	51,39	15,45	19,99	95,46
0,9	20,2	6,07	26,06	80,01
0,65	49,11	14,76	40,82	73,94
0,375	44,2	13,29	54,11	59,18
0,1875	62,56	18,8	72,91	45,89
0,1075	16,61	4,99	77,91	27,09
0,045	73,5	22,09	100	22,09

La Figura B.3 muestra la distribución de tamaño acumulada para una relación de transmisión de 0,75.



**Figura B.3. Distribución de tamaño del producto, con  $i= 0,75$ .**

A continuación, se muestran las tablas con los resultados de los experimentos, considerando una relación de transmisión de la correa de 1.

**Tabla B.3.  $i=1$ ,  $S_d=0,09441$  [Kg·m],  $b=8$  [mm],  $D_{av}=16$  [mm].**

$d_{avi}$ [mm]	Fracción de tamaño		Acumulado [%]	
	Peso [g]	Peso [%]	Sobretamaño	Bajotamaño
5	70,46	21,41	21,41	100
3,5	113,31	34,43	55,83	78,59
1,8	26,7	8,11	63,94	44,17
1,3	42,16	12,81	76,75	36,06
0,9	12,9	3,92	80,67	23,25
0,65	21,87	6,64	87,32	19,33
0,375	14,45	4,39	91,71	12,68
0,205	7,79	2,37	94,07	8,29
0,08	19,51	5,93	100	5,93

**Tabla B.4.  $i=1$ ,  $S_d=1,2902$  [Kg·m],  $b=4$  [mm],  $D_{av}=16$  [mm].**

$d_{avi}$ [mm]	Fracción de tamaño		Acumulado [%]	
	Peso [g]	Peso [%]	Sobretamaño	Bajotamaño
1,3	37,24	11,91	11,91	100
0,9	16,41	5,25	17,15	88,09
0,65	43,55	13,93	31,08	82,85
0,375	43,95	14,05	45,13	68,92
0,1875	56,39	18,03	63,16	54,87
0,1075	67,79	21,68	84,84	36,84
0,0825	16,67	5,33	90,17	15,16
0,0375	30,74	9,83	100	9,83

La Figura B.4 muestra la distribución de tamaño acumulada para una relación de transmisión de 1.

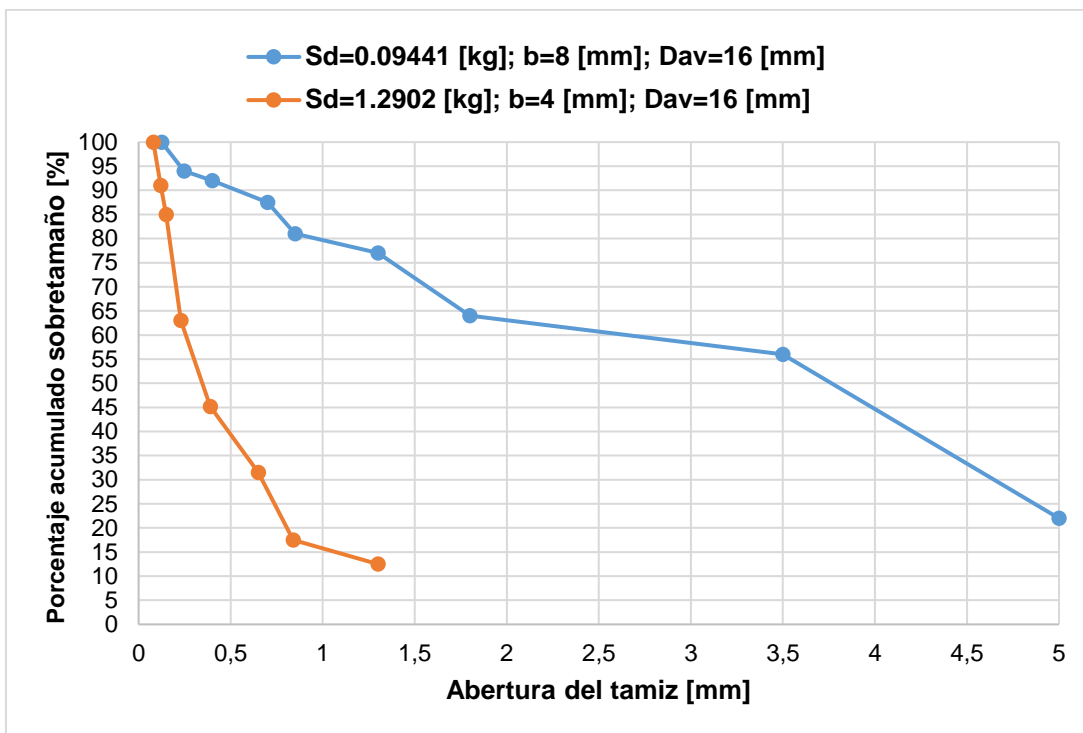


Figura B.4. Distribución de tamaño del producto, con  $i= 1$ .

A continuación, se muestran las tablas con los resultados de los experimentos, considerando una relación de transmisión de la correa de 1,25.

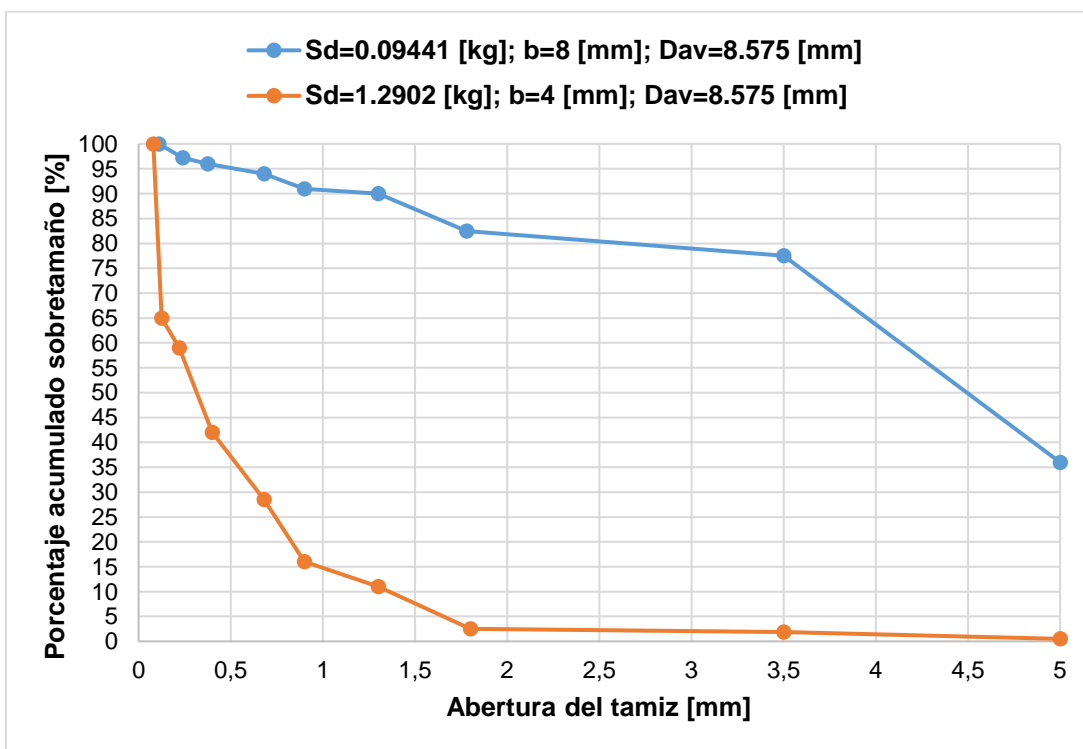
Tabla B.5.  $i=1,25$ ,  $S_d=0,09441$  [Kg·m],  $b= 8$  [mm],  $D_{av}=8,575$  [mm].

$d_{avi}$ [mm]	Fracción de tamaño		Acumulado [%]	
	Peso [g]	Peso [%]	Sobretamaño	Bajotamaño
5	101,53	35,74	35,74	100
3,5	117,76	41,45	77,2	64,26
1,8	15,76	5,55	82,74	22,8
1,3	20,12	7,08	89,83	17,26
0,9	4,66	1,64	91,47	10,17
0,65	8,68	3,06	94,52	8,53
0,375	5,21	1,83	96,36	5,48
0,205	2,78	0,98	97,34	3,64
0,08	7,57	2,66	100	2,66

**Tabla B.6.  $i=1,25$ ,  $S_d=1,2902$  [Kg·m],  $b= 4$  [mm],  $D_{av}=8,575$  [mm].**

$d_{avi}$ [mm]	Fracción de tamaño		Acumulado [%]	
	Peso [g]	Peso [%]	Sobretamaño	Bajotamaño
5	0,86	0,29	0,29	100
3,5	2,71	0,93	1,22	99,71
1,8	1,72	0,59	1,81	98,78
1,3	24,8	8,5	10,31	98,19
0,9	15	5,14	15,45	89,69
0,65	37,86	12,98	28,43	84,55
0,375	37,9	12,99	41,42	71,57
0,1875	51,71	17,72	59,14	58,58
0,1075	17,18	5,89	65,03	40,86
0,045	102,04	34,97	100	34,97

La Figura B.5 muestra la distribución de tamaño acumulada para una relación de transmisión de 1,25.



**Figura B.5. Distribución de tamaño del producto, con  $i= 1,25$ .**

A continuación, se muestran las tablas con los resultados de los experimentos, considerando una relación de transmisión de la correa de 1,44.

**Tabla B.7.  $i=1,44$ ,  $S_d=0,09441$  [Kg·m],  $b= 8$  [mm],  $D_{av}=8,575$  [mm].**

$d_{avi}$ [mm]	Fracción de tamaño		Acumulado [%]	
	Peso [g]	Peso [%]	Sobretamaño	Bajotamaño
5	65,03	19,64	19,64	100
3,5	138,5	41,83	61,47	80,36
1,8	22,76	6,87	68,35	38,53
1,3	31,04	9,38	77,72	31,65
0,9	11,52	3,48	81,2	22,28
0,65	21,74	6,57	87,77	18,8
0,33	21,47	6,48	94,25	12,23
0,08	19,03	5,75	100	5,75

**Tabla B.8.  $i=1,44$ ,  $S_d=0,9214$  [Kg·m],  $b= 4$  [mm],  $D_{av}=16$  [mm].**

$d_{avi}$ [mm]	Fracción de tamaño		Acumulado [%]	
	Peso [g]	Peso [%]	Sobretamaño	Bajotamaño
1,8	3,25	1,11	1,11	100
1,3	11,86	4,06	5,18	98,89
0,9	14,14	4,84	10,02	94,82
0,65	38,07	13,04	23,06	89,98
0,375	33,28	11,4	34,47	76,94
0,1875	51,73	17,72	52,19	65,53
0,1075	35,48	12,16	64,34	47,81
0,045	104,08	35,66	100	35,66

La Figura B.6 muestra la distribución de tamaño acumulada para una relación de transmisión de 1,44.

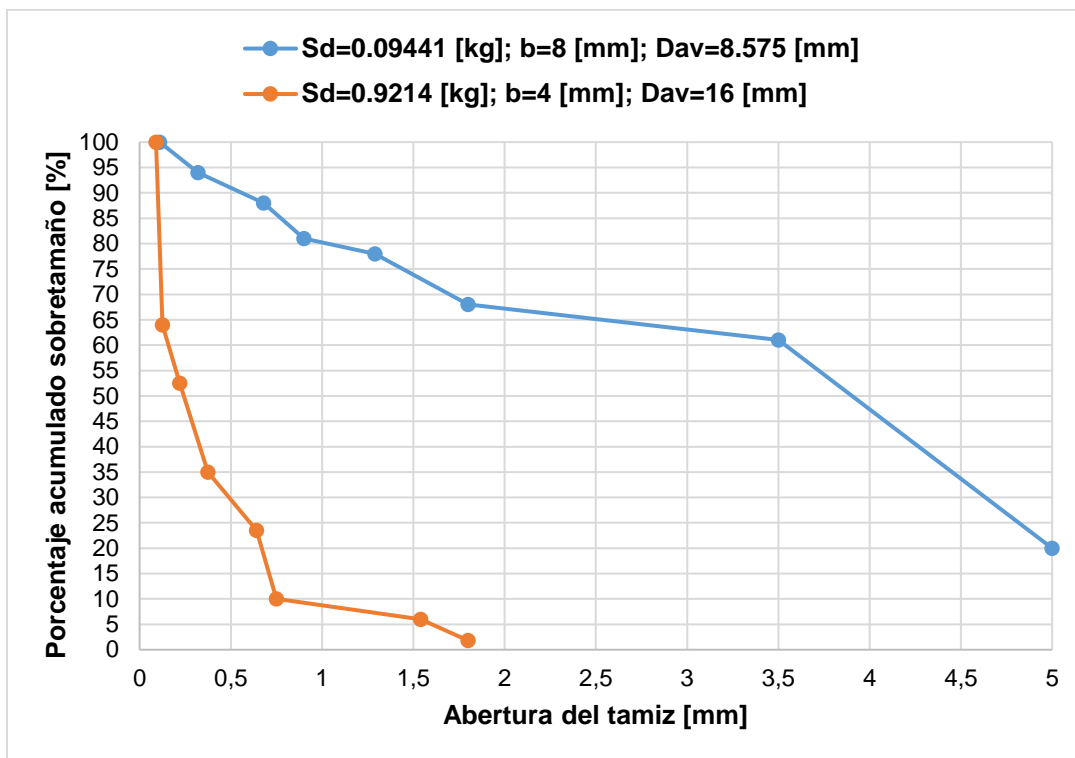


Figura B.6. Distribución de tamaño del producto, con  $i= 1,44$ .

### Razón de reducción

Las razones de reducción promedio mostradas en la Tabla B.9 se calculan con la Ecuación (4.10). Los tamaños promedio de la alimentación y del producto se obtienen con las Ecuaciones (4.9) y (4.11).

Tabla B.9. Razón de reducción.

Test N°	D <sub>av</sub> [mm]	d <sub>av</sub> [mm]	R <sub>av</sub>
1	16	0,538	29,73
2	16	0,614	26,06
3	8,575	0,644	13,31
4	8,575	0,635	13,51
5	16	0,808	19,81
6	8,575	2,15	3,99
7	16	0,00	0,00
8	16	0,442	36,23
9	16	0,414	38,69
10	16	0,451	35,51

11	16	0,506	31,6
12	16	0,426	37,52
13	16	0,448	35,71
14	16	0,45	35,57
15	8,575	0,485	17,69
16	8,575	1,251	6,84
17	16	1,992	8,03
18	16	3,013	5,31
19	8,575	0,46	18,64
20	8,575	0,46	18,62
21	16	0,41	38,98
22	8,575	1,371	6,25
23	16	1,295	12,35
24	16	2,317	6,91
25	8,575	4,012	2,14
26	16	0,47	34,04
27	16	0,494	32,38
28	8,575	0,537	15,98
29	8,575	0,403	21,28
30	8,575	0,500	17,13
31	16	0,469	34,08
32	16	0,434	36,86
33	8,575	0,992	8,64
34	16	1,047	15,28
35	16	2,16	7,41
36	8,575	3,086	2,78
37	16	0,306	52,23
38	16	0,344	46,53
39	8,575	0,577	14,87
40	8,575	0,414	20,7