

## **REDUCCION DE TAMAÑO**

El término *reducción de tamaño* se aplica a todas las formas en las que las partículas de sólidos se pueden cortar o romper en piezas más pequeñas. En los procesos industriales la reducción de tamaño de sólidos se lleva a cabo por distintos métodos y con fines diferentes. Las grandes piedras de un mineral **crudo** se desintegran hasta un tamaño manejable; los productos químicos sintéticos se muelen hasta polvo y las láminas de plástico se cortan en cubos o rombos. Los productos comerciales con frecuencia han de cumplir rigurosas especificaciones con respecto al tamaño y, a veces, con respecto a la forma de las partículas. La reducción de partículas aumenta también la reactividad de los sólidos, permite la separación por métodos mecánicos de ingredientes no deseados y reduce el tamaño de un material fibroso para su más fácil tratamiento.

Los sólidos pueden romperse de muy diferentes formas, pero solamente cuatro de ellas se utilizan habitualmente en los equipos de reducción de tamaño: (1) compresión, (2) impacto, (3) frotación o rozamiento, y (4) corte. Un cascanueces, un martillo, una lima y unas tijeras constituyen ejemplos de los cuatro tipos de acción. De una forma general, la compresión se utiliza para la reducción gruesa de sólidos duros, dando lugar a relativamente pocos finos; el impacto genera productos gruesos, medios o tinos; la frotación conduce a productos muy tinos a partir de materiales blandos no abrasivos. El corte da lugar a un tamaño definido de partícula, y a veces también de forma, con muy pocos o nada de finos.

### **FUNDAMENTOS DE LA DESINTEGRACION MECANICA DE SOLIDOS**

**Criterios de la desintegración mecánica.** La desintegración mecánica es un término genérico de reducción de tamaño. Las quebrantadoras y los molinos son tipos de equipos de desintegración. Una quebrantadora o molino ideal debieran (1) tener una gran capacidad, (2) requerir poco consumo de energía por unidad de producto, y (3) dar lugar a un producto de un único **tamaño**, o distribución de tamaños, que se desee. El método habitual para estudiar el comportamiento del

equipo de proceso es establecer una operación ideal como patrón y comparar las características del equipo real con las de la unidad ideal, observando la diferencia entre ambas. Cuando se aplica este método al equipo de desintegración y molienda, las diferencias entre la unidad ideal y la real son muy grandes y, a pesar de los amplios estudios realizados, no se han aclarado totalmente las deficiencias. Por otra parte, se han desarrollado correlaciones empíricas útiles para predecir el comportamiento del equipo a partir de la incompleta teoría disponible.

Las capacidades de las máquinas de desintegración se tratarán al describir los distintos tipos de equipos. Sin embargo, los aspectos fundamentales de la forma y tamaño del producto, así como el consumo de energía, son comunes a la mayor parte de las máquinas y se pueden considerar de una forma más general.

**Características de los productos triturados.** El objetivo de la trituración y molienda es producir pequeñas partículas a partir de otras más grandes. Las partículas más pequeñas son deseables por su gran superficie o bien por su forma, tamaño y número. Una medida de la eficacia de la operación se basa en la energía que se requiere para crear nueva superficie, ya que, como se ha visto en el Capítulo 26, el área superficial de una unidad de masa de partículas aumenta mucho cuando las partículas disminuyen de tamaño.

Contrariamente a un triturador o molino ideal, una unidad real no da lugar a un producto uniforme, con independencia de que la alimentación sea o no de tamaño uniforme. El producto siempre consta de una mezcla de partículas, con tamaño variable desde un máximo definido hasta un mínimo submicroscópico. Algunas máquinas, especialmente en el caso de molinos, están diseñadas para controlar el tamaño de las partículas más grandes en sus productos, pero en cambio las más finas no están bajo control. En algunos tipos de molinos los tinos se reducen a un mínimo, pero no se eliminan totalmente. Si la alimentación es homogénea, tanto por lo que se refiere al tamaño de las partículas como a su estructura física y química, las formas de las distintas partículas de los productos pueden ser bastante uniformes; en caso contrario, las proporciones de los granos en los distintos tamaños de un solo producto pueden variar considerablemente.

La relación de diámetros entre las partículas más grandes y más pequeñas en un material triturado es del orden de  $10^4$ . Debido a esta enorme variación de tamaños de las partículas individuales, las relaciones que son adecuadas para tamaños uniformes han de modificarse cuando se aplican a tales mezclas. Por ejemplo, el término «tamaño medio» carece de sentido mientras no se defina el método utilizado para promediar y, tal como se trata en el Capítulo 26, se pueden calcular varios tamaños medios diferentes.

Excepto que sean alisadas por abrasión después de la trituración, las partículas trituradas se parecen a poliedros, con caras casi planas y bordes y picos escarpados. Las partículas pueden ser compactas, con longitud, anchura y espesor aproximadamente iguales, o bien tener forma de láminas o agujas. Para granos compactos, la dimensión mayor, o diámetro aparente, generalmente se toma para caracterizar el tamaño de la partícula. Para partículas con forma de láminas o agujas, deberán especificarse dos dimensiones para caracterizar su tamaño.

**Requerimientos de energía y potencia en la desintegración<sup>4</sup>.** El coste energético es el de mayor importancia en trituración y molienda, de forma que los factores que controlan este coste son de gran interés. Durante la reducción de tamaño, las partículas del material de alimentación son primeramente distorsionadas y forzadas. El trabajo necesario para forzarlas se almacena temporalmente en el sólido como energía mecánica de tensión, de la misma forma que la energía mecánica se puede almacenar en un muelle. Al aplicar una fuerza adicional a las partículas tensionadas, éstas se distorsionan más allá de su resistencia final y bruscamente se rompen en fragmentos, generándose nuevas superficies. Puesto que una unidad de área de sólido posee una cantidad definida de energía superficial, la creación de nuevas superficies requiere un trabajo, que es suministrado por la liberación de energía de tensión cuando la partícula se rompe. De acuerdo con el principio de conservación de la energía, toda la energía en exceso sobre la energía de la nueva superficie creada ha de aparecer en forma de calor.

**Eficacia de la desintegración.** La relación entre la energía superficial creada por la desintegración mecánica y la energía absorbida por el sólido es la eficacia de desintegración  $\eta_c$ . Si  $e_s$  es la energía superficial por unidad de área, en pies por libra fuerza por pie cuadrado, y  $A_{wb}$  y  $A_{wa}$  son las áreas por unidad de masa de producto y de alimentación, respectivamente, la energía absorbida por una unidad de masa de material  $W_n$  es

$$W_n = \frac{e_s(A_{wb} - A_{wa})}{\eta_c} \quad (27.1)$$

La energía superficial creada por fractura es pequeña en comparación con la energía mecánica total almacenada en el material en el momento de la ruptura, y la mayor parte de esta última se convierte en calor. Por tanto, las eficacias de trituración son bajas. Se han medido experimentalmente estimando  $e_s$  a partir de teorías del estado sólido, midiendo  $W_n$ ,  $A_{wb}$  y  $A_{wa}$ , y sustituyendo en la Ecuación (27.1). La precisión del cálculo es mala, principalmente debido a las incertidumbres en el cálculo de  $e_s$ , pero los resultados indican que las eficacias de trituración están comprendidas en el intervalo de 0,06 a 1 por 100<sup>7a</sup>.

La energía absorbida por el sólido  $W_n$  es menor que la comunicada por la máquina. Parte de la entrada total de energía  $W$  se utiliza para vencer la fricción en los cojinetes y otras partes móviles, y el resto queda disponible para trituración. La relación entre la energía absorbida y la entrada de energía es la eficacia mecánica,  $\eta_m$ . Por tanto, si  $W$  es la entrada de energía,

$$W = \frac{W_n}{\eta_m} = \frac{e_s(A_{wb} - A_{wa})}{\eta_m \eta_c} \quad (27.2)$$

Si  $\dot{m}$  es la velocidad de alimentación, la potencia consumida por la máquina es

$$P = W\dot{m} = \frac{\dot{m}e_s(A_{wb} - A_{wa})}{\eta_c \eta_m} \quad (27.3)$$

Calculando  $A_{wb}$  y  $A_{wa}$  a partir de la Ecuación (26.5) y sustituyendo en la Ecuación (27.3), se obtiene

$$P = \frac{6\dot{m}e_s}{\eta_c \eta_m \rho_p} \left( \frac{1}{\Phi_b \bar{D}_{sb}} - \frac{1}{\Phi_a \bar{D}_{sa}} \right) \tag{27.4}$$

donde  $\bar{D}_{sa}$ ,  $\bar{D}_{sb}$  = diámetro/medio volumen-superficie de la alimentación y el producto, respectivamente

$\Phi_a$ ,  $\Phi_b$  = esfericidad de la alimentación y el producto, respectivamente

$\rho_p$  = densidad de la partícula

**Relaciones empíricas: leyes de Rittinger y de Kick.** La ley de desintegración propuesta por Rittinger en 1867 establece que el trabajo que se requiere para la desintegración es proporcional a la nueva superficie creada. Esta «ley», que realmente no es más que una hipótesis, es equivalente a establecer que la eficacia de desintegración  $\eta_c$  es constante y, para una máquina y material de alimentación dados, es independiente de los tamaños de la alimentación y del producto<sup>5</sup>. Si las esfericidades  $\Phi_a$  y  $\Phi_b$  son iguales y la eficacia mecánica es constante, las distintas constantes de la Ecuación (27.4) se pueden reunir en una sola  $K_r$  y expresar la ley de Rittinger en la siguiente forma

$$\frac{P}{\dot{m}} K_r \left( \frac{1}{\bar{D}_{sb}} - \frac{1}{\bar{D}_{sa}} \right) \tag{27.5}$$

En 1885 Kick propuso otra «ley», basada en el análisis de esfuerzos de la deformación plástica dentro del límite de elasticidad, y establece que el trabajo que se requiere para triturar una masa dada de material es constante para la misma relación de reducción, o sea, la relación entre el tamaño inicial de las partículas y el tamaño final de las mismas. Esto conduce a la expresión

$$\frac{P}{\dot{m}} = K_k \ln \frac{\bar{D}_{sa}}{\bar{D}_{sb}} \tag{27.6}$$

donde  $K_k$  es una constante.

Una relación generalizada para ambos casos es la ecuación diferencial

$$d\left(\frac{P}{\dot{m}}\right) = -\frac{K d\bar{D}_s}{\bar{D}_s^n} \tag{27.7}$$

La resolución de la Ecuación (27.7) para  $n = 1$  y  $2$  conduce a las leyes de Kick y Rittinger, respectivamente.

Tanto la ley de Kick como la de Rittinger han demostrado ser aplicables para rangos muy limitados de tamaños de partícula;  $K_k$  y  $K_r$  se determinan experimentalmente en ensayos con la máquina y materiales que se utilizan en la realidad.

Por tanto, la utilidad de estas leyes es limitada y su interés es más bien de carácter histórico.

**Ley de Bond e índice de trabajo.** Un método algo más realista para estimar la energía necesaria para la trituración y molienda fue propuesta por Bond<sup>3</sup> en 1952. Bond postuló que el trabajo que se requiere para formar partículas de un tamaño  $D_p$  a partir de una alimentación muy grande es proporcional a la raíz cuadrada de la relación superficie a volumen del producto,  $s_p/v_p$ . Según la Ecuación (26.1),  $s_p/v_p = 6/\Phi_s D_p$ , de donde se deduce que

$$\frac{P}{\dot{m}} = \frac{K_b}{\sqrt{D_p}} \quad (27.8)$$

siendo  $K_b$  una constante que depende del tipo de máquina y del material que se tritura. Esto es equivalente a la solución de la Ecuación (27.7) para  $n = 1,5$  y una alimentación de tamaño infinito. Para utilizar la Ecuación (27.8) se define un **índice** de trabajo  $W_i$ , como la energía total, en kilovatios-hora por 2000 libras de alimentación, que se necesita para reducir una alimentación muy grande hasta un tamaño tal que el 80 por 100 del producto pase a través de un tamiz de 100  $\mu\text{m}$ . Esta definición conduce a una relación entre  $K_b$  y  $W_i$ . Si  $D_p$  está en milímetros,  $P$  en kilovatios y  $\dot{m}$  en toneladas (2000 lb) por hora,

$$K_b = \sqrt{100 \times 10^{-3}} W_i = 0,3162 W_i \quad (27.9)$$

Si el 80 por 100 de la alimentación pasa a través de un tamaño de malla de  $D_{pa}$  mm y el 80 por 100 del producto a través de un tamaño de malla de  $D_{pb}$  mm, a partir de las Ecuaciones (27.8) y (27.9) se deduce que

$$\frac{P}{\dot{m}} = 0,3162 W_i \left( \frac{1}{\sqrt{D_{pb}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{pa}}} \right) \quad (27.10)$$

El **índice** de trabajo incluye la fricción en el triturador, y la potencia dada por la Ecuación (27.10) es potencia bruta.

En la Tabla 27.1 se presentan **índices** de trabajo típicos para algunos materiales comunes. Estos datos no varían demasiado para diferentes máquinas del mismo tipo general y son aplicables a la trituración seca o a la molienda húmeda. Para molienda seca, la potencia calculada a partir de la Ecuación (27.10) se multiplica por 4/3.

**Ejemplo 27.1.** ¿Cuál es la potencia necesaria para triturar 100 ton/h de piedra caliza, si el 80 por 100 de la alimentación pasa a través de un tamiz de 2 pulg y el 80 por 100 del producto ha de pasar a través de un tamiz de 1/8 pulg?

#### SOLUCIÓN

A partir de la Tabla 27.1, el **índice** de trabajo para la piedra caliza es 12,74. Otros valores que se requieren para sustituir en la Ecuación (27.10) son

**Tabla 27.1.** Índices de trabajo para trituración seca†  
o molienda húmeda‡

Material	Dens. rel. Índice de trabajo, $W_i$	
Bauxita	2,20	8,78
Clinker de cemento	3,15	13,45
Materias primas de cemento	2,67	10,51
Arcilla	2,51	6,30
Carbón	1,4	13,00
Coque	1,31	15,13
Granito	2,66	15,13
Grava	2,66	16,06
Yeso	2,69	6,73
Mineral de hierro (hematites)	3,53	12,84
Piedra caliza	2,66	12,74
Roca fosfática	2,74	9,92
Cuarzo	2,65	13,57
Pizarra	2,63	15,87
Esquisto	2,57	14,30
Roca volcánica	2,87	19,32

† Para molienda seca, multiplicar por 4/3.

‡ Tomada de Allis-Chalmers, Solids Processing Equipment Div., Appleton, Wis., con autorización.

$$\dot{m} = 100 \text{ ton/h}$$

$$D_{pa} = 2 \times 25,4 = 50,8 \text{ mm} \quad D_{pb} = 0,125 \times 25,4 = 3,175 \text{ mm}$$

La potencia requerida es

$$P = 100 \times 0,3162 \times 12,74 \left( \frac{1}{\sqrt{3,175}} - \frac{1}{\sqrt{50,8}} \right)$$

$$= 169,6 \text{ kW (227 CV)}$$

### Simulación por ordenador de las operaciones de molienda

La distribución de tamaños de los productos en los diferentes tipos de equipos de reducción de tamaños se puede predecir mediante una simulación por ordenador del proceso de desintegración<sup>7b, 8</sup> Con esta finalidad se utilizan dos conceptos básicos, una *función de velocidad de molienda*  $S_u$  y una *función de rotura*  $AB_{,,}, u, EI$  El material de un molino o triturador está formado en un determinado momento por partículas de muchos tamaños diferentes, y todas ellas interaccionan entre sí durante el proceso de reducción de tamaños, pero para los fines de la simulación por ordenador se supone que el material está dividido en un número de fracciones discretas (**tales** como las retenidas sobre los distintos tamices normalizados) y

que la rotura de las partículas ocurre en cada una de las fracciones de una forma más o menos independiente de las demás fracciones.

Consideremos una batería de  $n_T$  tamices normalizados, y sea  $n$  el número de un tamiz determinado de la batería. En este caso es conveniente numerar los tamices de cabeza a cola, comenzando por el tamiz más grueso. (En el Cap. 26 la numeración comienza por el fondo de la batería.) Para cualquier valor dado de  $n$ , los tamices situados encima, que son más gruesos que el tamiz  $n$ , se representan mediante el subíndice  $u$ . (Obsérvese que  $u < n$ .) La función de velocidad de molienda  $S_u$  es la fracción del material de un determinado tamaño, más grueso que el retenido por el tamiz  $n$ , que se rompen en un determinado tiempo. Si  $x_u$  es la fracción de masa retenida sobre uno de los tamices superiores, su velocidad de variación por rotura en tamaños más pequeños es

$$\frac{dx_u}{dt} = -S_u x_u \tag{27.11}$$

Supóngase, por ejemplo, que el material más grueso en la carga de un molino triturador es detenido por un tamiz con malla de 4/6, que la fracción de masa de este material  $x_1$  es 0,05, y que en cada segundo se rompe un centenar de este material. Por tanto,  $S_u$  será  $0,01 \text{ s}^{-1}$ , y  $x_1$  disminuirá con una velocidad de  $0,01 \times 0,05 = 0,0005 \text{ s}^{-1}$ .

La función de rotura  $AB_{,,u}$  da la distribución de tamaños que resulta de la rotura del material superior. Parte del material de malla 4/6, después de la rotura, será bastante grueso, parte muy pequeño y parte intermedio. Probablemente, muy poco será tan grande como malla 6/8, y solamente una pequeña cantidad será tan pequeño como malla de 200. Es de esperar que estén favorecidos los tamaños intermedios. Consecuentemente,  $AB_{,,u}$  varía con  $n$  y con  $u$ . Además, varía con la composición del material contenido en el molino, puesto que las partículas gruesas pueden romperse de forma diferente en presencia de grandes cantidades de finos de lo que lo harían en ausencia de finos. Por tanto, en una carga del molino es de esperar que  $AB_{,,u}$  (y también  $S_u$ ) varíe con el tiempo y con otras variables de molienda.

Si se conocen  $AB_{,,u}$  y  $S_u$ , la velocidad de variación de cualquier fracción dada se puede calcular de la forma que se indica a continuación. Para cualquier fracción, excepto la más gruesa, la cantidad inicial disminuye por rotura en tamaños más pequeños y simultáneamente aumenta por creación de nuevas partículas a partir de la rotura de todas las fracciones más gruesas. Si las velocidades de entrada y salida en un tamiz determinado son iguales, la fracción retenida sobre dicho tamiz permanece constante. Sin embargo, generalmente no es éste el caso, y la fracción de masa retenida sobre el tamiz  $n$  varía de acuerdo con la ecuación

$$\frac{dx_n}{dt} = -S_n x_n + \sum_{u=1}^{n-1} x_u S_u \Delta B_{n,u} \tag{27.12}$$

La Ecuación (27.12) puede simplificarse si se supone que  $S_u$  y  $AB_{,,u}$  son constantes, y se dispone de soluciones analíticas y matriciales para este caso<sup>7b</sup>, pero estas

suposiciones son muy poco realistas. En la trituración del carbón, con partículas mayores que las retenidas por un tamiz de malla aproximadamente de 28, se ha encontrado que  $S_u$  varía con el cubo del tamaño de partícula <sup>1</sup> y que la función de rotura depende de la relación de reducción  $\bar{D}_n/\bar{D}_u$  de acuerdo con la ecuación

$$B_{n,u} = \left( \frac{\bar{D}_n}{\bar{D}_u} \right)^\beta \tag{27.13}$$

donde el exponente  $\beta$  puede ser constante o variar con el valor de  $B$ .

En la Ecuación (27.13),  $B_{n,u}$  es la fracción de masa *total* menor que el tamaño  $\bar{D}_n$ . Es una fracción de masa acumulativa, en contraste con  $\Delta B_{n,u}$ , que es la fracción de tamaño  $\bar{D}_n$  (retenida entre los tamices  $n$  y  $n + 1$ ) que resulta de la rotura de las partículas de tamaño  $\bar{D}_u$ .

Si  $\beta$  en la Ecuación (27.12) es constante, dicha ecuación indica que la distribución de tamaños de las partículas del material triturado es la misma para todos los tamaños del material inicial. El valor de  $AB_{n,u}$  en la trituración de un material de 4/6 mallas hasta 8/10 mallas será el mismo que en la trituración de partículas de 6/8 mallas hasta 10/14 mallas, puesto que la relación de reducción de tamaños es la misma.

La Ecuación (27.12) se resuelve generalmente por el método de Euler de aproximación numérica, en el que las variaciones en todas las fracciones durante sucesivos cortos intervalos de tiempo  $\Delta t$  (tales como 30 s) se calculan por medio de la aproximación  $dx_n/dt = \Delta x_n/\Delta t$ . Se pueden incorporar variaciones de  $S_u$  y de  $AB_{n,u}$  con el tamaño del tamiz y (si se conoce) con el tiempo. Se necesita un ordenador para realizar los largos cálculos. Este método se ilustra en el siguiente ejemplo.

**Ejemplo 27.2.** Un molino discontinuo se carga con material de la composición que se muestra en la Tabla 27.2. Se supone que la función de velocidad de molienda  $S_u$  será  $0,001 \text{ s}^{-1}$  para las partículas de 4/6 mallas. La función de rotura  $B_u$  viene dada por la Ecuación (27.13) con  $\beta = 1,3$ . Se supone que tanto  $S_u$  como  $B_u$  son independientes del tiempo. (a) ¿Cuánto tiempo tardará la fracción de material de 4/6 mallas en disminuir en un 10 por 100? Tabúlense las fracciones individuales de rotura  $\Delta B_{n,u}$  para la fracción de 28/35 mallas y para todas las fracciones más gruesas. (c) ¿Cómo variarán los valores de  $x_n$  con el tiempo durante las 6 primeras horas de operación? Utilícese un intervalo de tiempo,  $\Delta t$ , de 30 s en los cálculos.

SOLUCIÓN

(a) Para el material de 4/6 mallas no existe entrada procedente de material más grueso y se aplica la Ecuación (27.11). Al final del tiempo  $t_T$ ,  $x_1$  será  $0,0251 \times 0,9 = = 0,02259$ . Por tanto,

$$-S_u \int_0^{t_T} dt = \int_{0,0251}^{0,02259} \frac{d(x_1)}{x_1}$$

o bien

$$t_T = \frac{1}{S_u} \ln \frac{0,0251}{0,02259} = \frac{1}{0,001} \ln 1,111 = 105,3 \text{ s}$$

(b) Supóngase que  $S_u$  varía con  $D_p^3$ . Sean  $S_1$  y  $S_2$  los valores para el material de 4/6 y 6/8 mallas, respectivamente. Por tanto,  $S_1 = 10 \times 10^{-4} \text{ s}^{-1}$ , y

$$S_2 = S_1 \left( \frac{D_2}{D_1} \right)^3 = 10^{-3} \left( \frac{2,362}{3,327} \right)^3 = 3,578 \times 10^{-4} \text{ s}^{-1}$$

Los valores de  $S_3$  a  $S_7$  se calculan de forma similar; los resultados se dan en la Tabla 27.2.

La función de rotura  $\Delta B_{n,u}$  se calcula como sigue. Cuando  $n$  y  $u$  son iguales, o bien  $n < u$ ,  $\Delta B_{n,u} = 0$ . La fracción total de masa menor que 6/8 mallas que resulta de la rotura de las partículas de 4/6 mallas,  $B_{2,1}$ , de acuerdo con la Ecuación (27.13), es, por tanto,

$$B_{2,1} = \left( \frac{2,362}{3,327} \right)^{1,3} = 0,6407$$

Tabla 27.2. Fracciones iniciales de masa y funciones de velocidad de molienda para el Ejemplo 27.2

Mallas	$n$ o $u$	$D_{pn}$ o $D_{pu}$ mm	$x_{n,0}$	$S_n$ o $S_u \times 10^4$ , $\text{s}^{-1}$
4/6	1	3,327	0,0251	10,0
6/8	2	2,362	0,1250	3,578
8/10	3	1,651	0,3207	1,222
10/14	4	1,168	0,2570	0,4326
14/20	5	0,833	0,1590	0,1569
20/28	6	0,589	0,0538	0,0554
28/35	7	0,417	0,0210	0,0196

Por tanto  $\Delta B_{2,1}$ , la fracción de material disgregado que es retenido sobre el tamiz de 8 mallas, es  $1 - 0,6407$ , o sea  $0,3593$ .

La fracción de masa total menor que 8/10 mallas que resulta de la rotura del material de 4/6 mallas,  $B_{3,1}$ , es

$$B_{3,1} = \left( \frac{1,651}{3,327} \right)^{1,3} = 0,4021$$

En general, las funciones individuales de rotura se obtienen a partir de la relación

$$\Delta B_{n,u} = B_{n-1,u} - B_{n,u} \tag{27.14}$$

Por tanto, la fracción de material disgregado de 4/6 mallas que es retenido sobre el tamiz de 10 mallas,  $\Delta B_{3,1}$ , es  $0,6407 - 0,4021 = 0,2386$ . Otros valores de  $B_{n,u}$  y  $\Delta B_{n,u}$  se obtienen de la misma forma para dar los resultados que se presentan en la Tabla 27.3. Obsérvese que cuando  $n = u$ , por definición  $B_{n,u}$  es la unidad. Cuando  $u = 1$ , tal como se muestra en la Tabla 27.3, una fracción  $0,6407$  de las partículas disgregadas procedentes del material de 4/6 mallas es menor de 8 mallas,  $0,4021$  menor de 10 mallas,  $0,2564$  menor de 14 mallas y solamente  $0,0672$  es menor de 35 mallas.

Tabla 27.3. Funciones de rotura para el Ejemplo 27.2

$B_{n,u}$ y $\Delta B_{n,u}$ para $n =$							
$u$	1	2	3	4	5	6	7
1	1,0	0,6407	0,4021	0,2564	0,1652	0,1053	0,0672
	0	43593	<b>0,2386</b>	<b>0,1457</b>	<b>0,0912</b>	<b>0,0599</b>	40381
2	0	1,0	0,6277	0,4003	0,2579	0,1643	0,1049
	0	0	<b>0,3723</b>	<b>0,2274</b>	<b>0,1424</b>	40936	<b>0,0594</b>
3	0	0	1,0	0,6376	0,4109	0,2618	0,1671
	0	0	0	<b>0,3624</b>	<b>0,2267</b>	<b>0,1491</b>	40947
4	0	0	0	1,0	0,6444	0,4106	0,2621
	0	0	0	0	<b>0,3556</b>	<b>0,2338</b>	<b>0,1485</b>
5	0	0	0	0	1,0	0,6372	0,4067
	0	0	0	0	0	<b>0,3628</b>	<b>0,2305</b>
6	0	0	0	0	0	1,0	0,6383
	0	0	0	0	0	0	<b>0,3617</b>
7	0	0	0	0	0	0	1,0
	0	0	0	0	0	0	0

(c) Sea  $x_{n,t}$  la fracción de masa retenida sobre los distintos tamices al final de  $t$  incrementos de tiempo  $\Delta t$ . Por tanto,  $x_{1,0}$ ,  $x_{2,0}$ , etc., son las fracciones iniciales de masa dadas en la Tabla 26.2.

El primer miembro de la Ecuación (27.12) se aproxima mediante  $\Delta x_n / \Delta t$ , donde  $\Delta x_n$  para este ejemplo es  $x_{n,t+\Delta t} - x_{n,t}$ . Los sucesivos valores de  $x$  sobre los diferentes tamices se pueden calcular a partir de la siguiente forma de la Ecuación (27.12):

$$\begin{aligned}
 x_{n,t+\Delta t} &= x_{n,t} - S_n \Delta t x_{n,t} + \Delta t \sum_{u=1}^{n-1} x_{u,t} S_u \Delta B_{n,u} \\
 &= x_{n,t} (1 - S_n \Delta t) + \Delta t \sum_{u=1}^{n-1} x_{u,t} S_u \Delta B_{n,u}
 \end{aligned}
 \tag{27.15}$$

Para el tamiz superior  $n = 1$  y  $\Delta B = 0$ . Por tanto, la Ecuación (27.15) se transforma en

$$x_{1,t+\Delta t} = x_{1,t} (1 - S_1 \Delta t) = x_{1,t} [1 - (10 \times 10^{-4})(30)] = 0,970 x_{1,t}$$

Por consiguiente, después de 30 s la fracción de masa sobre el tamiz superior es

$$x_{1,1} = 0,970 \times 0,0251 = 0,02434$$

Después de 30 s más

$$x_{1,2} = 0,970 \times 0,02434 = 0,02360$$

y así sucesivamente. Sobre el tamiz de 8 mallas ( $n = 2$ ), a partir de la Ecuación (27.15), las fracciones de masa son

$$x_{2,1} = x_{2,0} (1 - S_2 \Delta t) + \Delta t x_{1,0} S_1 \Delta B_{2,1}$$

Tabla 27.4. Fracciones de masa para el Ejercicio 27.2

Tiempo, min	$x_1$	$x_2$	$x_3$	$x_4$	$x_5$	$x_6$	$x_7$
0	0,0251	0,1250	0,3207	0,2570	0,1590	0,0538	0,0210
0,5	0,0243	0,1239	0,3202	0,2575	0,1596	0,0542	0,0213
1	0,0236	0,1228	0,3197	0,2580	0,1602	0,0546	0,0216
2	0,0222	0,1206	0,3187	0,2590	0,1614	0,0554	0,0222
5	0,0185	0,1143	0,3153	0,2618	0,1644	0,0578	0,0240
10	0,0137	0,1042	0,3093	0,2659	0,1695	0,0619	0,0267
20	0,0074	0,0859	0,2961	0,2724	0,1788	0,0695	0,0317
30	0,0040	0,0703	0,2819	0,2772	0,1871	0,0765	0,0363
60	0,0006	0,0376	0,2379	0,2840	0,2074	0,0946	0,0485
90	0,0000	0,0197	0,1967	0,2832	0,2226	0,1097	0,0590
120	0,0000	0,0104	0,1610	0,2777	0,2341	0,1228	0,0682
180	0,0000	0,0028	0,1058	0,2585	0,2495	0,1442	0,0839
240	0,0000	0,0008	0,0687	0,2342	0,2576	0,1611	0,0971
300	0,0000	0,0002	0,0444	0,2087	0,2608	0,1748	0,1084
360	0,0000	0,0001	0,0286	0,1839	0,2605	0,1860	0,1183

Sustituyendo los valores de  $S_1$ ,  $S_2$  y  $x_{1,0}$  de la Tabla 27.2, y  $AB_{1,1}$  de la Tabla 27.3, se obtiene

$$x_{2,1} = x_{2,0} [1 - (3,578 \times 10^{-4}) \times 30] + 30 \times 0,0251 \times (10 \times 10^{-4}) \times 0,359 = 0,98926x_{2,0} + 0,00027$$

Por tanto

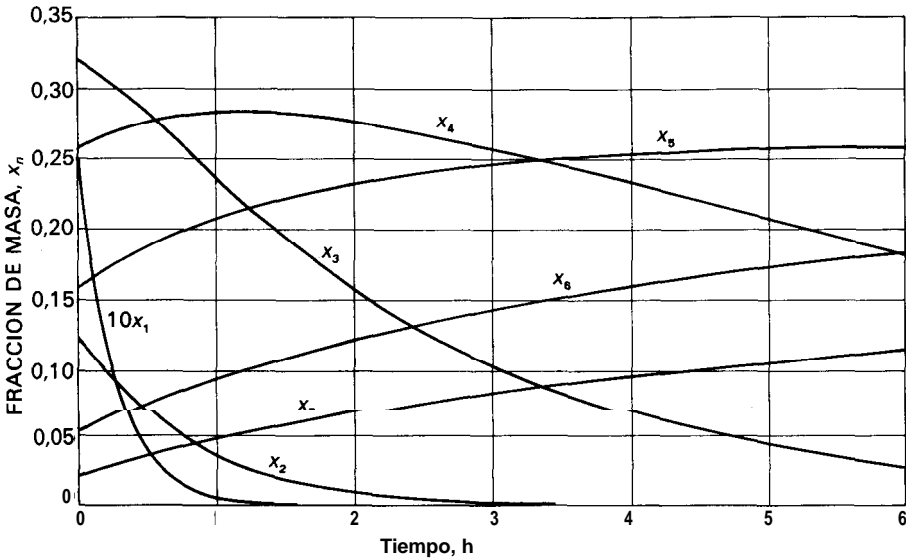
$$x_{2,1} = (0,98926 \times 0,1250) + 0,00027 = 0,12393$$

Análogamente,

$$x_{2,2} = (0,98926 \times 0,12393) + (30 \times 0,02434 \times 10 \times 10^{-4} \times 0,359) = 0,12285$$

Los valores de  $x_3$  hasta  $x_7$  se obtienen de la misma forma. Los resultados se dan en la Tabla 27.4\* y se representan en la Figura 27.1. Inicialmente  $x_1$ ,  $x_2$  y  $x_3$  disminuyen con el tiempo mientras que las demás fracciones de masa aumentan. Al cabo de una hora el 99,95 por 100 del material de 4/6 mallas ( $x_1$ ) ha desaparecido y  $x_7$  se ha más que doblado. La fracción de material más fino que 35 mallas ha aumentado desde 0,0384 hasta 0,0931. Durante las primeras cuatro horas las variaciones de  $x_3$  y  $x_7$  son casi lineales con respecto al tiempo. Al cabo de aproximadamente 70 minutos  $x_4$  alcanza un máximo y después disminuye con el tiempo. Si la molienda continuase, las fracciones aún más finas serían eventualmente las mismas.

\* Estos números se han obtenido con un microordenador Apple II. Los ordenadores más potentes pueden operar con un mayor número de cifras significativos y conducir a resultados algo diferentes.



**Figura 27.1.** Fracciones de masa, Ejemplo 27.2, apartado (c). (Los valores de  $x_1$  se han multiplicado por 10.)

La simulación por ordenador también es útil para predecir al consumo de energía y la distribución de tamaño de las partículas en molinos continuos, en los que las fracciones de masa están en equilibrio dinámico y no varían con el tiempo.

## EQUIPO PARA LA REDUCCION DE TAMAÑO

El equipo para la reducción de tamaño se divide en quebrantadores, molinos, molinos de **ultrafinos** y máquinas de corte. Los **quebrantadores** realizan el trabajo pesado de romper grandes piezas de sólidos en pequeños trozos. Un quebrantador primario opera con el material que sale de cantera, aceptando todo el material tal como sale y rompiéndolo en trozos de 6 a 10 pulg (150 a 250 mm). Un quebrantador secundario reduce estos trozos a partículas quizás de 1/4 pulg (**6 mm**). Los **molinos** reducen el producto del quebrantador hasta formar un polvo. El producto procedente de un molino intermedio puede pasar a través de un tamiz de 40 mallas, mientras que la mayor parte del producto que sale de un molino fino pasa a través de un tamiz de 200 mallas. Un **molino ultrafino** acepta como alimentación partículas no superiores a 1/4 pulg (6 mm) y genera un producto con un tamaño típico de 1 a 50  $\mu\text{m}$ . Las **cortadoras** producen partículas de forma y tamaño definidos, con una longitud de 2 a 10 mm.

A continuación se relacionan los principales tipos de máquinas para la reducción de tamaño.

- A. Quebrantadores (gruesos y tinos).
  1. Quebrantadores de mandíbula.
  2. Quebrantadores giratorios.
  3. Quebrantadores de rodillos.
- B. Molinos (intermedios y finos)
  1. Molinos de martillos; impactores.
  2. Molinos de rodadura-compresión.
    - a. Molinos de rulos.
    - b. Molinos de rodillos.
  3. Molinos de frotación.
  4. Molinos de volteo.
    - a. Molinos de barras
    - b. Molinos de bolas; molinos de guijarros.
    - c. Molinos de tubos; molinos de compartimentos.
- C. Molinos ultratinos.
  1. Molinos de martillos con clasificación interna.
  2. Molinos que utilizan la energía de un fluido.
  3. Molinos agitados.
- D. Máquinas de corte.
  1. Cortadoras de cuchillas; cortadoras de cubos; cortadoras de tiras.

Estas máquinas realizan su trabajo en formas muy diferentes. La compresión es la acción característica de los quebrantadores. Los molinos utilizan impacto y frotación, a veces combinadas con compresión; los molinos de **ultrafinos** operan principalmente por frotación. El corte es, por supuesto, la acción característica de las máquinas cortadoras.

### Quebrantadores

Los quebrantadores son máquinas de baja velocidad utilizadas para la reducción gruesa de grandes cantidades de sólidos. Los principales tipos son los quebrantadores de rodillos lisos y los dentados. Los tres primeros operan por compresión y pueden romper grandes trozos de materiales muy duros, como es el caso de la reducción primaria y secundaria de rocas y minerales. Los quebrantadores dentados trocean y separan la alimentación; pueden tratar alimentaciones blandas como carbón, huesos y pizarras blandas.

**Quebrantadores de mandíbulas.** En un quebrantador de mandíbulas la alimentación se introduce entre dos mandíbulas que forman una V abierta por la parte superior. Una de las mandíbulas, que recibe el nombre de yunque, es tija, está situada en posición casi vertical y no se mueve; la otra, que recibe el nombre de oscilante, se mueve alternativamente en un plano vertical, y forma un ángulo de 20 a 30° con la mandíbula tija. Está accionada por una excéntrica, de forma que aplica una gran fuerza de compresión a los trozos situados entre las mandíbulas. Las caras de las mandíbulas son planas o ligeramente combadas, y pueden tener muescas en forma de hendiduras horizontales. Los trozos grandes atrapados entre las partes superiores de las mandíbulas se rompen, descienden hacia el

espacio más estrecho inferior, y vuelven a romperse en el siguiente movimiento de cierre de la mandíbula. Las mandíbulas se abren y cierran unas 250 a 400 veces por minuto.

El tipo más común de quebrantador de mandíbulas es el *quebrantador de Blake* que se representa en la Figura 27.2. En esta máquina una excéntrica acciona una barra de conexión a dos palancas acodilladas, una fijada a la estructura y otra a la mandíbula móvil. El pivote está en la parte superior de la mandíbula en la línea central de la abertura de las mandíbulas. El mayor movimiento está en el fondo de la V, lo que da lugar a que este tipo de quebrantador tenga poca tendencia a obstruirse. Algunas máquinas, con una abertura para la alimentación de 72 por 96 pulg (1,8 por 2,4 m), pueden aceptar rocas de 6 pies (1,8 m) de diámetro y triturar 1000 toneladas/hora hasta un tamaño máximo del producto de 10 pulg (250 mm). Los quebrantadores secundarios más pequeños reducen el tamaño de las partículas de la alimentación previamente quebrantada hasta 1/4 a 2 pulg (6 a 50 mm) con capacidades de tratamiento mucho menores.

**Quebrantadores giratorios.** Un quebrantador giratorio puede considerarse como un quebrantador de mandíbulas troncocónicas, entre las cuales el material es triturado en algún punto en todo momento. Un cabezal cónico de trituración gira en el interior de una carcasa en forma de embudo abierta por su parte superior. Tal como muestra la Figura 27.3, el cabezal triturador está acoplado a un robusto eje **pivotado** en la parte superior de la máquina. Una excéntrica acciona el extremo inferior del eje. Por tanto, en cualquier punto de la periferia de la carcasa, el fondo del cabezal de trituración se mueve hacia dentro y hacia fuera de la pared estacionaria. Los sólidos atrapados en el espacio en forma de V entre el cabezal y la carcasa se van rompiendo sucesivamente hasta que salen por el fondo. El cabezal de trituración puede rotar sobre el eje y gira lentamente debido a la fricción con el material que se tritura.

La velocidad típica de un cabezal de trituración es de 125 a 425 revoluciones por minuto. Debido a que alguna de las partes del cabezal de trituración está

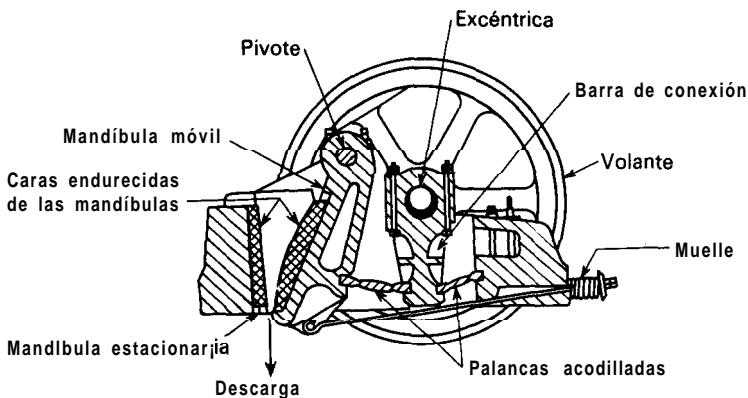


Figura 27.2. Quebrantador de mandíbulas de Blake.

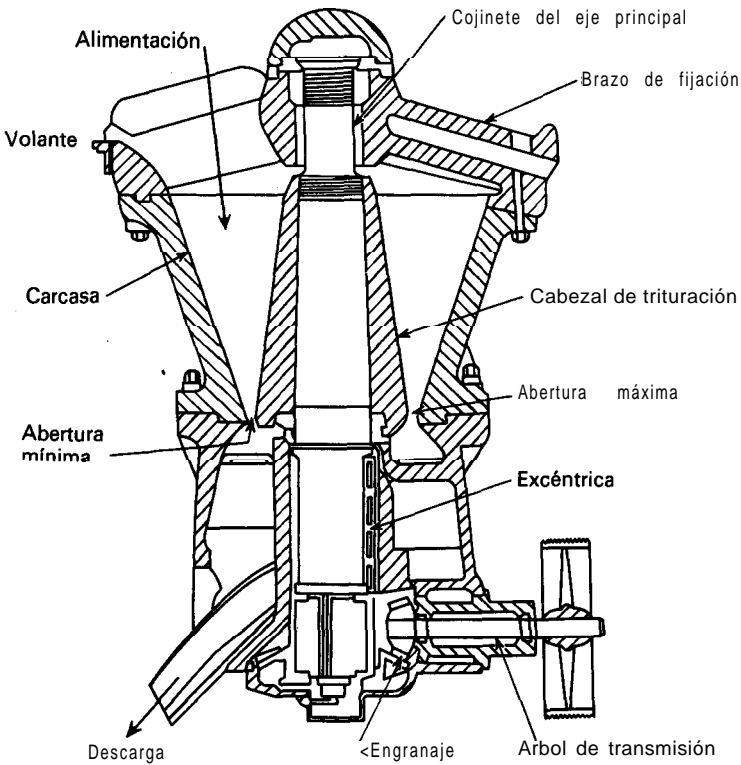
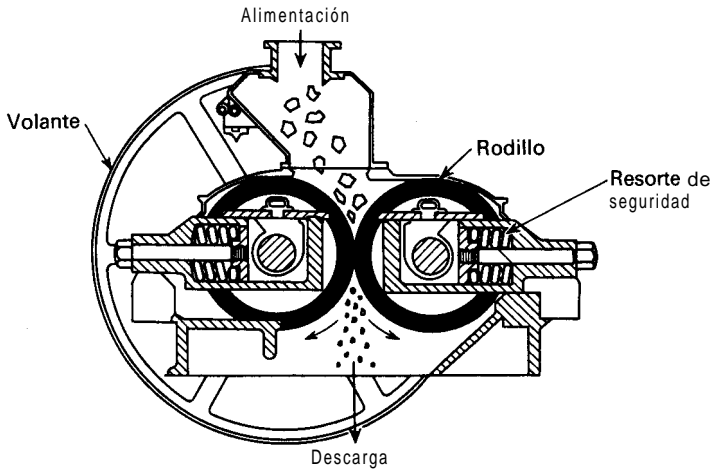


Figura 27.3. Quebrantador giratorio.

actuando en todo momento, la descarga de un quebrantador giratorio es continua en vez de intermitente como en el caso de un quebrantador de mandíbulas. La carga sobre el motor es casi uniforme, se requiere menos mantenimiento que en un quebrantador de mandíbulas y la potencia que se requiere por tonelada de material tratado es también menor. Los quebrantadores giratorios más grandes tratan hasta 3500 toneladas/hora. La capacidad de un quebrantador giratorio varía con la instalación de las mandíbulas, la resistencia de impacto de la alimentación y la velocidad de giro de la máquina. La capacidad es casi independiente de la resistencia a la compresión del material que se tritura.

**Quebrantadores de rodillos lisos.** Los dos rodillos metálicos de superficies lisas, que giran sobre ejes horizontales paralelos, son los elementos activos del quebrantador de rodillos que se representa en la Figura 27.4. Las partículas de la alimentación quedan atrapadas entre los rodillos, se rompen por compresión y caen por la parte inferior. Los dos rodillos giran uno hacia el otro con la misma velocidad. Los rodillos son relativamente estrechos y de gran diámetro de forma que pueden atrapar trozos moderadamente grandes. Los rodillos típicos tienen desde 24 pulg (600 mm) de diámetro y 12 pulg (300 mm) de longitud hasta



**Figura 27.4.** Quebrantador de rodillos lisos.

78 pulg (2000 mm) de diámetro y 36 pulg (914 mm) de longitud. El intervalo de giro de los rodillos está comprendido entre 50 y 300 rpm. Los quebrantadores de rodillos lisos son quebrantadores secundarios, con tamaños de alimentación comprendidos entre 1/2 y 3 pulg (12 a 75 mm) y de productos entre 1/2 pulg (12 mm) y aproximadamente 20 mallas.

El tamaño límite de las partículas,  $D_{p, \text{máx}}$ , que puede ser atrapado por los rodillos depende del coeficiente de fricción entre la partícula y la superficie del rodillo, pero en la mayor parte de los casos puede estimarse a partir de la relación sencilla <sup>7c</sup>

$$D_{p, \text{máx}} = 0,04R + d \quad (27.16)$$

donde  $R$  = radio de los rodillos

$d$  = mitad de la distancia de separación entre los rodillos

El tamaño máximo del producto es aproximadamente igual a  $2d$ .

El tamaño de las partículas del producto depende de la separación entre los rodillos, así como también de la capacidad de una máquina dada. Los quebrantadores de rodillos lisos producen pocos tinos y virtualmente no generan tamaños superiores al máximo especificado. Operan más eficazmente cuando han de dar lugar a una reducción de tamaño de 3 o 4 a 1, es decir, cuando el diámetro máximo del producto es un tercio o un cuarto del de la alimentación. Las fuerzas que ejercen los rodillos son muy grandes, y están comprendidas entre 5000 a 40 000  $\text{lb}_f$  por pulgada (8700 a 70000  $\text{N/cm}$ ) de anchura del rodillo. Para permitir que el material no triturable pase a través del sistema sin dañar la máquina, al menos uno de los rodillos ha de estar acoplado a un muelle.

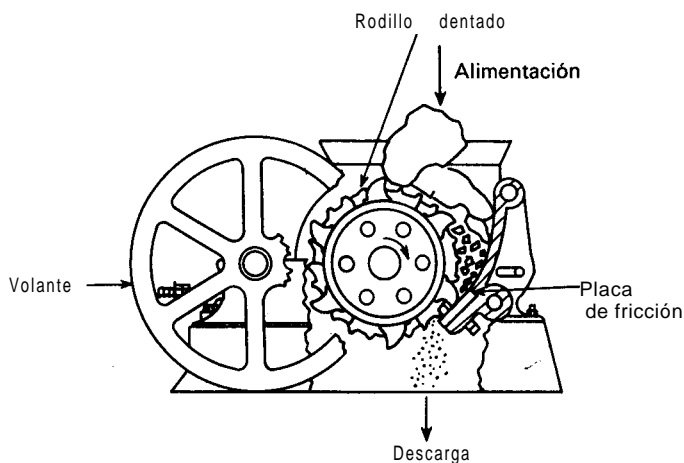


Figura 27.5. Trituradora de un solo rodillo dentado.

**Quebrantadores de rodillos dentados.** En muchos quebrantadores de rodillos sus superficies están provistas de rugosidades, barras trituradoras o dientes. Tales quebrantadores pueden tener dos rodillos, como en el caso de rodillos lisos, o solamente un rodillo que actúa frente a una placa estacionaria curvada. En la Figura 27.5 se representa un quebrantador de un solo rodillo dentado. Las máquinas conocidas como **desintegradores** contienen dos rodillos rugosos que giran a velocidades diferentes, o bien un pequeño rodillo de alta velocidad provisto de barras transversales sobre su superficie y que gira hacia un gran rodillo liso de baja velocidad. Algunos rodillos para el tratamiento de alimentaciones gruesas están provistos de robustos dientes piramidales. Otros diseños utilizan un gran número de discos con pequeños dientes a modo de sierras de láminas del material. Los quebrantadores de rodillos dentados son mucho más versátiles que los de rodillos lisos, con la limitación de que no pueden tratar sólidos muy duros. Operan por compresión, impacto y cizalla, en vez de solamente por compresión como ocurre en el caso de máquinas de rodillos lisos. No están limitados por el problema de agarre o captura de la alimentación, que es inherente a los quebrantadores de rodillos lisos, y pueden, por tanto, tratar partículas mucho más grandes. Algunos quebrantadores de dos rodillos dentados se utilizan para la reducción primaria de carbón y materiales similares. El tamaño de la alimentación de estas máquinas puede ser tan grande como 20 pulg (500 mm), y su capacidad asciende hasta 500 toneladas/h.

## Molinos

El término **molino** se utiliza para describir una gran variedad de máquinas de reducción de tamaño para servicio intermedio. El producto procedente de quebrantador con frecuencia se introduce como alimentación de un molino, en el que

se reduce a polvo. Los principales tipos de molinos que se describen en esta sección son los molinos de martillos e impactores, máquinas de rodadura-compresión, molinos de frotación y molinos de volteo.

**Molinos de martillos e impactores.** Todos estos molinos contienen un rotor que gira a alta velocidad en el interior de una carcasa cilíndrica. El eje generalmente es horizontal. La alimentación entra por la parte superior de la carcasa, se trocea y cae a través de una abertura situada en el fondo. En un molino de martillos las partículas se rompen por una serie de martillos giratorios acoplados a un disco rotor. Una partícula que entra en la zona de molienda no puede salir sin ser golpeada por los martillos. Se rompe en pedazos, se proyecta contra la placa estacionaria situada dentro de la carcasa rompiéndose todavía en fragmentos más pequeños. Estas a su vez son pulverizadas por los martillos y son impulsadas a través de una rejilla o tamiz que cubre la abertura de descarga.

Con frecuencia se montan sobre el mismo eje varios discos rotores, cada uno de 6 a 18 pulg (150 a 450 mm) de diámetro y con cuatro a ocho martillos. Los martillos pueden ser barras rectas de metal con los extremos planos o alargados, o bien afilados para formar un borde cortante. Los molinos de martillos con reducción de tamaño intermedio dan lugar a un producto con un tamaño de partículas de 1 pulg (25 mm) a 20 mallas. En molinos de martillos para una molienda fina la velocidad periférica de los extremos de los martillos puede llegar a ser de 22 000 pies/min (112 m/s), y tratan de 0,1 a 15 toneladas/h hasta tamaños más finos que 200 mallas. Los molinos de martillos pueden tratar casi cualquier producto: sólidos fibrosos como cortezas o cuero, virutas de acero, pastas blandas y húmedas, arcilla plástica o una roca dura. Para obtener una molienda fina están limitados a los materiales más blandos.

Tanto la capacidad como el consumo de energía de un molino de martillos varían mucho con la naturaleza de la alimentación y no se pueden estimar con confianza a partir de consideraciones teóricas, sino que es preferible obtener estos valores a partir de la información **publicada**<sup>7f</sup>, o todavía mejor a partir de ensayos a pequeña o gran escala realizados en el molino con una muestra real del material a tratar. Los molinos comerciales típicamente tratan 100 a 400 lb de sólido por caballo-hora (60 a 240 kg/kWh) de energía consumida.

Un **impactor**, como el que se representa en la Figura 27.6, se parece a un molino de martillos para servicio pesado, pero no contiene rejilla o tamiz. Las partículas se rompen exclusivamente por impacto, sin la acción secundaria de pulverización característica de los molinos de martillos. Con frecuencia los **impactores** se utilizan como máquinas de reducción primaria para rocas y minerales, tratando hasta 600 toneladas/h. Dan lugar a partículas que son más aproximadamente equidimensionales (más «cúbicas») que las partículas en forma de láminas que se obtienen en quebrantadores de mandíbulas o giratorios. El rotor de un impactor, como ocurre en muchos molinos de martillos, puede girar en ambas direcciones con el fin de prolongar la vida de los martillos.

**Máquinas de rodadura-compresión.** En este tipo de molinos las partículas sólidas son captadas y trituradas entre un medio rodante y la superficie de un anillo

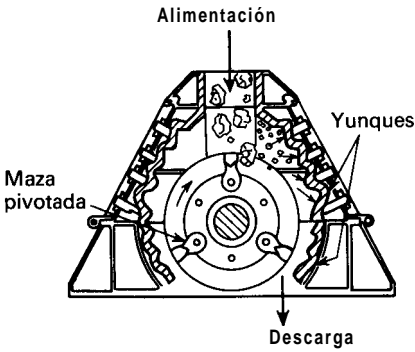


Figura 27.6. Impactor.

o carcasa. Los tipos más frecuentes son los pulverizadores de rodadura-anillo, los molinos de rulos, y los molinos de rodillos. En el molino de rodillos que se ilustra en la Figura 27.7, los rodillos cilíndricos verticales presionan con gran fuerza hacia fuera frente a un anillo estacionario, con la forma de una plaza de toros.

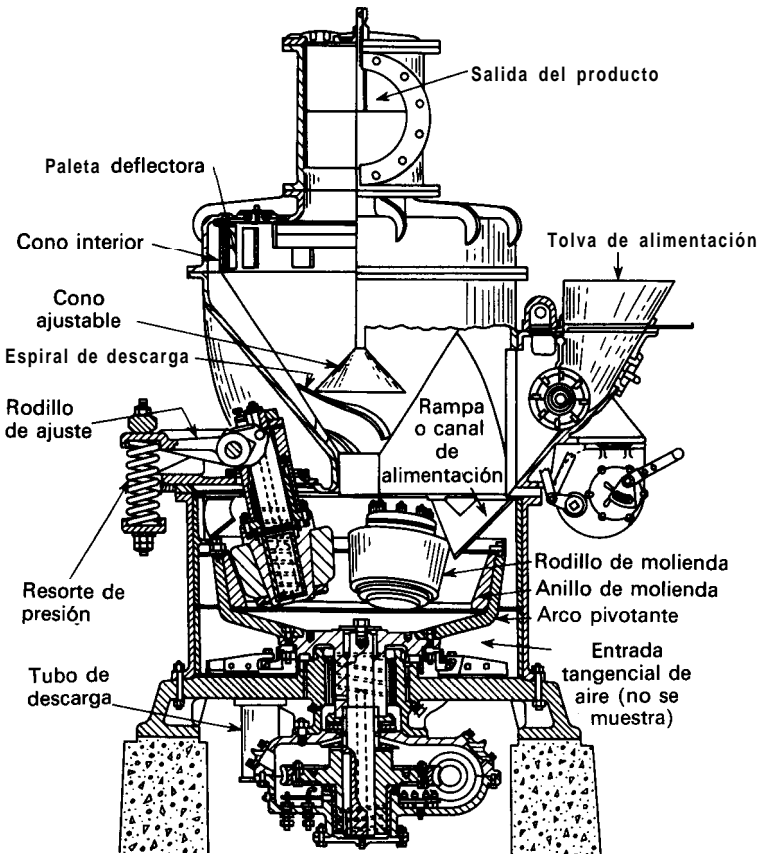
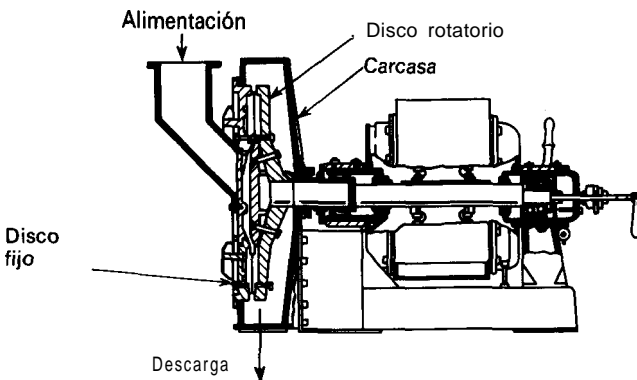


Figura 27.7. Molino de rodillos.

Giran con velocidades moderadas siguiendo un recorrido circular. Los trozos de sólidos son desplazados desde la solera del molino y llevados entre el anillo y los rodillos, donde tiene lugar la molienda. El producto es barrido fuera del molino por una corriente de aire hasta un separador-clasificador, desde el cual las partículas grandes retornan al molino para su posterior reducción. En un molino de rulos, y en algunos molinos de rodillos, gira la carcasa o el anillo, mientras que los rodillos **rotan** sobre ejes estacionarios, que pueden ser verticales u horizontales. Los molinos de este tipo encuentran su principal aplicación en la molienda de piedra caliza, clinker de cemento y carbón. Pulverizan hasta 50 toneladas por hora. Cuando se utiliza clasificación, puede ser tan fino como que el 99 por 100 pase a través de un tamiz de 200 mallas.

**Molinos de frotación.** En un molino de frotación las partículas de sólidos blandos son frotados entre las caras planas estriadas de unos discos circulares rotatorios. El eje del disco es generalmente horizontal, aunque a veces puede ser vertical. En un molino de rotación simple uno de los discos es estacionario y el otro rota, mientras que en las máquinas de doble rotación ambos discos giran a alta velocidad en sentidos contrarios. La alimentación entra a través de una abertura situada en el centro de uno de los discos, pasa hacia fuera a través de la separación entre los discos y descarga por la periferia en una carcasa estacionaria. La separación entre los discos es ajustable dentro de ciertos límites. Por lo menos una de las placas de molienda está montada sobre un muelle de forma que los discos pueden separarse si entra en el molino un material que no puede ser molido. Molinos provistos de diferentes tipos de estrías, rugosidades o dientes sobre los discos permiten una gran variedad de operaciones incluyendo molienda, troceado, granulación y desmenuzamiento, así como también operaciones no directamente relacionadas con la reducción de tamaño, tales como mezclado y rizado de plumas.

En la Figura 27.8 se representa un molino de frotación de rotación simple. Estos molinos contienen discos de piedra esmeril para la reducción de sólidos tales como talco y yeso, o bien discos metálicos para sólidos tales como madera,



**Figura 27.8.** Molino de frotación.

almidón, polvos de insecticidas y cera de carnauba. Los discos metálicos generalmente son de acero ordinario, si bien para materiales corrosivos a veces son necesarios discos de acero inoxidable. Los molinos de doble rotación muelen, en general, hasta productos más **finos** que los de corredera simple, pero tratan productos más blandos. Con frecuencia se hace circular aire a través del molino para separar el producto y evitar el anegamiento del molino. Los discos pueden refrigerarse con agua o **salmuera** para eliminar el calor generado por la operación de molienda. La refrigeración es fundamental cuando se tratan materiales sensibles al calor **tales** como el caucho, que de lo contrario podría estropearse.

Los discos de los molinos de rotación simple tienen de 10 a 54 pulg de diámetro (250 a 1370 mm) y giran de 350 a 700 rpm. Los discos de los molinos de rotación doble giran a más velocidad, entre 1200 y 7000 rpm. La alimentación se tritura previamente hasta un tamaño máximo de partícula de aproximadamente 1/2 pulg (12 mm) y debe entrar con una velocidad uniforme controlada. Los molinos de frotación tratan de 1/2 a 8 toneladas/h para dar productos que pasan a través de un tamiz de 200 mallas. La energía que se requiere depende en gran medida de la naturaleza de la alimentación y del grado de reducción alcanzado, y es mucho mayor que en los molinos y quebrantadores descritos hasta ahora. Los valores típicos están comprendidos entre 10 y 100 CV-h (8 a 80 kWh) por toneladas de producto.

**Molinos de volteo.** En la Figura 27.9 se representa un molino de volteo típico. Una carcasa cilíndrica que gira lentamente alrededor de un eje horizontal, y está llena aproximadamente hasta la mitad de su volumen con un medio sólido de molienda, constituye un molino de volteo. La carcasa es generalmente de acero, con un recubrimiento de una lámina de acero de elevado contenido en carbono, porcelana o caucho. El medio de molienda son barras metálicas, en un molino de barras, cadenas o bolas de metal, caucho o madera en un molino de bolas, guijarros o esferas de porcelana o circonio en un molino de guijarros. Los

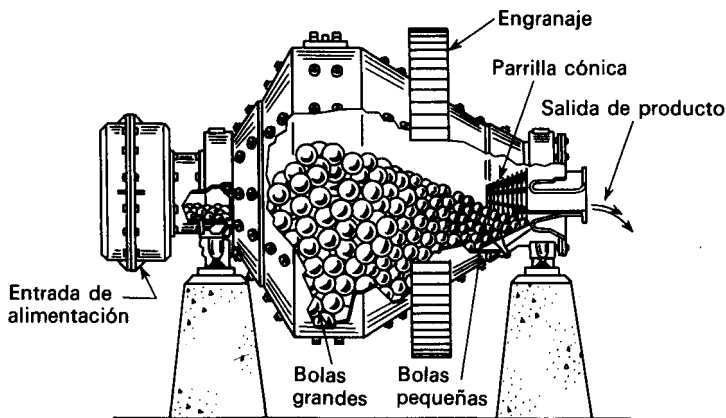


Figura 27.9. Molino cónico de bolas.

molinos de volteo resultan inadecuados para la reducción intermedia y tina de materiales abrasivos.

Contrariamente a los molinos considerados anteriormente, todos los cuales requieren una alimentación continua, los molinos de volteo pueden operar tanto de forma continua como discontinua. En una máquina discontinua, se introduce en el molino, a través de una abertura situada en la carcasa, una determinada cantidad de sólido que ha de ser molido. Se cierra entonces la abertura y el molino se mantiene girando durante varias horas, después de lo cual se para y se descarga el producto. En un molino continuo el sólido circula estacionariamente a través de la carcasa giratoria, entrando por un extremo a través de un muñón hueco y sale por el otro extremo, bien a través del correspondiente muñón o de aberturas periféricas existentes en la carcasa.

En todos los molinos de volteo los elementos de molienda son elevados por la carcasa hasta cerca de la parte superior, desde donde caen sobre las partículas situadas debajo. La energía consumida en elevar los elementos de molienda es utilizada en reducir el tamaño de las partículas. En algunos molinos de volteo, como ocurre en un **molino de barras**, una gran parte de la reducción se realiza por rodadura-compresión y por frotación al descender las barras deslizándose y rodando unas con otras. Las barras de molienda son generalmente de acero, de 1 a 5 pulg (25 a 125 mm) de diámetro, existiendo en todo momento varios tamaños en cualquier molino concreto. Las barras se extienden hasta toda la longitud del molino. A veces se previene que las barras se entrecruzen mediante un diseño cónico de los extremos de la carcasa. Los molinos de barras son sistemas de reducción intermedia, pasando tal vez desde una alimentación de 3/4 pulg (19 mm) hasta 10 mallas, preparando con frecuencia el producto de un quebrantador para la reducción final en un molino de bolas. Dan lugar a un producto con pocos tamaños grandes y un mínimo de finos.

En un **molino de bolas** o un **molino de guijaros** la mayor parte de la reducción se produce por impacto de la caída de las bolas o guijaros desde cerca de la parte superior de la carcasa. En un molino de bolas grande la carcasa puede tener 10 pies (3 m) de diámetro y 14 pies (4,25 m) de longitud. Las bolas son de 1 a 5 pulg (25 a 125 mm) de diámetro, y los guijaros son de 2 a 7 pulg (50 a 175 mm) de diámetro.

Un **molino tubular** es un molino continuo con una larga carcasa cilíndrica en el que el material es tratado durante un tiempo de 2 a 5 veces superior que el correspondiente a un molino de bolas. Los molinos de bolas son excelentes para moler hasta polvo muy fino en un solo paso cuando el consumo de energía no es una variable importante. Colocando particiones transversales en un molino tubular lo convierte en un **molino compartimentado**. Un compartimento puede contener bolas grandes, otro bolas pequeñas y otro guijaros. Esta segregación de los medios de molienda en elementos de diferentes tamaños y pesos ayuda **considerablemente** a la pérdida de energía, haciendo que las bolas grandes y pesadas rompan solamente las partículas grandes sin interferencia de las finas, mientras que las bolas pequeñas y ligeras no caigan sobre las partículas grandes a las que no pueden romper.

La segregación de las unidades de molienda en una sola cámara es una

característica del **molino de bolas cónico** que se representa en la Figura 27.9. La alimentación entra por la izquierda a través de un cono de  $60^\circ$  en la zona de molienda primaria donde el diámetro de la carcasa es máximo. El producto sale por el cono de  $30^\circ$  situado a la derecha. Un molino de este tipo contiene bolas de diferentes tamaños que se desgastan y se hacen más pequeñas a medida que opera el molino. Periódicamente se añaden nuevas bolas grandes. Al girar la carcasa las bolas grandes se desplazan hacia el punto de máximo diámetro mientras que las bolas pequeñas emigran hacia el punto de descarga. Por tanto, la rotura inicial de las partículas de la alimentación es realizada por las bolas más grandes que caen desde una altura mayor, mientras que las partículas pequeñas son molidas por bolas pequeñas que caen desde una altura mucho menor. El consumo de energía está ligado a la **dificultad** de la operación de rotura, aumentando así la eficacia del molino.

**Acción en los molinos de volteo.** La carga de bolas en un molino de bolas o en un tubular es tal que cuando el molino está parado las bolas ocupan aproximadamente la mitad del volumen del molino. La fracción de huecos en la masa de bolas, cuando están en reposo, es normalmente de **0,40**. La molienda puede realizarse con sólidos secos pero es más frecuente que la alimentación sea una suspensión de partículas en agua, lo cual aumenta la capacidad y la eficacia del molino. Unas aberturas de descarga situadas en posiciones adecuadas controlan el nivel de líquido en el molino, que deberá ser tal que la suspensión llene justamente el espacio de huecos en la masa de bolas.

Al girar el molino las bolas se adhieren a la pared del molino y son llevadas hasta cerca de la parte superior, donde despegan de la pared y caen al fondo para ser de nuevo elevadas. La fuerza centrífuga mantiene las bolas en contacto con la pared y entre ellas durante la etapa de ascenso. Mientras están en contacto con la pared, las bolas realizan algo de molienda deslizándose y rodando entre ellas, pero la mayor parte de la molienda ocurre en la zona de impacto en la que las bolas que caen libremente chocan contra el fondo del molino.

Cuanto más rápidamente gira el molino a mayor distancia son elevadas las bolas en el interior del mismo y mayor es el consumo de energía. La energía comunicada es provechosamente utilizada debido a que las bolas caen desde mayor altura, con lo que aumenta la intensidad del impacto y la capacidad del molino. Sin embargo, si la velocidad de giro es tan grande que las bolas se mueven adheridas siempre a la pared se dice que hay **centrifugación**. La velocidad para la que ocurre la centrifugación recibe el nombre de velocidad crítica. Cuando un molino está centrifugando poco o nada de molienda se produce, de forma que la velocidad de operación ha de ser inferior a la crítica.

La velocidad para la cual las bolas más exteriores pierden el contacto con la pared del molino depende del balance entre las fuerzas gravitacional y centrífuga. Esto puede apreciarse con ayuda de la Figura 27.10. Considérese la bola en el punto **A** de la periferia del molino. Sean los radios del molino y de la bola **R** y **r**, respectivamente. El centro de la bola está, por tanto, a **R - r** pies (o m) del eje del molino. Sea  $\alpha$  el ángulo que forma el radio **AO** con la vertical. Sobre la bola actúan dos fuerzas. La primera de ellas es la fuerza de gravedad **mg/g<sub>c</sub>**,

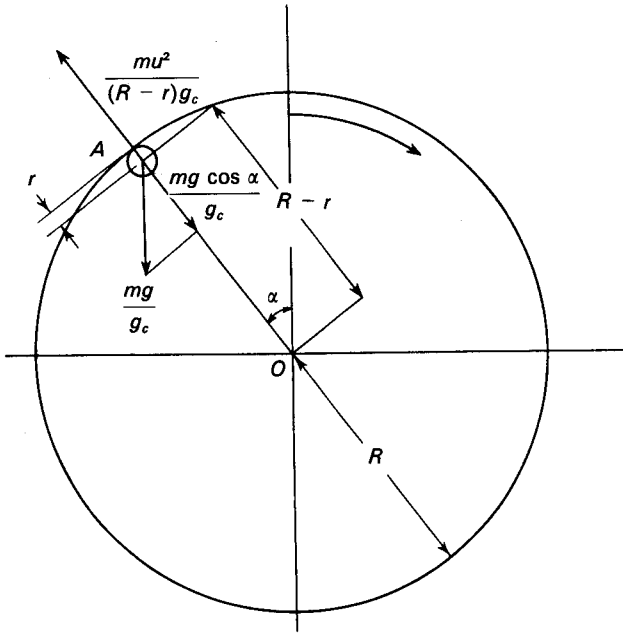


Figura 27.10. Fuerza sobre una bola en un molino de bolas.

siendo  $m$  la masa de la bola. La segunda es la fuerza centrífuga  $(R - r)\omega^2/g_c$ , donde  $\omega = 2 \pi n$  y  $n$  es la velocidad de giro. La componente centrípeta de la fuerza de gravedad es  $(mg/g_c)\cos a$ , y esta fuerza se opone a la fuerza centrífuga. Cuando la fuerza centrífuga supera a la centrípeta la partícula no se desprende de la pared. Sin embargo, a medida que disminuye el ángulo  $\alpha$ , la fuerza centrípeta aumenta y, excepto que la velocidad de giro supere el valor crítico, se alcanza un punto en el que las fuerzas opuestas son iguales y la bola está en condiciones de caer. El ángulo para el que ocurre esto se obtiene igualando las dos fuerzas

$$\begin{aligned} m \frac{g}{g_c} \cos a &= \frac{m[4\pi^2 n^2 (R - r)]}{g_c} \\ \cos a &= \frac{4\pi^2 n^2 (R - r)}{g} \end{aligned} \tag{27.17}$$

Para la velocidad crítica,  $\alpha = 0$ ,  $\cos \alpha = 1$ , y  $n$  se transforma en la velocidad crítica  $n_c$ . Por tanto

$$n_c = \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{g}{R - r}} \tag{27.18}$$

Los molinos de volteo giran a un 65-80 por 100 de la velocidad crítica, con los valores más bajos para la molienda húmeda de suspensiones viscosas<sup>7d</sup>.

**Capacidad y consumo de energía de los molinos de volteo.** La máxima cantidad de energía que se puede suministrar al sólido sometido a molienda se puede calcular a partir de la masa del medio de molienda, la velocidad de rotación y la máxima distancia de caída. En un molino real la energía utilizada es mucho menor que ésta, mientras que la energía mecánica total suministrada al molino es mucho mayor. Se requiere energía para hacer girar la carcasa en los cojinetes de soporte. Mucha de la energía suministrada al medio de molienda es consumida en moler más las partículas que ya son suficientemente finas y en levantar bolas o guijarros que caen que realizan poca o ninguna molienda. Por supuesto que un buen diseño minimiza la cantidad de esta energía consumida. Un análisis teórico completo de las principales variables interrelacionadas es virtualmente imposible y el funcionamiento de los molinos de volteo se predice mejor a partir de simulaciones en ordenador basadas en ensayos de planta piloto. Los molinos de barras producen de 5 a 200 toneladas/h de un producto de 10 mallas; los molinos de bolas producen de 1 a 50 toneladas/h de polvo que tal vez del 70 al 90 por 100 pasa por un tamiz de 200 mallas. El consumo total de energía para un molino de barras típico operando con un material duro es del orden de 5 CV-h/ton (4 kWh/ton); para un molino de bolas es del orden de 20 CV-h/ton (16 kWh/ton). Los molinos tubulares y los compartimentados requieren una potencia algo mayor. A medida que aumenta la finura del producto la capacidad de un determinado molino disminuye y el consumo de energía aumenta. (Véase la Fig. 27.15.)

### Molinos de ultrafinos

Muchos productos comerciales han de contener partículas con un tamaño comprendido entre 1 y 20  $\mu\text{m}$ , y que todas las partículas pasen esencialmente a través de un tamiz estándar de 325 mallas, cuya anchura de las aberturas es 44  $\mu\text{m}$ . Los molinos que reducen sólidos hasta partículas tan finas reciben el nombre de *molinos de ultrafinos*. La molienda ultrafina de polvos secos se realiza con molinos **tales** como molinos de martillos de alta velocidad provistos de un sistema de clasificación interna o externa, y con molinos de chorro o que utilizan la energía de un fluido. La molienda **ultrafina** en húmedo se realiza en molinos agitados.

**Molinos de martillos con clasificación.** El Mikro-Atomizer que se representa en la Figura 27.11 es un molino de martillos con clasificación interna. Un conjunto de martillos giratorios está acoplado entre dos discos rotores, esencialmente igual que en un molino de martillos convencional. Además de los martillos, el eje rotor lleva dos ventiladores que impulsan aire a través del molino en la dirección que se muestra en la figura y que descarga en conductos que acaban en los colectores de producto. Sobre los discos rotores hay unas cortas aspas radiales para separar las partículas de tamaño superior a las deseadas. En la cámara de molienda las partículas del sólido se mueven con una elevada velocidad rotacional. Las partículas gruesas se concentran a lo largo de la pared de la cámara debido a la fuerza centrífuga que actúa sobre ellas. La corriente de aire transporta las partículas más finas desde el interior de la cámara de molienda hacia el eje en la dirección

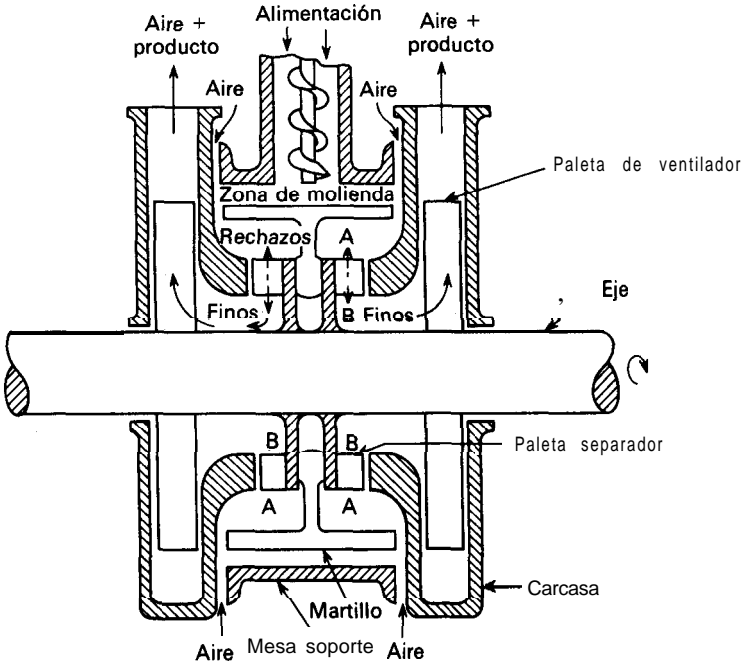


Figura 27.11. Fundamento del Mikro-Atomizer. (Tomado, con autorización de Pulverizing Machinery Div. of Mikro Pul. U.S. Filter Systems, Inc.)

AB. Las aspas del separador tienden a arrojar las partículas hacia fuera en la dirección BA. El que una determinada partícula pase o no entre las aspas del separador y llegue hasta el punto de descarga depende de cuál sea la fuerza que predomine: la fuerza de rozamiento ejercida por el aire o la fuerza centrífuga ejercida por las aspas. Las partículas aceptablemente finas pasan a través mientras que las partículas demasiado grandes son devueltas hacia atrás para su posterior reducción en la cámara de molienda. El tamaño máximo de las partículas se puede variar modificando la velocidad del rotor o el tamaño y número de las aspas del separador. Los molinos de este tipo reducen de 1 a 2 toneladas/h hasta un tamaño medio de partículas de 1 a 20  $\mu\text{m}$ , con un consumo de energía de aproximadamente 50 CV-h/ton (40 kWh/ton).

**Molinos que utilizan la energía de un fluido.** En la Figura 27.12 se representa un típico molino que utiliza la energía de un fluido. En estos molinos las partículas sólidas están suspendidas en una corriente gaseosa y son transportadas a alta velocidad siguiendo un camino circular o elíptico. Parte de la **reducción** de tamaño se produce cuando las partículas chocan o friccionan contra las paredes de la cámara, pero la mayor parte de la reducción tiene lugar como consecuencia de la frotación entre las partículas. La clasificación interna mantiene las partículas más grandes en el molino hasta que se reducen al tamaño deseado.

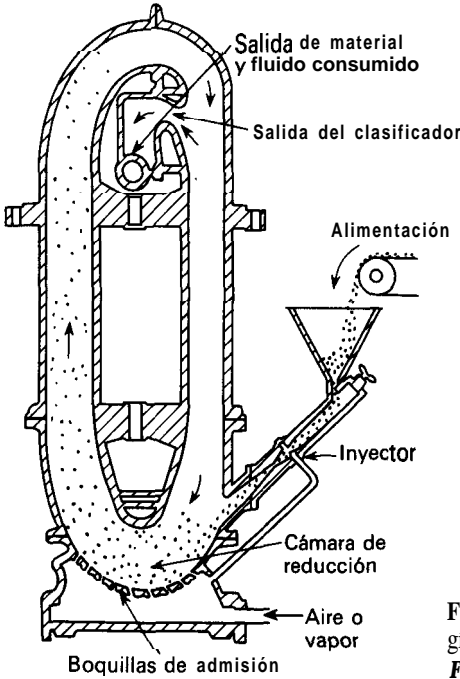


Figura 27.12. Molino accionado por la energía de un fluido. (Tomado, con autorización, de Fluid Energy Processing and Equipment Co.)

El gas utilizado es generalmente aire comprimido o vapor de agua sobrecalentados, que entran a una presión de  $100 \text{ lb}_f/\text{pulg}^2$  (6,9 atm) a través de boquillas energizantes. En el molino que se representa en la figura, la cámara de molienda es un lazo oval de tubería de 1 a 8 pulg (25 a 200 mm) de diámetro y de 4 a 8 pies (1,2 a 2,4 m) de altura. La alimentación entra cerca del fondo del lazo oval a través de un inyector de venturi. La clasificación de las partículas molidas tiene lugar en el codo superior del lazo. Cuando la corriente gaseosa circula a través de este codo a alta velocidad, las partículas más gruesas son arrastradas hacia fuera chocando contra la pared exterior, mientras que las finas se congregan en la pared interior. Una abertura de descarga situada en la pared interior en este punto conduce hasta un separador de ciclón y un colector de bolsa para la recogida del producto. La clasificación se favorece por el complejo modelo de tirabuzón que se genera en la corriente gaseosa a su paso por el codo de la tubería. Los molinos que operan con la energía de un fluido aceptan partículas tan grandes como  $1/2 \text{ pulg}$  (13 mm) pero son más eficaces cuando el tamaño de las partículas de la alimentación no es superior a 100 mallas. Reducen hasta  $1 \text{ ton/h}$  de sólidos no pegajosos hasta partículas con un diámetro medio de  $1/2$  a  $10 \mu\text{m}$ , utilizando de 1 a 4 lb de vapor de agua o 6 a 9 lb de aire por lb de producto.

**Molinos agitados.** Para algunas operaciones de molienda ultrafina se utilizan pequeños molinos discontinuos no rotatorios que contienen un sólido como medio de molienda. Dicho medio consiste en elementos sólidos duros tales como

bolas, pellets o granos de arena. Estos molinos son recipientes verticales de 1 a 300 galones (2 a 1200 l) de capacidad, que están llenos con un líquido en el que se encuentra suspendido el medio de molienda. En algunos diseños esta carga se agita con un rodete de múltiples palas; en otros, que se utilizan especialmente para la molienda de materiales duros (tales como sílice o dióxido de titanio), una columna central alternativa hace vibrar el contenido del recipiente con una frecuencia de unos 20 Hz. Por la parte superior se introduce la alimentación en forma de una suspensión concentrada, y el producto (con algo de líquido) se retira a través de un tamiz situado en el fondo. Los molinos agitados son especialmente útiles para la obtención de partículas con un tamaño de  $1\ \mu\text{m}$  o más tinas <sup>7e</sup>.

### Máquinas cortadoras'

En algunos problemas de reducción de tamaño la alimentación es demasiado tenaz o demasiado elástica para poder ser troceada por compresión, impacto o frotación. En otro tipo de casos la alimentación ha de reducirse a partículas de dimensiones tijas. Estos requerimientos se pueden cumplir con dispositivos que cortan, pican o desgarran la alimentación en un producto con las características deseadas. Los quebrantadores con dientes de sierra mencionados anteriormente realizan buena parte de su trabajo en esta forma. Las verdaderas máquinas cortadoras comprenden las cortadoras de cuchillas rotatorias y los granuladores. Estas máquinas encuentran aplicación en una gran variedad de procesos pero se adaptan especialmente bien a los problemas de reducción de tamaño en la industria del caucho y de plásticos.

**Cortadoras de cuchillas.** Una cortadora de cuchillas rotatorias, como la que se representa en la Figura 27.13, consta de un rotor horizontal que gira de 200 a

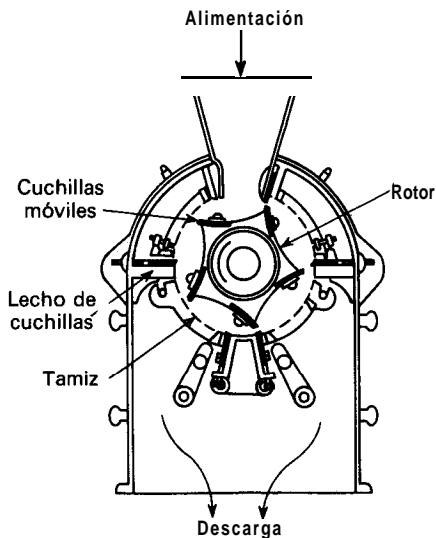


Figura 27.13. Cortador rotatorio de cuchillas.

900 rpm en el interior de una cámara cilíndrica. Sobre el rotor van acopladas de 2 a 12 cuchillas con extremos de acero que pasan muy próximas sobre 1 a 7 cuchillas estacionarias. Las partículas de alimentación entran en la cámara por la parte superior, son cortadas varios centenares de veces por minuto y salen a través de un tamiz situado en el fondo con aberturas de 5 a 8 mm. A veces las cuchillas móviles son paralelas a las cuchillas tijas; otras veces, dependiendo de las propiedades de la alimentación, ambas cuchillas se encuentran formando un ángulo. Las cortadoras rotatorias y los granuladores tienen un diseño similar. Un granulador produce partículas más o menos irregulares; una cortadora puede dar cubos, cuadrados delgados o gránulos.

## OPERACION DEL EQUIPO

Para la adecuada selección y operación económica de las máquinas de reducción de tamaño es preciso cuidar muchos detalles del procedimiento y del equipo auxiliar. No se puede esperar que un quebrantador, un molino o una cortadora funcionen satisfactoriamente excepto que (1) la alimentación sea de un tamaño adecuado y se introduzca con una velocidad uniforme; (2) que el producto se retire lo más pronto posible una vez que las partículas han alcanzado el tamaño deseado; (3) que el material que no es triturable se mantenga fuera de la máquina; y (4) que en el caso de productos de bajo punto de fusión o sensibles al calor se elimine el calor generado en la molienda. Por tanto, calentadores, enfriadores, separadores de metales, bombas y soplantes, así como alimentadores de velocidad constante, son importantes dispositivos complementarios de una unidad de reducción de tamaño.

**Operación en circuito abierto y en circuito cerrado.** En muchos molinos la alimentación se reduce a partículas de tamaño satisfactorio pasándola una sola vez a través del molino. Cuando las partículas de tamaños más grandes no se hacen retornar a la máquina para su posterior reducción, se dice que el molino opera en circuito abierto. Esto puede dar lugar a un consumo excesivo de energía puesto que se pierde mucha energía en moler partículas que ya son suficientemente finas. Si se desea un producto de 50 mallas, evidentemente resulta un despilfarro continuar moliendo el material hasta 100 o 200 mallas. Por consiguiente, con frecuencia resulta económico retirar del molino el material parcialmente molido y hacerlo pasar a través de un dispositivo de separación de tamaños. Los tamaños finos se retiran como producto mientras que los gruesos se hacen retornar al molino. El dispositivo de separación está a veces situado en el interior del molino, como ocurre en el caso de molinos de ultratinos, pero lo más frecuente es que tales dispositivos sean exteriores al molino. **Operación en circuito cerrado** es la denominación que se aplica a la sección de un molino y un separador conectados de forma que las partículas gruesas retornan al molino.

Para partículas gruesas el dispositivo de separación es un tamiz o rejilla, mientras que para polvos finos se utiliza alguna forma de clasificador\*. En la

---

\* Estos dispositivos se consideran en el Capítulo 30.

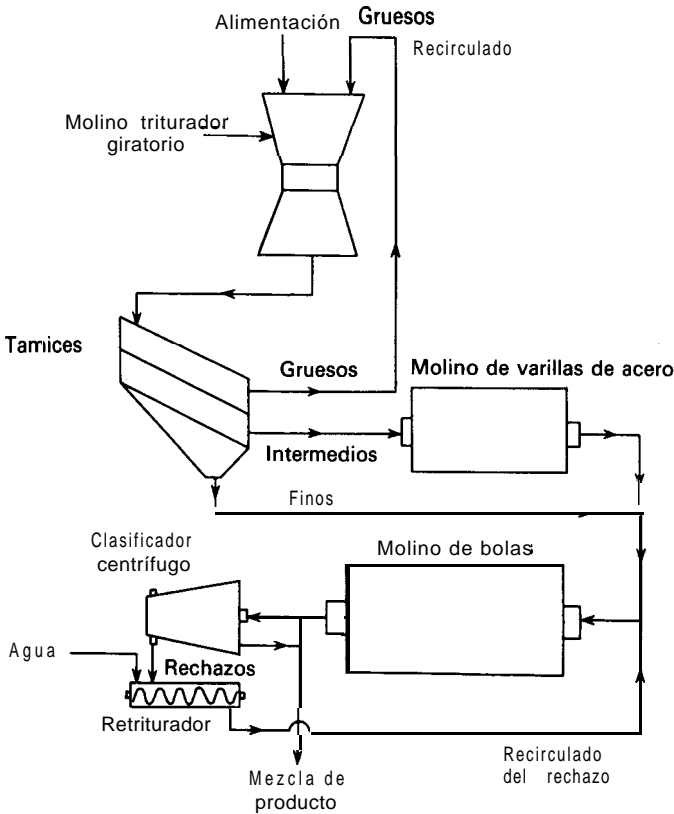


Figura 27.14. Diagrama de flujo para molienda en circuito cerrado.

Figura 27.14 se representa un conjunto típico de máquinas de reducción de tamaño y separadores operando en circuito cerrado. El producto de un quebrantador giratorio es separado por tamizado en tres fracciones: tinos, intermedios y gruesos. Los gruesos se devuelven al quebrantador; los tinos pasan directamente como alimentación de la unidad final de reducción, que es un molino de bolas. Las partículas intermedias se trituran en un molino de rodillos antes de entrar en el molino de bolas. En el esquema que se presenta en la figura el molino de bolas opera en húmedo, es decir, se bombea agua a través del molino para transportar las partículas molidas a un clasificador. El clasificador separa las partículas grandes en forma de una suspensión, que es repulpada con más agua y devuelta al molino. Los tamaños pequeños, que constituyen el producto, salen del clasificador como una suspensión de partículas de tamaño aceptable. Aunque los tamices operan de una forma más sencilla que los clasificadores, no pueden realizar económicamente separaciones cuando las partículas son inferiores a un tamaño de 150 a 200 mallas. La molienda adicional de estas partículas tinas es lo que precisamente da lugar a un consumo excesivo de energía. La operación en circuito cerrado es, por tanto, muy conveniente para la reducción de tamaños

tinios hasta ultratinos, lo cual requiere que la separación se realice utilizando clasificadores húmedos o separadores con aire como los descritos en el Capítulo 30. Por supuesto que es preciso suministrar energía para accionar los transportadores y separadores en un sistema de circuito cerrado, pero, a pesar de esto, la reducción del consumo total de energía alcanza con frecuencia el 25 por 100 de la que se requiere para la molienda en circuito abierto.

**Control de la alimentación.** La operación más importante para la reducción de tamaño es el control de la alimentación del molino. Las partículas de la alimentación han de tener un tamaño apropiado. Evidentemente no han de ser tan grandes que no puedan ser rotas por el molino. Por otra parte, si una gran cantidad de partículas son muy finas, la eficacia de muchas máquinas, especialmente quebrantadores y trituradores, se reduce considerablemente. Con algunos sólidos, la compresión o el enfriamiento previo de la alimentación antes de su entrada en el molino aumenta considerablemente la facilidad de molienda del material. En molinos continuos la velocidad de alimentación debe controlarse dentro de límites estrechos para evitar el bloqueo del molino, así como variaciones erráticas de la carga que dan lugar a una disminución de la capacidad de la máquina. En el corte de un material laminar para formar cuadrados de tamaño exacto o copos de longitud uniforme, es evidente que será esencial un control exacto de la velocidad de alimentación.

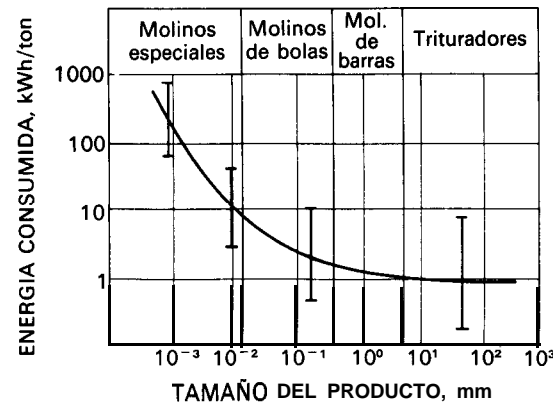
**Descarga del molino.** Para evitar la acumulación en un molino continuo es necesario que la velocidad de descarga sea igual a la velocidad de alimentación. Además, la velocidad de descarga ha de ser tal que las partes activas del molino puedan actuar sobre el material en la forma más eficaz. Por ejemplo, en un quebrantador de mandíbulas, las partículas se pueden recoger en la abertura de descarga y triturarse muchas veces antes de que salgan del sistema. Tal como se ha indicado anteriormente, esto dará lugar a un despilfarro de energía si el tamaño de muchas partículas se reduce más de lo necesario. Esta forma de operación de un quebrantador se realiza a veces deliberadamente y recibe el nombre de **trituration obturada**. Sin embargo, la máquina está generalmente diseñada para operar de tal forma que las partículas trituradas puedan salir fácilmente, posiblemente llevando algunas partículas grandes, que se separan después y se devuelven al sistema de reducción de tamaño. Este tipo de operación recibe el nombre de **trituration con descarga libre o trituration libre**. La trituration obturada se utiliza solamente en situaciones poco frecuentes, ya que requiere una gran cantidad de energía y puede dañar el molino.

En el caso de productos molidos relativamente gruesos, como los obtenidos en un quebrantador, un triturador intermedio o una cortadora, la fuerza de gravedad es suficiente para producir una descarga libre, cayendo generalmente el producto por el fondo del molino. En un molino rotatorio el producto sale a través de las aberturas de la pared de la cámara situadas en un extremo del cilindro (**descarga periférica**), o bien es levantado por unas cucharas que lo depositan en un cono que lo dirige hacia un muñón perforado (**descarga de muñón**).

En la descarga de molinos para molienda fina y ultrafina, la fuerza de gravedad es sustituida por el arrastre de un fluido portador. El fluido puede ser un líquido o un gas. La molienda húmeda con un líquido portador es frecuente en los molinos rotatorios. Esto provoca un mayor desgaste de las paredes de la cámara y del medio de molienda que cuando se opera en seco, pero disminuye el consumo de energía, aumenta la capacidad y simplifica la manipulación y **clasificación** del producto. La separación del producto en los molinos de frotamiento, en los que utilizan la energía de un fluido y en muchos molinos de martillos, se realiza mediante barrido con aire, vapor de agua o un gas inerte. El polvo se retira de la corriente gaseosa por medio de separadores de ciclón o de filtros de mangas.

**Consumo de energía.** En las operaciones de reducción de tamaño se consumen grandes cantidades de energía, especialmente en la fabricación de cemento, **molienda** de carbón, rocas y pizarras, así como en la preparación de minerales para la obtención de acero y **cobre**<sup>6</sup>. La reducción de tamaño es probablemente la menos eficaz de todas las operaciones básicas: alrededor de un 99 por 100 de la energía se utiliza en la operación del equipo, produciendo calor y ruido no deseados, quedando menos del 1 por 100 para la creación de nueva superficie. A medida que se han ido desarrollando procesos que cada vez requieren partículas más finas para la alimentación de hornos y reactores, ha aumentado el consumo total de energía, ya que la reducción hasta tamaños muy finos es energícamente mucho más costosa que la simple trituración hasta partículas relativamente gruesas. Este hecho se ilustra en la Figura 27.15, que muestra también las cantidades típicas de energía consumida por unidad de masa de producto en los distintos tipos de equipos de reducción de tamaño.

**Retirada o suministro de calor.** Puesto que solamente una fracción muy pequeña de la energía comunicada al sólido se utiliza en crear nueva **superficie**, la mayor



**Figura 27.15.** Consumo de energía frente a tamaño del producto en un equipo de reducción de tamaño. (Tomado, con autorización, de «Comminution and Energy Consumption», NMAB-264, National Academy Press, 1981.)

parte de la energía se convierte en calor, lo cual puede dar lugar a un importante aumento de la temperatura del sólido. El sólido puede fundir, descomponerse o explotar si no se retira este calor. Por esta razón con frecuencia se hace circular agua fría o **salmuera** a través de serpentinadas o camisas incorporadas al molino. A veces se impulsa aire refrigerado a través del molino o se introduce dióxido de carbono sólido (nieve carbónica) con la alimentación. Con nitrógeno líquido todavía se alcanza una más drástica reducción de temperatura, pudiendo realizarse la molienda a temperaturas inferiores a  $-75$  °C. La finalidad de temperaturas tan bajas es alterar las características de rotura del sólido, haciéndolo en general más fácilmente triturable. De esta forma, productos **tales** como la manteca de cerdo y la cera de abejas se hacen suficientemente duras para ser tratadas en un molino de martillos, y plásticos correosos, que atascan un molino a temperaturas ordinarias, se hacen **suficientemente** quebradizos y pueden molerse sin dificultad.

## SIMBOLOS

$A_w$	Superficie específica de las partículas, $\text{pie}^2/\text{lb}$ o $\text{m}^2/\text{g}$ ; $A_{wa}$ , para la alimentación; $A_{wb}$ , para el producto
$B_{n,u}$	Fracción de masa total de las partículas más pequeñas que el tamaño $\bar{D}_{pn}$ que resulta de la rotura de las partículas de tamaño $\bar{D}_{pu}$
$D_p$	Tamaño de la partícula, pies o mm; $D_{pa}$ , de la alimentación, $D_{pb}$ , del producto; $D_p$ , <b>máx</b> , tamaño máximo de las partículas atrapadas por los rodillos
$D_{pn}$	Abertura de malla del tamiz $n$ , pies o mm; $D_{p(n+1)}$ , del tamiz $n+1$
$\bar{D}_n$	Media aritmética de $D_{pn}$ y $D_{p(n+1)}$ , pies o mm
$\bar{D}_s$	Diámetro medio volumen-superficie, pies o mm; $\bar{D}_{sa}$ , de la alimentación; $\bar{D}_{sb}$ , del producto
$\bar{D}_u$	Diámetro medio de la partícula sobre el tamiz $u$ , que es más gruesa que el tamiz $n$
$d$	Distancia media entre los rodillos quebrantadores, pies o m
$e_s$	Energía superficial por unidad de área, $\text{pies-lb}_f/\text{pie}^2$ o $\text{J}/\text{m}^2$
$g$	Aceleración de la gravedad, $\text{pies}/\text{s}^2$ o $\text{m}/\text{s}^2$
$g_c$	Factor de proporcionalidad de la ley de Newton, 32,174 $\text{pies-lb}/\text{lb}_f\text{-s}^2$
$K$	Constante; $K_b$ , en la ley de Bond; $K_k$ , en la ley de Kick; $K_r$ , en la ley de Rittinger
$m$	Masa de la bola, lb o g
$\dot{m}$	Velocidad de alimentación del triturador, $\text{ton}/\text{h}$ o $\text{kg}/\text{s}$
$n$	Velocidad, rpm; número del tamiz, contando desde el tamiz más grande de la serie; $n_T$ , número total de tamices; $n_c$ , velocidad crítica en un molino de bolas
$P$	Potencia, CV o $\text{W}$
$R$	Radio de los rodillos quebrantadores o del molino de bolas, pies o m
$r$	Radio de las bolas en un molino de bolas, pies o m
$S$	Función de la velocidad de molienda, $\text{s}^{-1}$ ; $S_n$ , para el tamiz $n$ ; $S_u$ , para el tamiz $u$
$S_p$	Área de la partícula, $\text{pie}^2$ o $\text{m}^2$
$t$	Tiempo, s; $t_T$ , tiempo total de molienda
$u$	Número del tamiz más grueso que el tamiz $n$
$v_p$	Volumen de la partícula, $\text{pie}^3$ o $\text{m}^3$
$W$	Energía comunicada al quebrantador, $\text{pies-lb}_f/\text{lb}$ o $\text{J}/\text{g}$ ; $W_n$ , energía absorbida por el material durante la molienda
$W_i$	Índice de trabajo de Bond, $\text{kWh}/\text{ton}$

x Fracción de masa;  $n_n$ , sobre el tamiz  $n$ ;  $x_n, p$ , sobre el tamiz  $n$  después de  $t$  incrementos de tiempo;  $x_u$ , sobre el tamiz  $u$ ;  $x_1$ , sobre el tamiz más grueso;  $x_1, 0$ , fracción más gruesa de la alimentación

**Letras griegas**

- $\alpha$  Angulo formado por el radio con la vertical en un molino de bolas
- $\beta$  Exponente en la Ecuación (27.13)
- $\Delta B_{n,u}$  Función de rotura, fracción de partículas de tamaño  $\bar{D}_u$  que se rompen hasta el tamaño  $4$ ,
- $\Delta t$  Incremento de tiempo, s
- $\Delta x_n$  Variación de  $x_n$  durante el tiempo  $\Delta t$
- $\eta_c$  Coeficiente de trituración
- $\eta_m$  Eficacia mecánica del quebrantador
- $\rho_p$  Densidad de la partícula, lb/pie<sup>3</sup> o kg/m<sup>3</sup>
- $\Phi_s$  Esfericidad;  $\Phi_a$ , de la alimentación;  $\Phi_b$ , del producto
- $\omega$  Velocidad angular, rad/s

**PROBLEMAS**

27.1. Un quebrantador giratorio tritura una roca volcánica. La alimentación está formada por esferas prácticamente uniformes de 2 pulg. El análisis diferencial por tamizado del producto se presenta en la columna 1 de la Tabla 27.5. La potencia que se requiere para triturar este material es de 430 kW/ton. De esta potencia, 10 kW se necesitan para el funcionamiento del molino en vacío. Reduciendo la separación entre el cabezal triturante y el cono, el análisis diferencial por tamizado del producto se transforma en el que se presenta en la columna 2 de la Tabla 27.5. Calcúlese la potencia necesaria para la segunda operación, a partir de (a) la ley de Rittinger, y (b) la ley de Kick. La velocidad de alimentación es de 125 ton/h.

27.2. Utilizando el método de Bond, estimar la potencia necesaria por tonelada de roca en cada una de las operaciones del Problema 27.1.

**Tabla 27.5.** Datos para el Problema 27.1

Mallas	Producto	
	Primeramolinda (1)	Segundamolinda (2)
4/6	3,1	
6/8	10,3	3,3
8/10	20,0	8,2
10/14	18,6	11,2
14/20	15,2	12,3
20/28	12,0	13,0
28/35	9,5	19,5
35/48	6,5	13,5
48/65	4,3	8,5
-65	0,5	
65/100		6,2
100/150		4,0
-150		0,3

- 27.3. Resuélvase el Ejemplo 27.2 para una carga del molino consistente totalmente en material de 4/6 mallas. Representéntense los resultados y compárense con los de la Figura 27.1.
- 27.4. Resuélvase el Problema 27.3 con (a)  $\beta = 1,1$  y (b)  $\beta = 1,6$ . Representéntense los resultados. ¿Varían en la forma en la que era de esperar?
- 27.5. Resuélvase el Problema 27.3 con  $\beta = 1,3$  y con  $S$  variando con  $D_p^3$  para los tamaños más gruesos que 10 mallas y con  $D_p^2$  para los tamaños más finos. ¿Los resultados son los previstos?
- 27.6. ¿Qué velocidad de giro, en revoluciones por minuto, recomendaría usted para un molino de bolas de 1200 mm de diámetro cargado con bolas de 75 mm de diámetro?

## REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. ARBITER, N., y HARRIS, C. C.: *Br. Chem. Eng.*, **10**:240 (1965).
2. BERRY, C. E.: *Ind. Eng. Chem.*, **38**:672 (1946).
3. BOND, F. C.: *Trans. AIME*, TP-3308B, y *Mining Eng.*, Mayo 1952.
4. GALANTY, H. E.: *Ind. Eng. Chem.*, **55**(1):46 (1963).
5. GAUDIN, A. M.: «Principles of Mineral Dressing», McGraw-Hill, New York, 1939, p. 136.
6. KAPLAN, L. J.: *Chem. Eng.*, **88**(26):33 (1981).
7. PERRY, J. H. (ed): «Chemical Engineers' Handbook», 5ª ed, McGraw-Hill, New York, 1973; (a) p 8-11; (b) pp. 8-14 a 8-16; (c) p. S-21; (d) p. S-26; (e) p. 8-29; (f) pp. 8-36 a 8-40.
8. REID, K. J.: *Chem. Eng. Sci.*, **20**(11):953 (1965).
9. STERRETT, K. R., y SHELDON, W. M.: *Ind. Eng. Chem.*, **55**(2):46 (1963).