

COMINUIÇÃO

4.2 BRITAGEM E MOAGEM

Adão Benvindo da Luz

Eng. de Minas pela UFPE, Mestre e Doutor em
Engenharia Mineral pela EPUSP
Pesquisador Titular do CETEM/MCTIC

Salvador Luiz Matos de Almeida

Eng. Metalurgista pela UFRJ, Mestre e Doutor em
Engenharia Mineral pela EPUSP
Pesquisador Titular do CETEM/MCTIC

Paulo Fernando Almeida Braga

Eng. Químico pela UFRRJ, Mestre e Doutor em
Engenharia Mineral pela EPUSP
Tecnologista Sênior do CETEM/MCTIC

BRITAGEM

Genericamente, britagem pode ser definida como um conjunto de operações unitárias que objetiva a fragmentação de blocos de minérios oriundos de uma mina ou de blocos de rochas de uma pedreira, levando-os à granulometria adequada para utilização direta ou para posterior processamento.

A britagem é um estágio no processamento de minérios que utiliza, em sucessivas etapas, equipamentos apropriados para a redução de tamanhos convenientes ou para a liberação de minerais valiosos de sua ganga (MULLAR e BHAPPU, 1980).

É aplicada a fragmentos de distintos tamanhos, desde rochas de 1000 até 10 mm. Não existe um circuito padrão para britagem dos diferentes tipos de minério e a operação é feita em estágios convenientes. Normalmente, para haver uma liberação satisfatória do mineral valioso, é necessário que o minério seja reduzido a uma granulometria fina. Nestas condições, a operação de fragmentação desenvolve-se por meio de três estágios, isto é, grossa, intermediária e fina ou moagem. Nos dois primeiros estágios, a fragmentação é realizada em britadores e no último estágio, em moinhos. Não há rigidez quanto aos estágios de britagem, porém, normalmente, utiliza-se a classificação da Tabela 1 (PRYOR, 1965).

Tabela 1. Classificação dos estágios de britagem (adaptado de PRYOR, 1965).

Estágio de Britagem	Tamanho Máximo de Alimentação (mm)	Tamanho Máximo de Produção (mm)
Britagem primária	1000	100,0
Britagem secundária	100	10,0
Britagem terciária	10	1,0
Britagem quaternária	5	0,8

Britagem Primária

Na britagem primária, os britadores empregados são de grande porte e sempre operam em circuito aberto, não realizando nenhum descarte (escalpe) da fração de menor tamanho contida na alimentação. A britagem primária é realizada a seco e tem uma razão de redução em torno de 8:1.

Para este estágio, são utilizados os seguintes tipos de britadores: mandíbulas, giratório, impacto e rolo dentado. O Quadro 1 apresenta a comparação entre as diversas características desses equipamentos (OBLAD et al., 1980).

Quadro 1. Características dos britadores primários.

Características Consideráveis	Britador de Mandíbulas	Britador Giratório
Capacidade	Adequado para capacidades baixas e médias (1000 t/h)	Adequado para capacidades médias e altas
Granulometria do produto	Recomendado quando é indesejável grande quantidade de finos no produto. O <i>top size</i> do produto é alto para materiais lamelares	Idêntico ao de mandíbulas quanto a finos. Mas apresenta <i>top size</i> menor, para uma mesma abertura de saída, britando materiais lamelares
Características mecânicas da rocha	Sem restrição	Sem restrição
Estratificação da rocha	Pouco adequado para materiais com tendência a produzir partículas lamelares	É mais adequado que o de mandíbulas para materiais com tendência a produzir partículas lamelares
Materiais úmidos com alto teor de argila	Mais adequado que o giratório e menos adequado que os de impacto e de rolo dentado	Pouco adequado
Teor de minerais abrasivos altos	Adequado para material abrasivo	Adequado. Comparável com o de mandíbulas (2 eixos)
Grau de redução. Valores usuais médios	Em torno de 5:1	Em torno de 8:1
Modo de alimentação	Exige alimentador	Dispensa alimentador
Granulometria do produto	Caracterizado por alta produção de finos	É o britador primário que produz menos finos. Apresenta <i>top size</i> do produto alto
Características mecânicas da rocha	Uso limitado a rochas frágeis ou elásticas	Uso limitado a rochas de média fragmentação ou para minerais moles
Estratificação da rocha	Altamente efetivo para materiais com tendência a produzir partículas lamelares	É efetivo para materiais com tendência a produzir partículas lamelares, mas o <i>top size</i> do produto é alto
Materiais úmidos com alto teor de argila	Como o britador de rolo, é altamente efetivo para este tipo de material	Altamente efetivo para este tipo de material
Características Consideráveis	Britador de Impacto	Britador de Rolo Dentado
Teor de minerais abrasivos altos	Geralmente restrito a materiais com teor de sílica equivalente menor que 15%	Como o de impacto, é limitado a materiais pouco abrasivos
Grau de redução. Valores usuais médios	Grande o suficiente para, muitas vezes, fazer o trabalho de britagem primária e secundária em um só equipamento.	Brita qualquer bloco que caiba na boca do britador. Todavia, a presença de blocos grandes limita bastante a capacidade
Modo de alimentação	Exige alimentador	Exige alimentador

Britador de Mandíbulas

É o equipamento geralmente utilizado na etapa de britagem primária, onde os blocos são de elevadas dimensões/dureza e com grandes variações de tamanho na alimentação.

Compõe-se basicamente de uma mandíbula fixa, e uma móvel ligada ao excêntrico, que fornece o movimento de aproximação e afastamento entre elas. Desta maneira, o bloco de material alimentado na boca do britador vai descendo entre as mandíbulas, enquanto recebe o impacto responsável pela fragmentação (JAIN, 1987).

Os britadores de mandíbulas são classificados em dois tipos, baseando-se no mecanismo de acionamento da mandíbula móvel. Tem-se britadores de um eixo tipo *Dodge* (Figura 1) e dois eixos tipo *Blake* (Figura 2) (TAGGART, 1954).

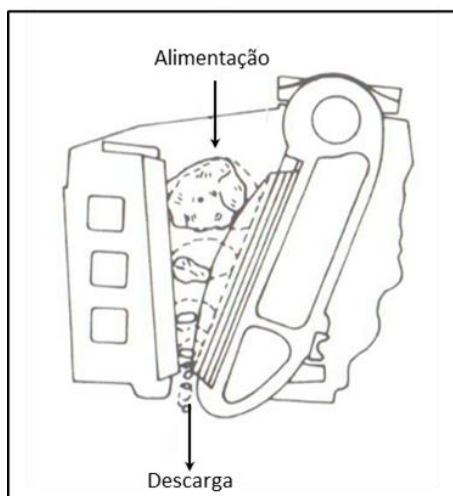


Figura 1. Movimento dos blocos durante a fragmentação no britador de mandíbulas de um eixo (*Dodge*) (adaptado PRYOR, 1965).

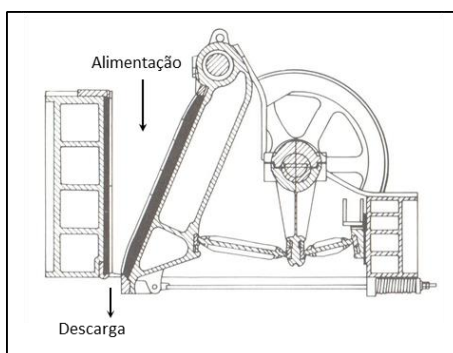


Figura 2. Britador de mandíbulas de dois eixos (*Blake*) (adaptado de PRYOR, 1965).

Nos britadores de dois eixos, a mandíbula móvel tem movimento pendular (Figura 3), enquanto que os de um eixo tem movimento elíptico. Em termos de custos de capital, britadores de dois eixos são cerca de 50% mais elevados que os de um eixo, sendo indicados para materiais mais abrasivos e de difícil fragmentação. A especificação dos britadores de mandíbulas é dada pelas dimensões de abertura da alimentação. Por exemplo, um britador com 1.000 x 1.200 mm apresenta, na alimentação, seção retangular com dimensões de 1.000 x 1.200 mm (WILLS, 1992).

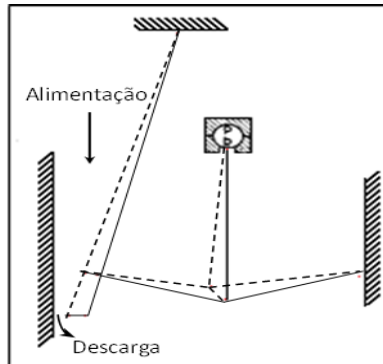


Figura 3. Esquema do movimento do britador de mandíbulas de dois eixos.
(adaptado de WILLS, 1992)

A granulometria do produto é estabelecida pelo ajuste da descarga, sendo, então, definida pela razão de redução que deve ser em torno de 5:1.

Britador Giratório

É o equipamento de britagem primária utilizado quando existe uma grande quantidade de material a ser fragmentado, sendo mais operacional do que o britador de mandíbula, podendo ser alimentado por qualquer lado, indistintamente, além de permitir uma pequena armazenagem no seu topo (Figura 4) (SPOTTISWOOD, 1982).

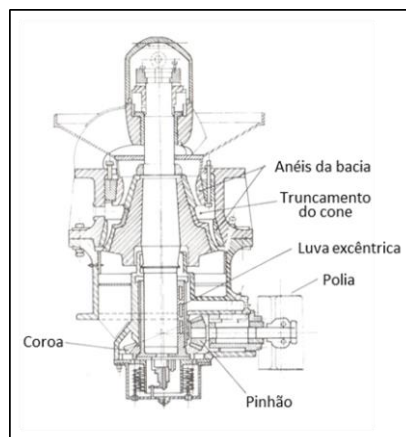


Figura 4. Britador Giratório.

O princípio de funcionamento do britador giratório está no movimento de aproximação e distanciamento do cone central em relação à carcaça invertida. Este movimento circular (85 a 150 rpm) faz com que toda a área da carcaça seja utilizada na britagem, o que fornece ao britador uma grande capacidade de operação (Figura 5).

Esse britador tem baixo custo operacional e grande seção de alimentação.

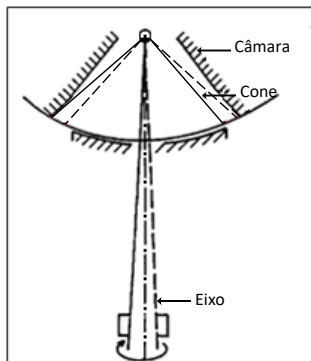


Figura 5. Esquema do movimento do britador giratório (adaptado de PRYOR, 1965).

Britador de Impacto

Neste tipo de britador (Figura 6), a fragmentação é feita por impacto ao invés de compressão. Por meio do movimento das barras (500 até 3.000 rpm), parte da energia cinética é transferida para o material, projetando-o sobre as placas fixas de impacto onde ocorre a fragmentação (WILLS, 1992).

A desvantagem do uso desse equipamento é que apresenta elevado custo de manutenção e grande desgaste das barras (ou martelos) e das placas de impacto, não sendo aconselhável seu uso no caso de rochas abrasivas e de materiais com teor de sílica superior à 15%. Este equipamento é utilizado na britagem primária, quando se deseja uma alta razão de redução e alta porcentagem de finos.

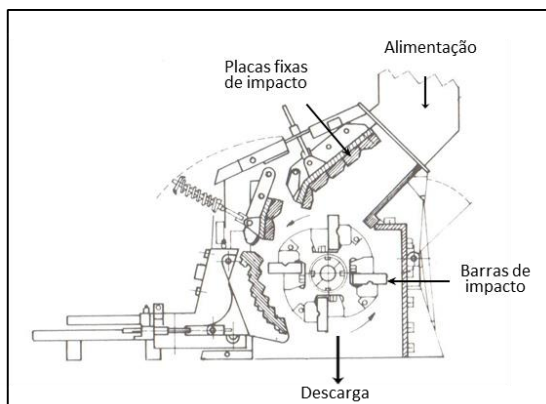


Figura 6. Britador de Impacto (OBLAD et al., 1980).

Britador de Rolo Dentado

Consiste basicamente de um rolo dentado móvel e uma carcaça fixa, como mostrado na Figura 7.

O movimento giratório do rolo provoca a compressão e o cisalhamento do material entre os dentes e a placa fixada à câmara.

Tem emprego limitado devido ao grande desgaste dos dentes, por ser sensível à abrasão. É aconselhável sua aplicação para rochas de fácil fragmentação, como a bauxita e também para britagens móveis, dada as pequenas dimensões do equipamento. Possui alta tolerância à umidade da alimentação, sendo na britagem primária o equipamento que produz menos finos.



Figura 7. Britador de rolo dentado (OBLAD et al., 1980).

Britagem Secundária

Entende-se por britagem secundária, de forma geral, a operação de britagem subsequente à primária.

Tem como objetivo, na maioria dos casos, a redução granulométrica do material para a moagem. É comum, na britagem secundária, o descarte prévio da fração fina na alimentação com a finalidade de aumentar a capacidade de produção. Esta operação é chamada “escalpe”, sendo realizada com auxílio de grelhas ou peneiras.

Os equipamentos normalmente utilizados são:

- britador giratório secundário;
- britador de mandíbulas secundário;
- britador cônico;
- britador de impacto ou martelos;
- britador de rolos.

Os britadores giratórios, mandíbulas e martelos são semelhantes àqueles empregados na britagem primária, apenas tendo dimensões menores.

Britador Cônico

O britador cônico (Figura 8) possui o mesmo princípio de operação do britador giratório. Entretanto, contrariamente ao que ocorre no britador giratório, no cônico o manto e o cone apresentam longas superfícies paralelas para garantir um tempo longo de retenção das partículas nessa região.

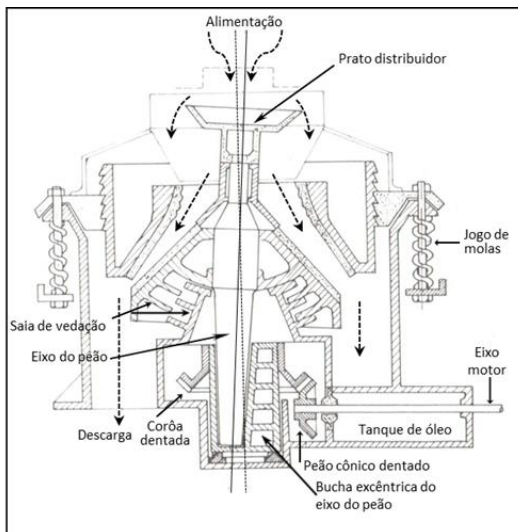


Figura 8. Britador cônico.

No britador giratório, a descarga se dá pela ação da gravidade, enquanto que no cônico a descarga é condicionada ao movimento do cone (Figura 9). O movimento vertical do cone, para cima e para baixo, controla a abertura de saída com auxílio de dispositivos hidráulicos.

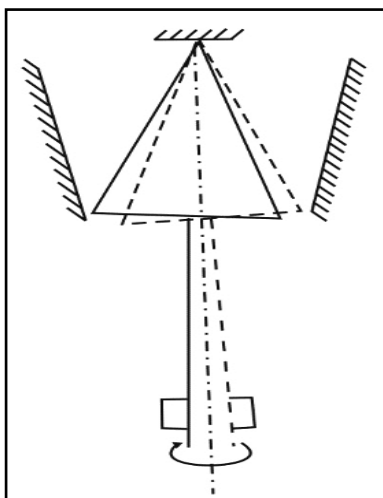


Figura 9. Esquema do movimento do britador cônico (adaptado de PRYOR, 1965).

Britador de Rolos

Este equipamento é constituído de dois rolos de aço (Figura 10) girando à mesma velocidade, porém, em sentidos contrários, guardando entre si uma distância definida. São destinados a materiais friáveis ou de fácil fragmentação (JAIN, 1987; WILLS, 1992).

A alimentação do minério é realizada na zona entre os rolos e cujo movimento faz com que os mesmos sejam forçados a passar pela distância fixada, previamente, por parafusos de ajuste. Esta ação promove a fragmentação do minério.

Este tipo de britador possui uma grande limitação para o seu uso em razão do tamanho da alimentação, pois esta limita-se à distância fixada entre os rolos (abertura) e os diâmetros dos mesmos.

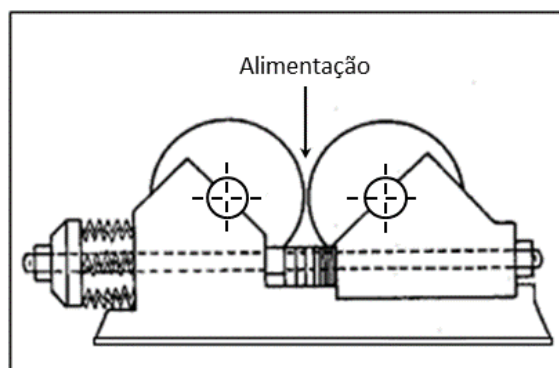


Figura 10. Britador de rolos.

Britagem Terciária

Em geral é o último estágio de britagem, porém, existem usinas com mais de três estágios. Neste caso, são consideradas as características de fragmentação do material ou a granulometria do produto final. Os equipamentos utilizados, na maioria das vezes, são os britadores cônicos cuja granulometria máxima do produto obtido está compreendida na faixa de 25 a 3 mm, com uma razão de redução de 4:1 ou 6:1. Estes equipamentos exigem um maior controle de operação, geralmente operando em circuito fechado.

Britadores de Impacto Vertical

No Brasil, a exploração de areia natural em várzeas e leitos de rio vem sofrendo restrições das agências de meio ambiente, principalmente em regiões metropolitanas.

A obtenção de areia artificial (ou areia de brita), com distribuição granulométrica e fator de forma próximo das areias naturais e usadas como agregado na construção civil, tem sido estudada, pelo CETEM, em usina piloto. Os resultados positivos encorajaram a implantação de unidades industriais, em algumas pedreiras nos estados de Minas Gerais e Rio de Janeiro (ALMEIDA, 2002; ALMEIDA et al., 2004).

O britador de impacto vertical (*Vertical Shaft Impact-VSI*) é conhecido como o um equipamento capaz de produzir modificações nas partículas, dando-lhes formato cúbico ou arredondado. Essa forma das partículas é atribuída aos mecanismos de cominuição que ocorrem no rotor e na câmara de britagem (Figura 11) do britador: impacto, abrasão e atrição. Parte do material alimentado no britador vai para o interior de um rotor, que projeta esse material a altas velocidades contra as paredes da câmara revestida com o próprio material onde as partículas colidem entre si e são moídas. Parte do material passa por fora do rotor, na forma de cascata, e colide contra as partículas que passaram pelo interior do rotor, caracterizando-se como um processo autógeno de cominuição. O cascadeamento das partículas traz os seguintes benefícios: redução do consumo de energia no processo; redução do consumo de peças de desgaste; aumento da capacidade de processamento do britador e controle na distribuição granulométrica (NAPIER-MUNN, 1996).

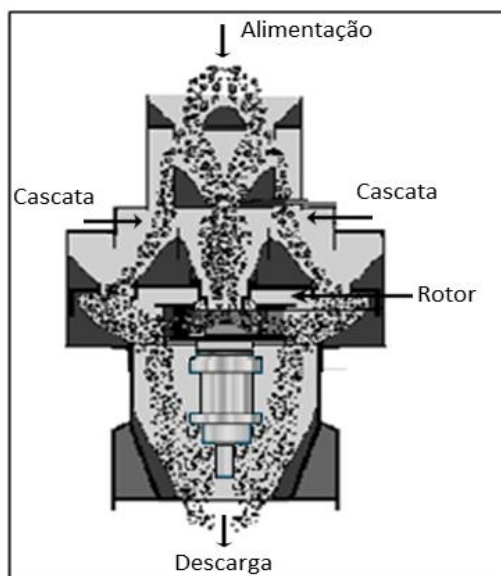


Figura 11. Desenho esquemático do percurso do material na câmara de britagem de um britador de impacto vertical (*Vertical Shaft Impact-VSI*) (adaptado de NAPIER-MUNN, 1996).

Dimensionamento de Britadores

O dimensionamento dos britadores é feito, usualmente, com auxílio de curvas e tabelas de operação fornecidas pelos fabricantes do equipamento (FAÇO, 1985; METSO, 2005).

O procedimento normal consta das seguintes etapas:

- consultar a tabela de especificação técnica definindo alguns equipamentos que estão dentro das condições exigidas (Tabela 2);
- verificar as capacidades de produção de cada equipamento selecionado observando se estão dentro das condições especificadas (Tabela 3);
- observar as curvas granulométricas do tipo de equipamento para melhor definir as condições de operação (Figuras 12 e 13);
- observar também a condição de recepção, pois, o britador só brita partículas menores que 0,8 A, logo, o tamanho do britador é função do tamanho máximo da alimentação (A).

Tabela 2. Especificações técnicas – britadores primários.

Equipamento		2015C	3020C	4230C	4535C	6240C	8050C
Peso	kg	600	1850	3400	4300	7100	12300
Correia mínima de saída	Pol.	16	16	16	20	24	30
GD ²	Kg x m ²	25	140	330	330	850	2340
Motor	HP	10-12,5	15-20	25-30	25-30	40-50	75-100
	Polos	VI	VI	VI	VI	VI	VI
Correia de acionamento	Quant.	4	5	4	4	5	6
	60 Hz	172	260	280	260	265	335
Polia diâmetro externo (mm)	50 Hz	215	324	345	300	330	400
	Tamanho máx. da caçamba	J ³	-	-	-	3,4	3/4
Equipamento		10060C	10080C	11080C	12090C	150120C	
Peso	kg	25000	29500	35300	49350	9000	
Correia mínima de saída	Pol.	36	36	36	42	42	
GD ²	Kg x m ²	7000	7000	12300	31000	48000	
Motor	HP	100-125	125-150	125-150	150-200	200-250	
	Polos	VI	VI	VI	VI	VI	
Correia de acionamento	Quant.	8	8	8	10	10	
	Canal	D	D	D	D	D	
Polia diâmetro externo (mm)	60 Hz	375	355	430	446	38	
	50 Hz	446	425	510	540	446	
Tamanho máx. da caçamba	J ³	1	1 ^{1/4}	1 ^{1/4}	1 ^{3/4}	3	

(J³) jarda cubica

Tabela 3. Produção (m³/h) de Britadores Primários de Mandíbulas em Circuito Aberto.

Máquina	RPM	Excêntrico (mm)	Movimento da Mandíbula	Abertura da Boca de Saída – Posição Fechada									
				¼"	½"	¾"	1"	1 ½"	2"	3"	3 ½"	4"	
2015C	380	8	½"	1,5-2	2-3	3-4	4-5	5-6,5	8-10	10-13	15-20	22-28	25-32
3020C	350	10	¾"			5-6,5	6-8	8-10	10-13	12-15	20-25	42-52	44-55
4230C	350	12,5	¾"			7-8	8-10	10-13	12-16	15-20	20-25	42-52	44-55
4535C	300	13	¾"				10-13	12-16	15-20	20-25	22-28	25-32	25-32
6240C	280	15	¾"				17-22	22-29	28-35	39-50	42-52	44-55	44-55
8050C	280	16	1"							55-72	60-80	65-88	65-88
10060C	250	17	1"							72-95	76-105	88-115	90-140
10080C	250	17	1"								78-120	90-140	90-140
11080C	240	17	1"									100-155	100-155
12090C	230	17	1"									130-180	130-180
150120C	200	19	1 ½"										

Máquina	RPM	Excêntrico (mm)	Movimento da Mandíbula	Abertura da Boca de Saída – Posição Fechada									
				4 ½"	5"	6"	7"	8"	9"	10"	12"		
2015C	380	8	½"										
3020C	350	10	¾"										
4230C	350	12,5	¾"										
4535C	300	13	¾"										
6240C	280	15	¾"										
8050C	280	16	1"	72-95	77-100	88-115							
10060C	250	17	1"	95-130	105-140	120-160	140-180	155-200					
10080C	250	17	1"	100-155	110-170	140-200	160-230	177-260	200-290				
11080C	240	17	1"	110-170	120-187	155-220	175-253	195-285	220-320				
12090C	230	17	1"	145-205	155-230	185-275	210-310	240-370	265-410	280-450			
150120C	200	19	1 ½"					350-520	390-560	405-600			470-690

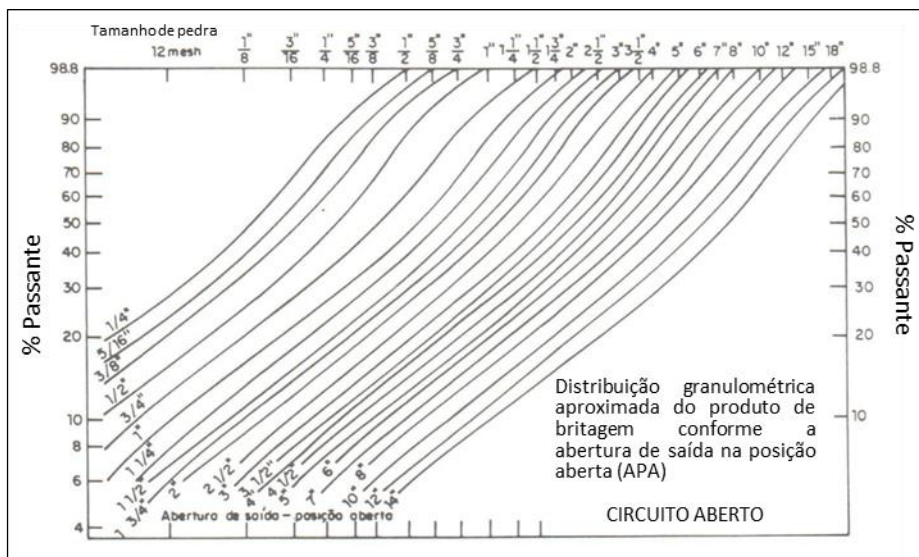


Figura 12. Curvas granulométricas de britadores e rebitadores de mandíbulas em circuito aberto.

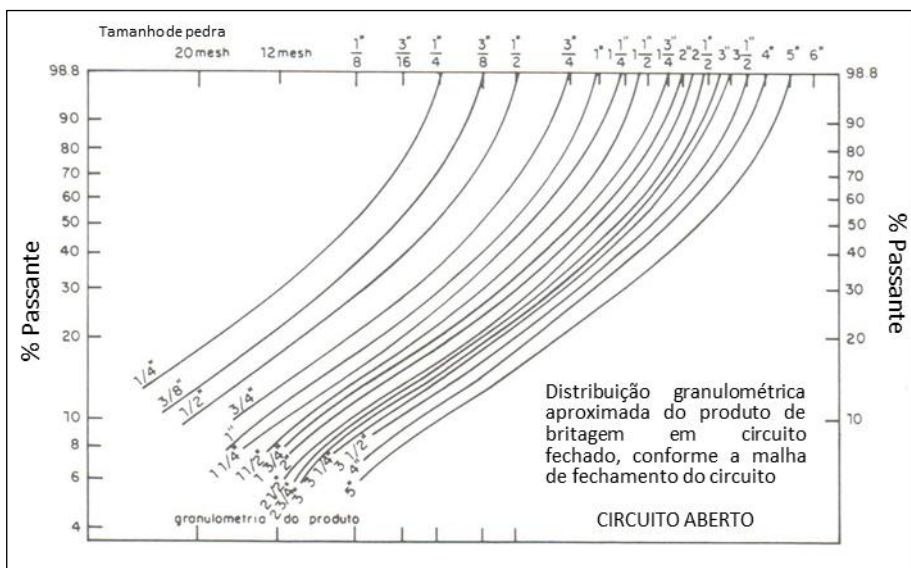


Figura 13. Curvas granulométricas de britadores e rebitadores de mandíbulas em circuito fechado.

A escolha do tipo de britador está associada a alguns fatores ligados à tipologia do minério, como os apresentados a seguir.

Tamanho Máximo dos Blocos na Alimentação

A capacidade de produção e tamanho máximo dos blocos contidos no minério ROM (*run-of-mine*) influenciam na escolha de operação da mina, como indicado na Tabela 4.

Esses dados são importantes, pois determinam o tamanho da boca de entrada dos britadores primários.

Tabela 4. Tamanho máximo de blocos na alimentação de britador primário.

Capacidade de Produção (x 10 ³ t/a)	Tamanho Máximo de Blocos	
	Mina a céu aberto (cm)	Mina subterrânea (cm)
Pequena (500)	50-60	25-35
Média (500-3.000)	70-100	40-50
Grande (3.000-9.000)	90-100	60-70
Muito grande (9.000)	120	-

O tamanho máximo da alimentação nos estágios intermediários (secundários e terciários) de britagem é função das condições operacionais dos estágios anteriores.

Distribuição Granulométrica da Alimentação

A distribuição granulométrica da alimentação é importante para a escolha do tipo de instalação e do equipamento a ser utilizado na operação de britagem. Assim, por exemplo, o conteúdo de finos na alimentação define a conveniência ou não de um escalpe prévio da alimentação do britador. Entre outros, os fatores econômicos e operacionais definem a extensão do escalpe. Todavia, como regra geral, toma-se como base o limite máximo de 30% de finos na alimentação. Este procedimento não se aplica à britagem primária. Normalmente, as britagens secundárias e terciárias têm um determinado conteúdo de finos em sua alimentação que justifica a existência de escalpe prévio.

A presença de blocos de grandes dimensões, por outro lado, prejudica muito a capacidade de britadores de rolos e aumenta muito o desgaste em britadores de impacto, especialmente quando esses equipamentos operam como britadores primários.

Conteúdo de Argila e Umidade

Os minérios que apresentam um alto conteúdo de argila e elevada umidade impossibilitam praticamente a britagem em granulometria de 20-25 cm, pois dificultam o peneiramento e a operação de alguns tipos de britadores.

Britadores giratórios, cônicos e de mandíbulas são altamente sensíveis à presença de argila e à umidade no minério.

Densidade do Material

Os britadores são equipamentos que apresentam, como constante, a capacidade volumétrica de produção. Assim, a capacidade desses equipamentos, expressa em t/h, é proporcional à densidade do minério. Como a capacidade nominal é referente à material com densidade 2,7, a capacidade real volumétrica para materiais com outras densidades pode ser expressa pela Equação [1].

$$\text{Capacidade real} = \text{capacidade nominal} \times \frac{\text{densidade real}}{2,7} \quad [1]$$

Forma das Partículas

A forma das partículas é importante na definição da boca de entrada dos equipamentos. Para materiais lamelares, exige-se uma relação entre a boca de entrada e o tamanho máximo das partículas maiores do que a geralmente requerida para minérios não lamelares.

Corrosividade do Minério

Minérios corrosivos impõem condições especiais na escolha dos materiais e equipamentos usados na instalação.

Exercício de Aplicação (FAÇO, 1985; METSO, 2005)

Projetar uma instalação de britagem para 70 m³/h de minério que vem da mina, com um *top size* de 30 polegadas (0,76 m) e 25% menor que 2,5 polegadas. Sabe-se que o WI do minério é 10 kWh/st (short tm). A densidade aparente do minério é 1,6, o teor de argila é maior que 5% e a umidade 10%.

Pela Tabela 3 de capacidades de produção (m³/h), escolhe-se um britador que parece adequado: 8050C, que tem capacidade 65-88 m³/h de produto operando com a abertura de saída na posição fechada (APF) com 4" e na posição aberta (APA) com 5", já que por essa tabela sabe-se que o movimento da mandíbula é igual a 1". A abertura de alimentação deste britador é de 40" (1 m).

Pela Figura 12, a curva referente a 5" nos fornece dados para calcular a curva granulométrica do produto britado que está apresentado na Tabela 5.

Tabela 5. Distribuição granulométrica do produto britado-britador de mandíbulas (5").

Faixa Granulométrica	Peso (%)	Capacidade m ³ /h
+ 5"	15	10,5
- 5" + 3"	30	21
- 3" + 2"	17	11,9
- 2" + 1"	16	11,2
- 1" + ½"	9	6,3
- ½"	13	9,1
Total	100	70

Pode ser observado que:

- 85% do produto britado é menor que 5", isto é, passa numa tela de peneira com essa abertura e o restante, 15%, fica retido na mesma tela por ser maior que 5";
- 55% do produto é menor que 3" e, portanto, o complemento, 45%, é maior que 3". Sabendo-se que 15% da alimentação é maior que 5", tem-se 45 - 15 = 30%, ou seja, é a porcentagem do produto de tamanho entre 5" e 3";
- 38% do produto é menor que 2", mas, como 55% é menor que 3", tem-se 55 - 38 = 17%, ou seja, é a porcentagem do produto de tamanho entre 3" e 2".

A capacidade real deve ser recalculada com alguns fatores próprios. Esta é dada pela Equação [2] (METSO, 2005).

$$Q = Qt. A . B . C . D$$

[2]

onde:

Qt capacidade de tabela ($70 \text{ m}^3/\text{h}$);

A densidade aparente dos materiais britados (se a capacidade é dada em m^3/h , o fator de densidade $A = 1$. As capacidades listadas no Manual da Mesto Minerals são para materiais com densidade aparente de $1,6 \text{ t}/\text{m}^3$);

B fator dependente do WI (fator de WI= 1,15);

C fator de tamanho de alimentação;

D fator de umidade.

Estes dados estão apresentados nas Tabelas 6 e 7 e Figuras 14 e 15.

Q $70 \times 1,0 \times 1,15 \times 0,94 \times 0,76 = 57,51 \text{ m}^3/\text{h}$.

Q $57,51 \text{ m}^3/\text{h}$ é a capacidade do britador escolhido com o minério proposto.

Tabela 6. Densidade aparente dos materiais britados e fator de densidade.

t/m^3	Fator A	t/m^3	Fator A
1,2	0,75	1,9	1,19
1,3	0,81	2	1,25
1,4	0,88	2,1	1,31
1,5	0,94	2,2	1,38
1,6	1	2,3	1,44
1,7	1,06	2,4	1,5
1,8	1,13		

Tabela 7. Fator B dependente do WI.

WI	10	12	14	18	22
B	1,15	1,1	1	0,9	0,8

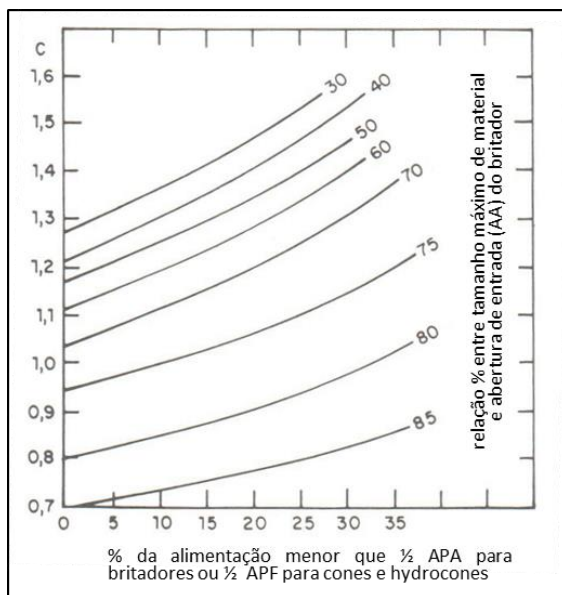


Figura 14. C: Fator de tamanho de alimentação.

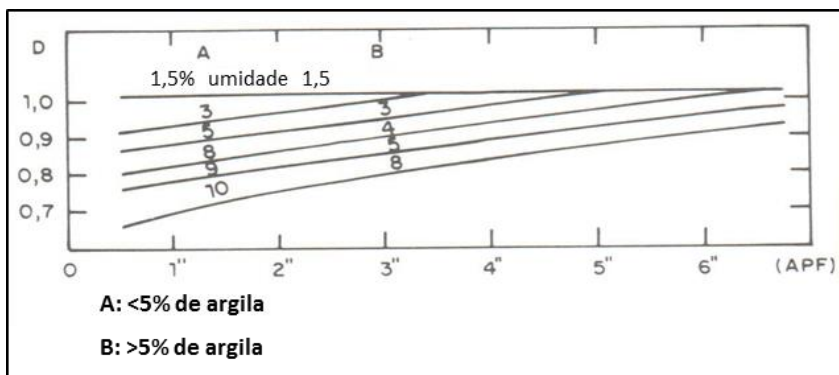


Figura 15. Fator de umidade para britadores giratórios e mandíbulas .

Cálculo do Rebritador

Baseado nos dados da Tabela 5, observa-se que $31,5 \text{ m}^3/\text{h}$ de minério é maior que $3''$ e $38,5 \text{ m}^3/\text{h}$ é menor que $3''$.

Pela Tabela 10, pode-se escolher o rebritador secundário 9026 com abertura da boca de saída na posição fechada $1 \frac{1}{2}''$ que tem capacidade de $29 - 37 \text{ m}^3/\text{h}$. Como o movimento da mandíbula é $\frac{3}{4}''$, entra-se na curva $2 \frac{1}{2}''$ da Figura 16 para obter a distribuição granulométrica do produto (Tabela 9).

Tabela 8. Capacidade de produção (m³/h) – rebitadores de mandíbulas.

Máquina	RPM	Excêntrico (mm)	Movimento da Mandíbula	Abertura da Boca de Saída – Posição Fechada						
				¼"	½"	¾"	1"	1 ½"	2"	2 ½"
6013	350	10	3/8"	3-4	5-6,5	7-9	9-12			
8013	350	12,5	½"	4-5	6,5-8,5	9-12	12-16			
9026	300	13	¾"			17-22	20-26	29-37	37-48	45-58
12040	280	16	1"					55-78	65-85	
12040	280	16	1"	Abertura da Boca de Saída – Posição Fechada						
				3"	3 ½"	4"	4 ½"	5	5 ½"	
				75-97	83-105	100-230	110-142	120-156	125-162	

Tabela 9. Distribuição granulométrica do produto britado - rebitador de mandíbulas.

Faixa Granulométrica	Peso (%)	Capacidade m ³ /h
- 5" + 3"	7	2,2
- 3" + 2"	22	6,9
- 2" + 1"	31	9,8
- 1" + ½"	17	5,4
- ½"	23	7,2
Total	100	31,5

Os 70 m³/h estão praticamente abaixo de 3" e deve-se escolher um rebitador Hydrocone 3 ½ 51 (Tabela 10) que tem uma capacidade de 68 a 92 m³/h com carga circulante.

Pela Figura 16, observa-se que 85% do produto encontram-se abaixo de ½" e só 15% retornarão como carga circulante (FAÇO, 1985). A Figura 17 mostra o esquema proposto para o processo de britagem do material.

Tabela 10. Capacidade de produção – circuito fechado rebitadores Hydrocone.

Máquina	Câmara	Abertura de Alim. (Polp.)	Potência (HP)	Capacidade de Produção (m ³ /h)									
				Abertura de Saída do Lado Fechado (Polp.)									
				3/8"		1/2"		5/8"		3/4"		1"	
A	B	A	B	A	B	A	B	A	B				
4 36	médios	4"	75-125	31-42	48-65	34-46	51-69	39-53	59-80	45-61	67-90	48-65	70-95
3 ½ 51	finos	3 ½"	125-250	45-61	68-92	48-65	73-99	51-69	79-107	59-80	90-122	73-99	107-144
5 51	médios	5"		51-69	77-104	54-73	82-111	57-77	88-119	65-88	99-134	79-107	116-157
4 60	finos	4"	200-300	68-92	102-138	74-100	111-150	79-107	119-160	91-123	128-173	153-207	186-251
7 60	médios	7"						113-153	169-228	127-171	186-251	141-190	197-266
5 84	finos	5"	300-500	186-246	270-365	196-265	298-402	216-292	321-433	255-344	349-471	284-383	380-513
7 84	médios	7"				213-288	321-433	239-323	356-481	265-358	365-493	291-393	388-524

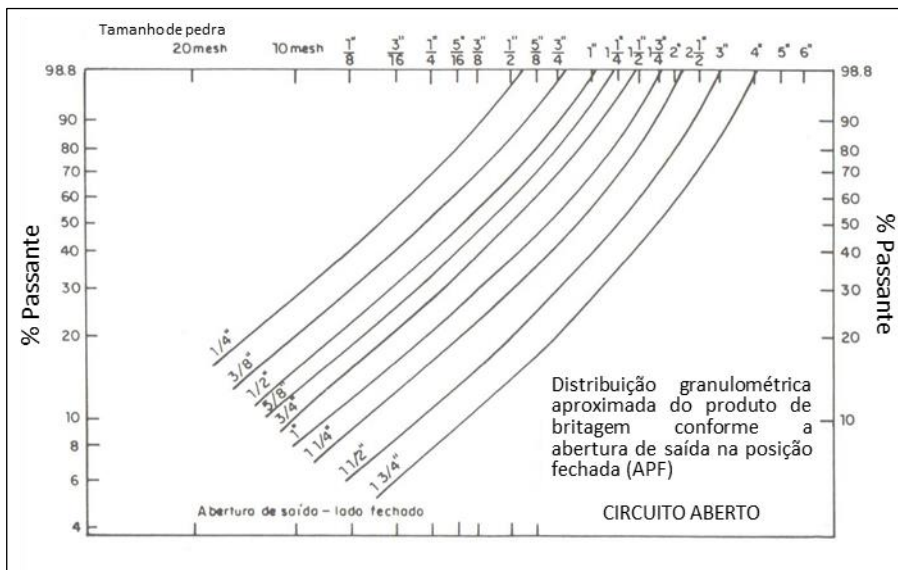


Figura 16. Curvas granulométricas - britadores hidrocones (câmara para médios).

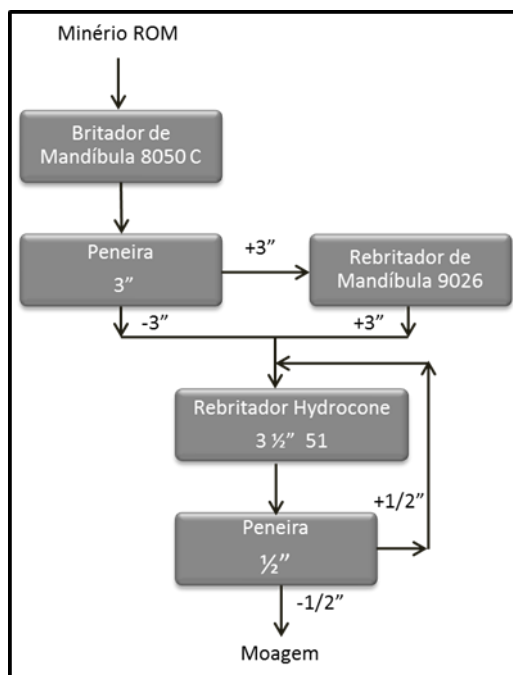


Figura 17. Esquema proposto para o circuito de britagem.

MOAGEM

A moagem é o último estágio do processo de cominuição. Nesta etapa, as partículas são reduzidas a um tamanho adequado à liberação do mineral de interesse, geralmente, a ser concentrado nos processos subsequentes ou a uma granulometria requerida a um produto comercial, pela combinação de forças de impacto, compressão, abrasão e atrito. Cada minério tem um tamanho ótimo para ser moído, dependendo de muitos fatores, incluindo a distribuição do mineral útil na ganga e o processo de separação que vai ser usado em seguida.

A moagem é a área da cominuição que requer maiores investimentos, ocorre maior gasto de energia e é considerada uma operação importante para o bom desempenho de uma instalação de tratamento de minérios. A submoagem do minério resulta em um produto de granulometria grossa, com liberação parcial do mineral útil, inviabilizando o processo de concentração. Neste caso, a recuperação parcial do mineral útil e a baixa razão de enriquecimento inviabilizam o processo.

A sobremoagem, também, não é desejada, pois esta reduz o tamanho das partículas desnecessariamente, o que acarreta maior consumo de energia e perdas no processo de concentração. Um estudo de moagem bem conduzido é fundamental para o sucesso do processamento mineral (WILLS e NAPIER-MUNN, 2006).

É consenso que a moagem deve ser muito bem estudada na etapa de dimensionamento e escolha de equipamento e muito bem controlada na etapa de operação da usina, pois o bom desempenho de uma instalação industrial depende em muito da operação de moagem.

Os equipamentos mais empregados na moagem são: moinho cilíndrico (barras, bolas ou seixos), moinho de martelos, entre outros.

Moinhos Cilíndricos

Descrição Geral

Estes moinhos são constituídos de uma carcaça cilíndrica de ferro, revestida internamente com placas de aço duro ou borracha que gira sobre mancais e contém no interior uma carga de barras ou bolas de aço ou seixos (Figura 18).

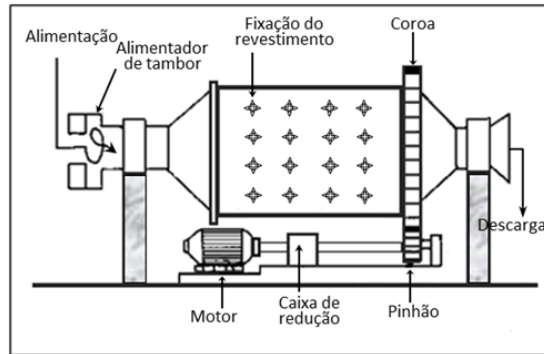


Figura 18. Moinho cilíndrico.

Os corpos moedores (normalmente bolas) são elevados pelo movimento rotacional da carcaça até uma determinada altura de onde caem pela ação da gravidade seguindo uma trajetória parabólica, sobre as outras bolas que estão na parte inferior do cilindro e sobre o minério que ocupa os interstícios das bolas. Estas, acompanhando o movimento da carcaça, são impelidas pela força centrífuga, percorrendo uma trajetória circular (Figura 19). Enquanto a força centrífuga for maior que a força da gravidade, as bolas permanecem nesta trajetória. No momento em que o componente da força da gravidade, que se opõe à força centrífuga, for maior que esta, as bolas abandonam a trajetória circular e passam a seguir uma trajetória parabólica mostrada na Figura 19 (JAIN, 1987; WILLS, 1992).

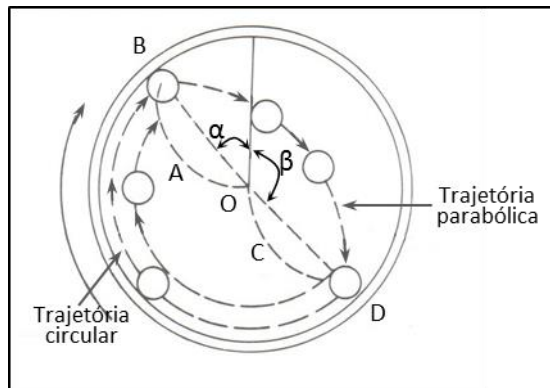


Figura 19. Trajetória (parabólica e circular) dos corpos moedores dentro do moinho.

Há, entretanto, um momento em que as duas forças se igualam e é o início da queda da bola (Figura 20). Neste momento, tem-se:

$$F_c = F \cos \alpha \quad [3]$$

Sendo, F_c força centrífuga e $F \cos \alpha$ a componente da gravidade.

Sabe-se que $F_c = \frac{mv^2}{r}$ e $F = mg$

Substituindo em [3] teremos:

$$\frac{mv^2}{r} = mg \cos \alpha \tag{4}$$

A velocidade **v** (velocidade linear) pode ser expressa pelo seguinte valor $v = 2\pi r n$, sendo **n** o número de rotações. A Equação 4 ficará:

$$n = \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{g \cos \alpha}{r}}, \text{ onde } n \text{ é o número de rotações de um moinho.} \tag{5}$$

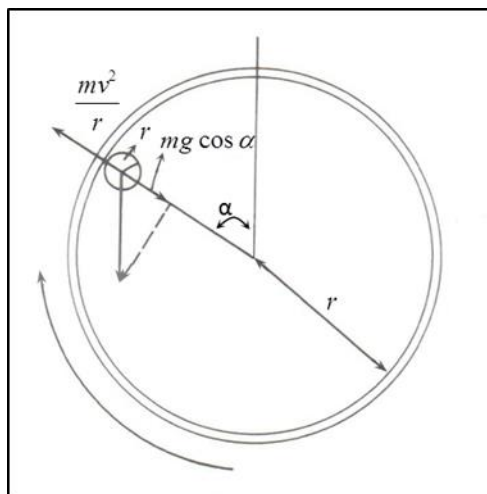


Figura 20. Forças agindo sobre uma bola em um moinho.

Com o aumento da velocidade do moinho, chega-se ao momento em que a bola fica presa à carcaça, pela ação da força centrífuga, durante a volta completa do cilindro. Nessas condições, $\alpha = 0$ e $\cos \alpha = 1$, sendo que a bola não realiza qualquer trabalho, não havendo, portanto, moagem. A velocidade do moinho em que isto ocorre é conhecida como **velocidade crítica do moinho** (n_c , em rpm) e pode ser calculada para qualquer moinho com auxílio das Equações 6 e 7 (WILLS e NAPIER-MUNN, 2006).

$$n_c = \frac{1}{2\pi} \sqrt{\frac{g}{r}} \quad (r), \text{ raio do moinho} \tag{6}$$

$$\text{ou } n_c = \frac{54,2}{\sqrt{r}} \quad (\text{raio em pés}) \text{ e } n_c = \frac{42,3}{\sqrt{2r}} \quad (\text{raio em metros}) \tag{7}$$

A velocidade de operação de um moinho sempre se refere à porcentagem de sua velocidade crítica. Assim, por exemplo, um moinho que tenha um $n_c = 65$ rpm e esteja trabalhando com 50 rpm, diz-se que sua velocidade é de 77% da velocidade crítica ($50/65 \times 100 = 77\%$).

Do ponto de vista prático, os moinhos são operados nas velocidades de 50 a 90% da sua velocidade crítica e a escolha delas é determinada pelas condições econômicas. Sabe-se, por outro lado, que aumentando a velocidade do moinho, aumenta a sua capacidade de processamento, mas compromete o seu desempenho (kWh t^{-1}).

As velocidades mais baixas são, algumas vezes, usadas quando não é possível atingir a plena capacidade do moinho. As velocidades elevadas são adotadas em casos de maior capacidade de moagem grosseira.

Movimento das Bolas Dentro da Carcaça

As bolas dentro de um moinho em operação apresentam quatro movimentos que são vistos a seguir.

Rotação: as bolas giram em torno delas mesmas e produzem uma fragmentação por compressão, tal como no moinho de rolos. Este efeito é pequeno dentro do moinho.

Translação: é o movimento circular de acompanhamento da carcaça do moinho, até uma certa altura. Este movimento não promove nenhuma fragmentação e é responsável pelo gasto excessivo de energia na moagem.

Deslizamento: é o movimento contrário ao movimento do moinho. As várias camadas de bolas deslizam umas sobre as outras e na superfície interna do moinho, dando origem à fragmentação por atrito. Este efeito é acentuado quando a velocidade de rotação do moinho é baixa.

Queda: é o movimento resultante das bolas pela força da gravidade e que vai dar origem à fragmentação por impacto. Este efeito aumenta com a velocidade de rotação do moinho.

Regimes de Operação do Moinho

A velocidade e o fator de enchimento (o volume ocupado pelas bolas em relação ao volume do moinho), conjugado com outros fatores, determinam o regime de operação do moinho. Tem-se, então, dois regimes no moinho: catarata e cascata.

Na moagem em catarata (Figura 21), a velocidade do moinho carrega as bolas até uma posição elevada e, pela ação da força da gravidade, estas caem sobre as outras bolas e sobre o material a ser moído causando fragmentação por impacto. Deve-se usar bolas maiores para aumentar ainda mais a energia do meio moedor e baixo fator de enchimento (menos bolas). Este regime é adequado para a fragmentação de material mais grosso e para evitar a produção de finos.

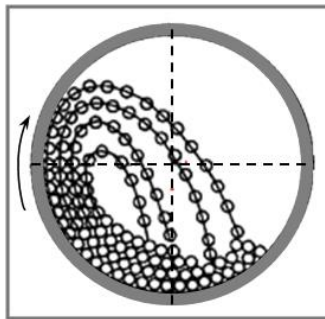


Figura 21. Moagem em regime de catarata.

Na moagem em cascata (Figura 22), a velocidade baixa do moinho e o alto fator de enchimento fazem com que as bolas, ao alcançarem uma certa altura, rolem sobre as outras, não havendo quase impacto e a moagem se dá por abrasão e atrito. Deve-se usar bolas de diâmetros menores. Este regime é adequado para a obtenção de um produto final com granulometria fina.

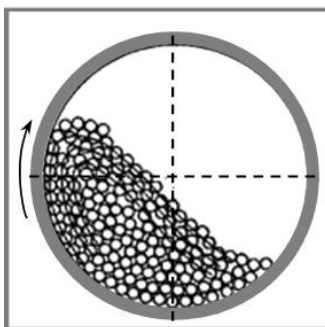


Figura 22. Moagem em regime de cascata.

Tipos de Moinhos Cilíndricos

Moinho de barras

São moinhos cilíndricos, que utilizam barras como meio moedor, e podem ser considerados máquinas de britagem fina ou de moagem grossa. Eles são capazes de suportar uma alimentação tão grossa quanto 50 mm e fornecer um produto tão fino quanto 500 μm ; são muitas vezes escolhidos para britagens finas quando o material é argiloso.

A característica principal do moinho de barra é que o comprimento da seção cilíndrica tem 1,25 a 2,5 vezes o diâmetro. Essa razão é importante porque as barras, que têm somente poucos centímetros menores que o comprimento da carcaça, devem ser impedidas de se atravessarem dentro da mesma. Entretanto, a razão entre o comprimento e o diâmetro do moinho não deve ser muito elevada, pois isso acarretaria o uso de barras muito longas, podendo haver a deformação das mesmas.

Moinho de bolas

Os estágios finais de fragmentação são realizados em moinhos cilíndricos, usando bolas como meio moedor. Como as bolas têm maior área superficial por unidade de peso do que as barras, são mais adequadas à moagem fina. O termo moinho de bolas é restrito àqueles que têm a relação comprimento/diâmetro de 1,5 a 1 e até menor. Moinhos longos com a relação L/D de 3 a 5, usando bolas como meio moedor, são geralmente compartimentados (como na moagem de cimento), sendo que em cada compartimento tem-se um diâmetro de bolas diferente.

Os moinhos cilíndricos têm o seu tamanho expresso pelas dimensões do diâmetro e do comprimento da carcaça, sendo que geralmente se consideram as dimensões interna à carcaça e externa ao revestimento quando se refere ao diâmetro, e a medida interna aos revestimentos das tampas quando se refere ao comprimento.

As carcaças dos moinhos são fabricadas para suportar o impacto de cargas pesadas e usa-se, normalmente, chapa de aço-carbono, calandrada e soldada. Nos moinhos grandes, é comum existir um ou dois acessos na carcaça para a manutenção. As cabeceiras são fabricadas em aço fundido ou ferro fundido nodular, em uma só peça, e são ligadas ao cilindro por flanges aparafusados. Os moinhos industriais possuem diversos furos na carcaça para fixar o revestimento do cilindro.

A utilização do revestimento tem como finalidade proteger o cilindro contra o desgaste e reduzir o deslizamento da carga moedora dentro da carcaça. O revestimento é feito de ferro fundido branco (15% Cr e 3% Mo), ligas de aço austenítico (6% Mn e 1% Mo), ligas de aço perlítico (Cr-Mo, alto C), de níquel (Ni-hard), de borracha. Para usos muitos especiais, o revestimento pode ser feito de cerâmica ou de quartzito. Os revestimentos de aço constituem a maioria dos revestimentos usados no mundo, quer seja nos processos a seco ou a úmido, porque é um material extremamente versátil.

São produzidas diferentes formas de revestimentos aplicáveis, cada uma delas, ao tipo de moinho (bolas ou barras), tamanho, material a processar (dureza, tamanho), velocidade de operação, etc. Na Figura 23, são apresentados desenhos dos tipos mais comuns de revestimento (WEI e CRAIG, 2009).

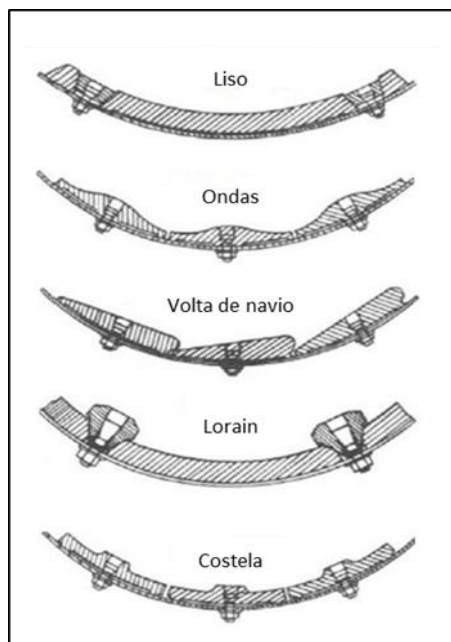


Figura 23. Tipos de revestimentos de moinhos.

Hoje, a maioria das empresas produtoras de revestimento de moinhos recorre a programas de computador (programa de trajetória de bolas) para simular o comportamento da carga nas diversas aplicações, visando selecionar a configuração do revestimento, bem como estudar as suas diferentes alternativas, consumo de meio moedor e desempenho da moagem (METSO, 2015).

Alimentação de Moinhos

O tipo de arranjo de alimentação usado no moinho depende do circuito de moagem, que pode ser aberto ou fechado, a seco ou a úmido. O tamanho do material e a vazão de alimentação também são importantes. Moinhos que operam a seco são usualmente alimentados por algum tipo de alimentador vibratório (PRYOR, 1965). Nos moinhos a úmido, usam-se vários tipos de alimentadores conforme ilustrado na Figura 24: (i) *spout feeder* (alimentador de tubo ou calha); (ii) *scoop feeder* (alimentador bico de papagaio); (iii) *drum feeder* (alimentador de tambor) e (iv) *scoop drum feeder* (alimentador bico de papagaio e tambor combinados).

O mais simples de todos os alimentadores é *spout feeder* que consiste de uma calha cilíndrica ou um tubo independente por onde se alimenta a polpa no interior do cilindro. Este sistema se aplica quando a classificação é feita em ciclones montados a uma altura suficiente para alimentar o moinho por gravidade. Também pode ser usado em moinhos de barras operando em circuito aberto.

O *scoop feeder* é utilizado em moinho pequeno e circuito fechado com classificador espiral, pois dispensa bomba de elevação de polpa.

O alimentador *drum feeder* deve ser usado no lugar do *spout feeder*, quando não se tem elevação do material acima da linha de centro do moinho. A alimentação entra no tambor via calha e a espiral interna conduz o material até o revestimento do munhão. O *drum feeder* também facilita a adição de bolas ao moinho.

O alimentador *scoop drum feeder* é usado em processos de moagem via úmida para alimentação proveniente de níveis bem abaixo da linha de centro do moinho, por exemplo, no caso de ser utilizado classificador espiral.

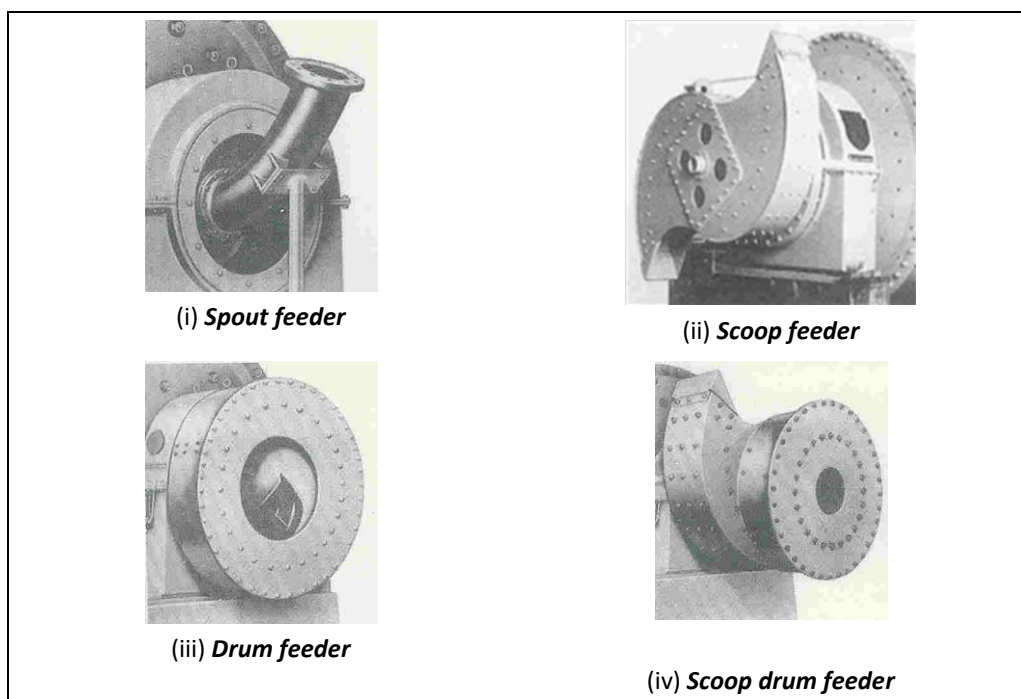


Figura 24. Alimentadores de moinho (METSO, 2015).

Descarga

Os moinhos de barras e de bolas são, muitas vezes, classificados de acordo com a natureza do dispositivo de descarga da polpa durante a moagem. Em geral, quanto mais próximo da periferia da carcaça e da boca de alimentação estiver a saída da polpa, mais rápido o material é descarregado, ocorrendo menos sobremagem, conseqüentemente. Nos moinhos de barras, os tipos de descarga (Figura 25) mais comuns são: (i) transbordo; (ii) descarga periférica terminal; (iii) descarga periférica central e (iv) batelada.

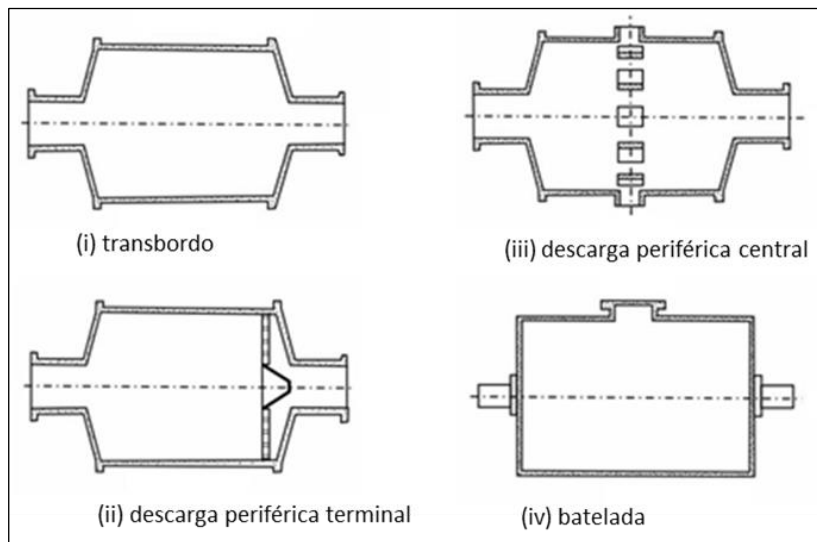


Figura 25. Tipos de descarga de moinhos cilíndricos.

Os moinhos com descarga periférica central são alimentados pelas duas extremidades através dos *munhões* e a descarga do produto do moinho através de janelas no centro da carcaça. O tempo de residência pequeno e um gradiente inclinado produzem uma moagem grossa com pouca geração de finos, mas a razão de redução de tamanho é limitada. Este moinho pode ser usado a seco ou a úmido e tem a sua maior aplicação na preparação de areias, onde exigem-se capacidade elevada e granulometrias grossas.

Os moinhos com descarga periférica terminal são alimentados por uma das extremidades e descarregam o produto moído pela outra, através de várias aberturas periféricas. Este tipo de moinho é usado, principalmente, em moagem a seco ou a úmido e quando se deseja produtos moderadamente grossos.

Nos moinhos de bolas, os tipos de descarga mais usados são a descarga por grade e descarga por transbordo. Aqueles com descarga por grade possuem uma grelha entre o corpo cilíndrico da carcaça e o cone de descarga, permitindo que a polpa passe livremente pelas aberturas da grelha – e não as bolas. Existe um dispositivo de elevação da polpa no compartimento posterior à grelha que facilita o fluxo de polpa no moinho, provocando maior velocidade do fluxo de polpa na sua descarga. Esses moinhos têm um nível de polpa mais baixo do que os de transbordo, reduzindo, assim, o tempo de residência das partículas e a sobremoagem (ARBITER, 1964).

Operação

A importância da operação de moagem na indústria mineral reside no fato de que a maior parte da energia gasta no processamento é devida à operação de moagem. Pode-se afirmar que a maior parte do custo do tratamento depende dessa operação e, portanto, a sua otimização constitui um constante desafio ao engenheiro de processos.

Nem toda a energia demandada pelo processo de moagem é utilizada na quebra da partícula. A movimentação dos corpos moedores consome grande parte da energia fornecida ao moinho, assim como outros fatores influenciam no consumo de energia dos moinhos. São estes: velocidade de operação, fração do volume do moinho ocupado pela carga de meio moedor (fator de enchimento), porcentagem de sólidos na polpa, tamanho do meio moedor e carga circulante.

A avaliação da energia consumida em processos de moagem em que se utilizam cilíndricos será detalhada no final deste capítulo (Dimensionamento de Moinho).

Velocidade de Operação

A velocidade adequada para operação de moinhos cilíndricos é citada na literatura e nos catálogos dos fabricantes com valores bem variáveis e algumas vezes até conflitantes.

Na década de 1920, usavam-se velocidades acima de 80% de velocidade crítica nos maiores moinhos operados na época (diâmetro ϕ 2,4 m). Entretanto, Taggart (1945, 1951) mostrou que operando-se a 57% da velocidade crítica reduzia-se o consumo de energia, assim como de revestimento e de bolas, sem reduzir muito a capacidade do moinho. Atualmente, todos os fabricantes recomendam uma sensível diminuição da velocidade de operação do moinho, com o aumento do diâmetro do cilindro. Na Tabela 11, estão os valores recomendados por Rowland (1986).

Tabela 11. Relação diâmetro e % da velocidade crítica de operação de moinhos (ROWLAND, 1986).

Diâmetro Interno do Moinho		% Velocidade Crítica	
Metros	Pés	Barras	Bolas
0,91 - 1,83	3 - 6	76 - 73	80 - 78
1,83 - 2,74	6 - 9	73 - 70	78 - 75
2,74 - 3,66	9 - 12	70 - 67	75 - 72
3,66 - 4,57	12 - 15	67 - 64	72 - 69
4,57 - 5,49	15 - 18	-	69 - 66

Na Figura 26, pode-se ver o efeito da relação entre % da velocidade crítica e da potência consumida no moinho (SPOTTISWOOD, 1982 e BERALDO, 1987).

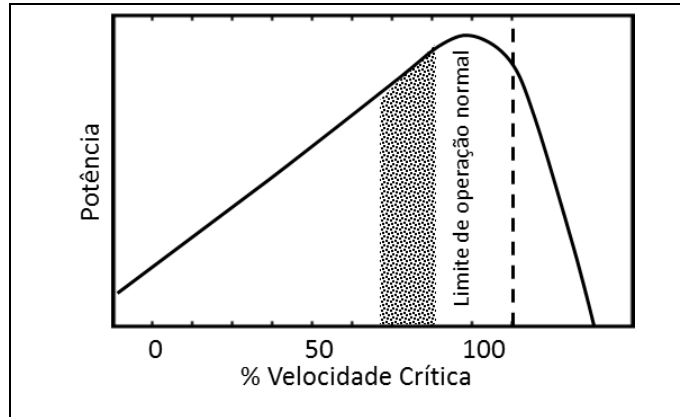


Figura 26. Efeito da velocidade do moinho em sua potência.
(adaptado de SPOTTISWOOD, 1982)

Fator de Enchimento

O fator de enchimento é a porcentagem do volume do moinho ocupado com os corpos moedores, incluindo os vazios entre os mesmos. Pode ser determinado, de forma aproximada, pela Equação 8:

$$F = 113 - 126 \frac{H_c}{D} \quad [8]$$

onde:

F fator de enchimento;

H_c distância do topo do moinho ao topo da carga em repouso, em metros;

D diâmetro do moinho, em metros.

A maior capacidade do moinho será com um fator de enchimento (carga do meio moedor) equivalente a 50%. Entretanto, na prática, este nem sempre é o valor mais adequado, segundo o tipo de moinho e o tipo de descarga. Na Tabela 12, são apresentados os valores mais usados.

Tabela 12. Valores usuais de fator de enchimento dos corpos moedores.

Tipo	Fator de Enchimento
Moinho com descarga por transbordo	45 a 30%
Moinho com descarga por grade	55 a 35%
Moinho de barras	40 a 22%

Porcentagem de Sólidos na Polpa

Os moinhos cilíndricos podem trabalhar a seco ou a úmido, mas, normalmente no processamento mineral, o mais comum é a moagem a úmido. A quantidade de água utilizada no moinho para formar a polpa depende da granulometria da alimentação e do tipo de moinho.

A utilização da polpa muito diluída resulta em uma moagem pouco eficiente, pois as partículas sólidas encontram-se muito dispersas na polpa, sendo poucos os choques efetivos entre as partículas e as bolas. Elevando-se a porcentagem de sólidos, há um aumento na eficiência de moagem com uma redução considerável no consumo de bolas. Essa melhora vai até um certo ponto, quando então a eficiência começa a decrescer. Portanto, a capacidade de moagem passa por um ponto máximo que corresponde a uma determinada concentração de sólidos na polpa do moinho. Taggart (1951) relacionou o tamanho da alimentação, o tipo de moinho e a porcentagem de sólidos (Tabela 13).

Tabela 13. Granulometria da alimentação e % de sólidos para vários tipos de moinho.

Tipos de Moinhos	Granulometria da Alimentação e % de Sólidos				
	3 a 14 malhas	14 a 28 malhas	28 a 48 malhas	48 a 65 malhas	65 malhas
Barras	80 a 60%	75 a 70%	70 a 65%		
Bolas (descarga por transbordo)	75 a 50%	80 a 65%	85 a 65%	85 a 65%	80 a 60%
Bolas (descarga de grade)	80 a 75%	75 a 65%	80 a 70%	85 a 70%	80 a 65%

Fonte: Taggart (1951)

A porcentagem de sólidos ótima é em função da distribuição granulométrica da carga circulante. Deve-se, portanto, considerar em conjunto a operação de moagem e a classificação de forma a otimizar-se a eficiência de moagem. A ausência de finos diminui a viscosidade da polpa e reduz o desempenho da moagem. Isso demonstra que não tem sentido elevar-se a eficiência de classificação além de um certo ponto. Estudos de Rowland (1986) mostraram que existe, para o moinho de barras, um teor ótimo de finos para o qual é máxima a capacidade de produção do mesmo. O excesso de finos, entretanto, compromete o desempenho do moinho.

Klimpel e Manfroy (1977) e Austin et al. (1984) realizaram uma série de estudos sobre o efeito da utilização de aditivos químicos na moagem a úmido e verificaram que o controle da fluidez da polpa é uma forma econômica de melhorar a velocidade de moagem, sem aumentar os gastos de energia e consumo de meio moedor.

Tamanho dos Corpos Moedores

O tamanho dos corpos moedores é um dos principais fatores que afetam a eficiência e a capacidade do moinho. Este tamanho pode ser calculado usando-se princípios teóricos e, posteriormente, ajustando-se, para cada instalação, com a prática industrial. O tamanho próprio das bolas a serem adicionadas em um moinho em operação é o tamanho adequado para quebrar as maiores partículas da alimentação. Entretanto, este tamanho não pode ser muito grande, pois o número de contatos de quebra será reduzido, assim como a capacidade do moinho. A determinação do diâmetro máximo da barra ou da bola é de grande importância, pois é usual se fazer a reposição do peso dos corpos moedores desgastados, utilizando-se apenas este tipo de meio moedor. Com auxílio das fórmulas estabelecidas por Rowland (1986), calculam-se os diâmetros máximos dos corpos moedores.

Para barras:

$$R = \frac{F^{0,75}}{160} \left(\frac{WiS_g}{\%V_c \sqrt{3,281D}} \right)^{0,5} 25,4 \quad [9]$$

Para bolas:

$$B = \left(\frac{F}{K} \right)^{0,5} \left(\frac{WiS_g}{\%V_c \sqrt{3,281D}} \right)^{0,34} \quad [10]$$

onde:

R diâmetro máximo das barras em mm;

B diâmetro máximo das bolas em mm;

F tamanho em que passam 80% da alimentação em mm;

Wi índice de trabalho em kWh/t;

S_g massa específica do minério em g/cm^3 ;

$\%V_c$ % da velocidade crítica;

D diâmetro interno ao revestimento da carcaça em m;

K fator variável com o tipo de moagem (ver Tabela 14).

Circuitos de Moagem

A moagem pode ser a seco ou a úmido, dependendo do processo subsequente e da natureza do material a ser moído. A moagem a seco é exigida por alguns materiais devido às modificações químicas ou físicas que ocorrem quando se adiciona água; esta causa menos desgaste no revestimento e no meio moedor, mas produz grande proporção de finos, o que, em alguns casos, é desejável.

A moagem a úmido é a mais usada em tratamento de minérios por ser a forma mais econômica e mais adequada às operações posteriores. A moagem a seco exige cerca de 30% mais de energia do que a moagem a úmido, para uma redução de tamanho semelhante. A potência total requerida em um circuito de moagem a seco, pode ser o dobro necessário para um circuito de moagem a úmido (BOND, 1971).

As vantagens da moagem a úmido são:

- menor consumo de energia em kWh/t;
- maior capacidade por unidade de volume do moinho;
- torna possível o uso de peneiramento e classificação a úmido no controle do produto;
- elimina o problema da geração de poeira;
- torna possível o uso de meio de transporte simples como calhas, bombas e tubos.

O tipo de moinho para um caso particular deve ser considerado simultaneamente com o circuito que será usado. Os circuitos são divididos em dois grandes grupos: abertos e fechados. No circuito aberto, o material é alimentado no moinho em uma vazão tal que, em uma passagem, o produto já atinge o tamanho requerido.

O circuito aberto é pouco utilizado, pois não possui nenhum tipo de controle da distribuição de tamanho do produto. A taxa de alimentação tem que ser suficientemente baixa para assegurar que todas as partículas da polpa sejam quebradas; com isso, muitas partículas do produto sofrem sobre moagem, o que consome uma energia desnecessária e pode dificultar o tratamento subsequente.

Na indústria, geralmente, a moagem é realizada em circuito fechado (Figura 27), com um classificador ou peneira cuja fração grossa retorna ao moinho como carga circulante (ARBITER, 1964).

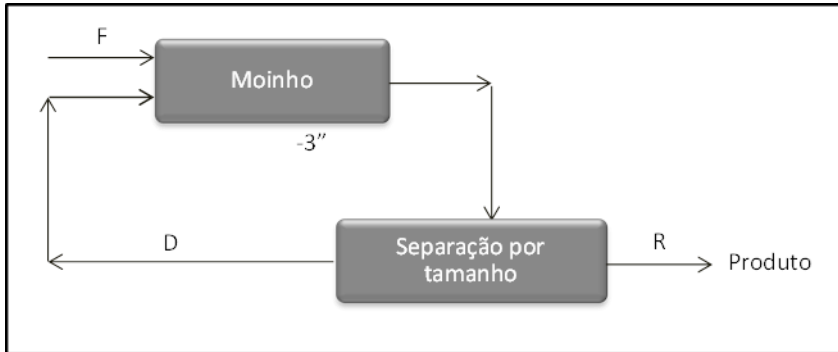


Figura 27. Moinho operando em circuito fechado.

Chama-se carga circulante (C_c) a razão entre o retorno do classificador (D) e a alimentação (F), expresso em porcentagem.

$$C_c = \frac{D}{F} \times 100 \quad [11]$$

Quando o moinho atinge o regime, a alimentação (F) é igual ao produto (R), sendo assim a Equação [11] pode ser reescrita como: $C_c = \frac{D}{R} \times 100$.

A moagem em circuito fechado reduz o tempo de residência das partículas e, portanto, a proporção de partículas de tamanho fino, se comparada com a moagem em circuito aberto. Isso diminui a sobremoagem e aumenta a energia disponível para a moagem de partículas mais grossas. Como a vazão da nova alimentação cresce, a carga circulante também crescerá, pois haverá aumento no fluxo do *underflow* do classificador. Entretanto, a alimentação composta do moinho será mais fina por influência do aumento do material que retorna do *underflow* do classificador. Devido à diminuição do tempo de residência, o material da descarga do moinho torna-se mais grosso, logo, a diferença do tamanho médio da alimentação composta e da descarga diminui.

A capacidade do moinho aumenta com a diminuição do diâmetro das bolas devido ao aumento da superfície de moagem, até o ponto em que o ângulo de pega entre as bolas e as partículas é excedido. Conseqüentemente, quanto mais partículas de tamanho próximo ao tamanho desejado existirem na alimentação composta do moinho, e quanto mais fina for a alimentação, menor será o diâmetro máximo das bolas necessárias à quebra.

Dentro de limites, quanto maior a carga circulante maior será a capacidade do moinho. A carga circulante ótima de um circuito depende da capacidade do classificador e do custo de transportar a carga para o moinho. A carga circulante fica normalmente entre 100 e 350%, entretanto, pode chegar a altas taxas de 600%.

Os moinhos de barras, geralmente, operam em circuito aberto, principalmente quando preparam o material para moinho de bolas.

Os moinhos de bolas são, praticamente, sempre operados em circuito fechado com algum tipo de classificador.

O princípio que rege a ação de todos os classificadores é o tempo diverso de sedimentação das partículas suspensas em um fluido, o que significa que as partículas são classificadas não só pelo seu tamanho como pela sua densidade. Assim, uma partícula de alta densidade e pequeno tamanho vai ter um comportamento igual ao de uma partícula de baixa densidade e tamanho mais grosso. Dessa forma, um minério contendo um mineral valioso mais denso será sobreído, pois retornará ao moinho em um fluxo proveniente do *underflow do classificador*, mesmo já estando em granulometria adequada para posterior concentração.

Nas usinas de recuperação de ouro, onde este está livre em granulometria grossa, é comum introduzir algum concentrador gravítico do tipo concentrador Knelson ou jigue na descarga do moinho, já que o ouro nativo é muito denso e invariavelmente retorna ao moinho no *underflow* do classificador. Além disso, sendo o ouro muito maleável, este vai se deformar no moinho, mas não vai quebrar e, assim, continuará sendo recirculado ou irá se acumular dentro do moinho.

Aplicações do Moinho de Barras e de Bolas

O moinho de barras é utilizado na moagem primária recebendo o minério com granulometria que varia de 3/4 a 3/8" (19 a 9,53 mm). O meio moedor, sendo formado por barras de peso considerável, torna este moinho apto a moer material mais grosso, pois a queda de uma barra produz um impacto significativo. O impacto é o mecanismo de fragmentação predominante no moinho de barras. O moinho geralmente trabalha em circuito aberto.

O moinho de bolas em regime de catarata também pode ser alimentado com material grosso (3 a 4 mm), mas geralmente trabalha em circuito fechado com classificador, pois, apesar de predominar o impacto, a abrasão e o atrito também têm ação destacada.

O moinho de bolas, em regime de cascata, é utilizado em moagem secundária com a finalidade de fragmentar o minério na malha requerida ao processo subsequente. A alimentação deve ser mais fina e é constituída do produto da moagem primária feita em um moinho de barras ou de bolas, em regime de catarata.

A tendência atual é o uso de estágio único na moagem em moinho de bolas, com bolas grandes e alta razão de redução. Neste caso, o material proveniente da britagem deve ter o tamanho menor possível.

Moinho de Martelos

O moinho de martelos (Figura 28) consiste de um eixo girando em alta rotação e no qual ficam presos, de forma articulada, vários blocos ou martelos. O material é alimentado pela parte superior e as partículas sofrem o impacto dos martelos e são projetadas contra a superfície interna da câmara, fragmentando-se, para depois serem forçadas a passar por grelha inferior que vai bitolar a granulometria da descarga.

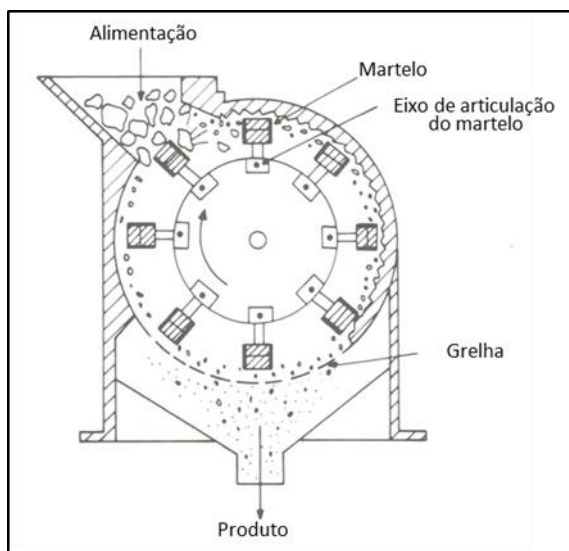


Figura 28. Moinho de martelos.

Esse tipo de moinho tem pouca aplicação na concentração de minérios, pois, sendo as gangas geralmente silicosas, desaconselha-se o seu uso devido ao grande desgaste da superfície interna, da grelha e dos martelos.

Entretanto, é largamente empregado na indústria química, cerâmica, cal, calcário, carvão mineral, onde os materiais são menos abrasivos.

Moinho de Discos

Este tipo de moinho tem dois discos com ressaltos internos, sendo um fixo e outro móvel, dotado de movimento excêntrico (Figura 29). A alimentação é feita na abertura central do disco fixo, recebendo o impacto e o atrito do disco móvel que, com seu movimento excêntrico, vai fragmentando e forçando o material para a periferia até a câmara coletora. A granulometria da descarga é dada pelo ajuste da abertura entre os discos na parte periférica onde estes são lisos. O moinho de disco é empregado para pulverizar amostras, desde que a contaminação com ferro proveniente do desgaste dos discos não prejudique a sua utilização. É um equipamento de pequeno porte ou de laboratório.

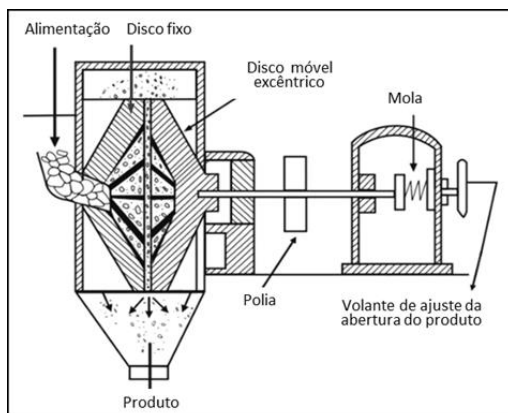


Figura 29. Moinho de discos.

Moinho Vibratório

Os moinhos vibratórios são utilizados em regimes contínuos ou não e capazes de moer materiais a granulometria muito fina, operando a seco ou a úmido. São constituídos de dois tubos de moagem (Figura 30) sobrepostos que estão rigidamente interligados por meio de travessas e braçadeiras. A amplitude de vibração do moinho é provocada pela rotação dos excêntricos, localizados no interior das travessas (ANDRES e HAUDE, 2010).

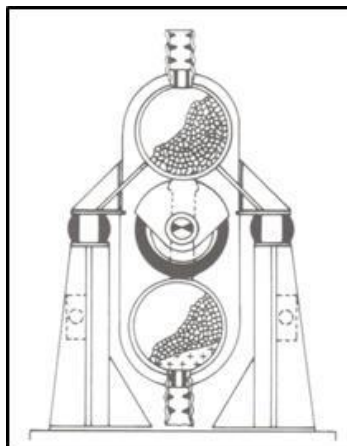


Figura 30. Moinho vibratório - Corte lateral (adaptado de ANDRES e HAUDE, 2010).

O acionamento do moinho é feito por um motor elétrico por meio de um eixo cardã, que, por sua vez, está ligado aos excêntricos. A rotação dos excêntricos vibra os tubos moedores, apoiados sobre coxins de borracha, produzindo uma oscilação circular de poucos milímetros. Os coxins de borracha têm como função isolar as vibrações e reduzir a transmissão de esforços vibratórios à estrutura e/ou base.

Os tubos da moagem são ocupados por 60-70% com meio moedor, geralmente bolas de aço de 10 a 50 mm. O material que está sendo moído passa longitudinalmente através do tubo como um fluido, em uma hélice de spin (momento angular) complexo, levando, assim, o meio moedor à fragmentação por atrição. O material é alimentado e descarregado através da junta flexível. Os moinhos vibratórios são atraentes pelo seu pequeno tamanho e baixo consumo de energia quando comparados a outros moinhos. Eles podem produzir material com área superficial de $500 \text{ m}^2/\text{g}$, granulometria fina que não se obtém em um moinho de bolas convencional. Constroem-se moinhos vibratórios de até 15 t/h de capacidade, embora unidades de mais de 5 t/h envolvam consideráveis problemas de engenharia. A faixa de tamanho do material processado é, em média, de 30 mm de alimentação e menos de $10 \mu\text{m}$ o produto (ANDRES e HAUDE, 2010).

Existem diversos arranjos para a interconexão entre os tubos de moagem (série, paralelo ou central), mas a conexão em série (Figura 31) é a mais empregada. O material percorre ambos os cilindros, logo, os tempos de moagem e de retenção no moinho são os mais longos (BRAGA, 2007).

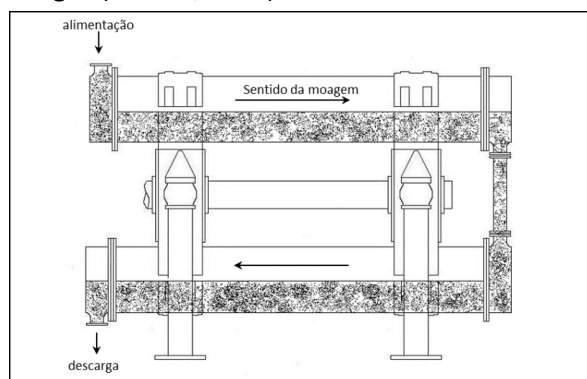


Figura 31. Moinho vibratório com arranjo em paralelo.

Moinho de Rolos de Alta Pressão

Os moinhos de rolos com mesa giratória têm origem nos antigos moinhos de rolos, com mós de pedra, movidos por tração animal e usados para moagem de grãos.

As primeiras tentativas de utilização dos moinhos de rolos de alta pressão, em moagem de minérios, mostraram um desgaste muito elevado na superfície dos rolos. Esta constatação limitou o uso desse equipamento a minérios pouco abrasivos.

O moinho de rolos foi patenteado, na Alemanha, por Curt Loesche, em 1927. Seu desenvolvimento ocorreu com o surgimento de novos materiais e mecanismos capazes de suportar e transmitir os elevados esforços resultantes de sua operação.

O moinho é constituído por uma mesa giratória e, sobre esta, localizam-se os rolos estacionários, mas que giram sobre o seu próprio eixo (Figura 32).

A pressão dos rolos sobre a mesa é controlada, hidráulicamente, com sistemas de alívio para permitir o afastamento dos rolos, no caso de corpos estranhos. Neste, o material cominuído é arrastado verticalmente pelo ar, no sentido das pás do classificador, para o interior da câmara de moagem e através de aberturas anulares externas. O material retido pelo classificador precipita-se sobre a mesa, reiniciando um novo ciclo de moagem, até atingir a granulometria de corte do classificador.

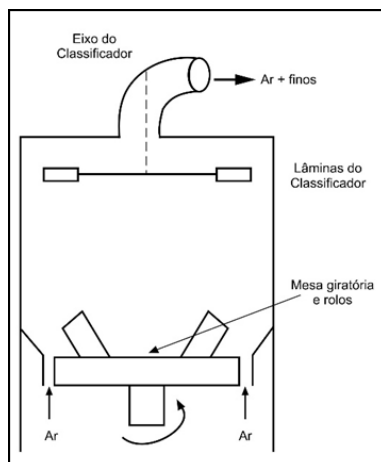


Figura 32. Esquema de um moinho de rolos com mesa giratória.

(Fonte: PERCI, 2003)

A compressão em camadas de partículas é o mecanismo de fragmentação predominante nos moinhos de rolos com mesa giratória. Com a formação de um leito sobre a mesa, as partículas apoiam-se umas sobre as outras e a força aplicada, nos diferentes pontos das partículas, produz múltiplas fraturas, resultando em uma grande produção de finos.

Na indústria cimenteira, a moagem de farinha crua, em moinhos de rolos, consolidou-se como uma alternativa à moagem tradicional. No Brasil, a indústria de cimento Votorantin já opera com diversos moinhos de rolos com mesa giratória, com capacidade de 2.700 t/h de farinha crua.

Os moinhos de rolos com mesa giratória operam com uma alimentação abaixo de 38 mm, obtendo um produto de moagem abaixo de 70 μm .

Os primeiros moinhos de rolos usados para moagem de farinha crua são conhecidos, no mercado, pela sigla de MPS. Algumas vezes, a sigla é usada, indistintamente, para designar todos os tipos de moinhos de rolos com mesa giratória. Eles foram fabricados, inicialmente, pela Pfeifer AG e, depois, sob licença desta, pela empresa FLSmith. Os moinhos têm sido usados para moagem de farinha crua e de carvões minerais. O moinho tipo MPS caracteriza-se por apresentar três rolos esféricos suspensos em um quadro comprimidos contra a superfície da mesa giratória, por meio

de tirantes hidráulicos. Esse tipo de moinho trouxe, como vantagem, uma redução no consumo de metais, atribuída, principalmente, à boa acomodação dos rolos esféricos à pista.

O grupo Krupp Polysius deu uma nova solução construtiva ao moinho MPS, utilizando apenas dois conjuntos de rolos esféricos duplos (Figura 33), com mancais independentes que permitem trabalhar com velocidades periféricas diferentes.

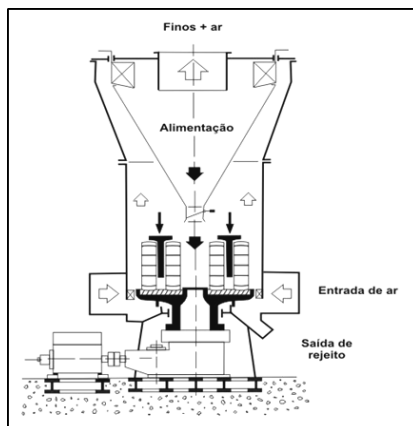


Figura 33. Diagrama esquemático de um moinho Polysius.

Os moinhos HPGR (*high pressure grinding rolls*) apresentam, como vantagem, um menor consumo de energia para uma dada relação de redução, quando comparado aos moinhos convencionais de bolas. Por outro lado, uma das dificuldades para convencer a indústria mineral a usar esse tipo de moinho é a percepção de que o desgaste dos rolos é elevado e, conseqüentemente, os seus custos operacionais aumentam.

Na Figura 34, encontra-se um desenho esquemático de um moinho Krupp Polysius HPGR. Um dos rolos é fixo e o outro é montado em blocos, livre para se movimentar nas pistas, em ângulo reto ao eixo do rolo. O movimento do rolo é controlado de forma hidráulica cujas características são determinadas pelo estabelecimento da abertura dos rolos, da pressão inicial nos acumuladores pneumáticos e da pressão hidráulica inicial do óleo. O gás nitrogênio e o óleo hidráulico são separados por um pistão, no interior dos acumuladores. Desta forma, o trabalho de abertura dos rolos é diretamente determinado pela natureza do material que está sendo cominuído e pela distribuição granulométrica da alimentação.

Considera-se, como marco importante nessa área, o desenvolvimento de uma configuração de revestimento dotada de cravos de metal duro que contribuíram para a formação de uma camada de minério que adere aos rolos. Face aos resultados satisfatórios obtidos com a aplicação desse tipo de revestimento em unidades industriais de minério de ferro, foi identificado um rápido crescimento do HPGR na produção de *pelet feed* Delboni Jr. (2007).

Os moinhos, denominados HPGR, estão sendo utilizados pela VALE, no Brasil, em São Luiz-MA, na produção de *pellet feed* moído, onde, na alimentação do moinho, há um concentrado com uma superfície específica de aproximadamente $1500 \text{ cm}^2/\text{g}$, obtendo-se um produto com $2000 \text{ cm}^2/\text{g}$.

Os avanços alcançados na área, em estudos de planta piloto e operações industriais de mineração, levaram as empresas a considerar o HPGR como uma alternativa a ser avaliada em circuitos industriais de cominuição. Já existem, no mundo, cerca de 500 unidades de HPGR em operação industrial (DELBONI Jr., 2007).

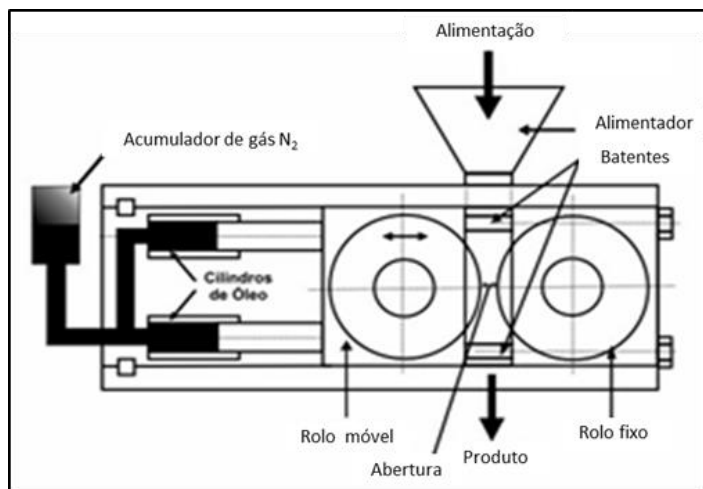


Figura 34. Diagrama esquemático de um moinho de alta pressão – HPGR.

(Fonte: LIM et al., 1997)

Dimensionamento de Moinhos

O primeiro passo no dimensionamento de um moinho é a quantificação da energia (Wh/t) necessária para produzir a moagem desejada. Vários modelos têm sido utilizados para este fim. Entretanto, a equação de Bond é a mais amplamente usada, pois, nas condições mais comuns de operação, esta fornece bons resultados. Para aplicações que se afastam das usuais, no entanto, pode ser arriscado dimensionar um moinho pelo método de Bond (1971).

O método de Bond (1971) baseia-se na equação por ele desenvolvida e no valor de Índice de Trabalho (WI) cuja metodologia de determinação foi também por ele estabelecida.

A equação é a seguinte:

$$E = 10WI \left[\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right] \quad [12]$$

onde:

E kWh/st (tonelada curta);

WI índice de trabalho;

P tamanho do produto, em μm , no qual 80% passam;

F tamanho da alimentação, em μm , no qual 80% passam.

A energia determinada pela Equação [12] é para as seguintes condições específicas:

moinho de barras: moagem a úmido, circuito aberto, em um moinho de 2,44 m de diâmetro interno ao revestimento;

moinho de bolas: moagem a úmido, circuito fechado com classificador espiral, em um moinho de 2,44 metros de diâmetro interno ao revestimento e carga circulante de 250%;

energia calculada: é a energia requerida no eixo do pinhão do moinho na qual inclui as perdas nos mancais e nas engrenagens do pinhão e, não incluindo as perdas no motor ou em qualquer outro componente, tais como redutor e embreagens.

O tamanho da alimentação usado nos testes de Bond foi 13.200 μm para o moinho de barras e 3.350 μm para o moinho de bolas. Qualquer moagem que extrapole estas condições deve ter o valor da energia calculada pela Equação de Bond [12] corrigida por fatores de correção.

Fatores de Correção

Quando Bond (1971) publicou os resultados de suas pesquisas, já considerou alguns fatores de correção que ampliavam o campo de aplicação de seu trabalho. Posteriormente, Rowland (1986), estudando a aplicabilidade da Lei de Bond a moinhos industriais, confirmou a necessidade de uso dos fatores de correção indicados por Bond e introduziu outros.

Os fatores de correção, normalmente utilizados para correção do valor da energia dispendida no processo de moagem pela Equação de Bond, são conhecidos como fatores de eficiência ou de ineficiência (EF1 até EF8) (MULLAR e BHAPPU, 1980).

EF₁ - Moagem a seco

Quando a moagem for a seco deve-se usar o valor de EF₁ = 1,3, que exprime o fato que a moagem a seco é 30% menos eficiente.

EF₂ - Circuito aberto em moinho de bolas

A moagem em moinho de bolas operando em circuito aberto requer uma energia extra quando comparada ao circuito fechado. Na Tabela 17, encontra-se o fator de ineficiência determinado, relacionando-se a porcentagem retida na malha de controle.

Tabela 17. Fator de ineficiência em circuito aberto.

% Passante na Malha de Controle	50	60	70	80	90	92	95	98
Fator	1,035	1,05	1,1	1,2	1,4	1,46	1,57	1,7

EF₃ - Diâmetro do moinho

A Tabela 18 fornece os valores de EF₃ para os moinhos mais comuns, enquanto que a Tabela 19 mostra os valores de EF₅ para diversos P₈₀. A Tabela 20 apresenta o valor de EF₈. Esse fator só pode ser calculado após a escolha prévia do moinho.

Tabela 18. Fator de eficiência para diâmetros mais comuns do moinho.

Diâmetro do Moinho (m)		EF ₃
Interno Carcaça	Interno Revestimento	
0,914	0,79	1,25
1,00	0,88	1,23
1,22	1,10	1,17
1,52	1,40	1,12
1,83	1,79	1,075
2,00	1,82	1,060
2,13	1,98	1,042
2,44	2,29	1,014
2,59	2,44	1,000
2,74	2,59	0,992
2,90	2,74	0,977
3,00	2,85	0,970
3,05	2,90	0,966
3,02	3,05	0,956
3,35	3,20	0,948
3,51	3,35	0,939
3,66	3,51	0,931
3,81	3,66	0,923
3,96	3,81	0,914
4,00	3,85	0,914

EF₄ - Fator de alimentação com tamanho excessivo:

$$EF_4 = \frac{R_r + (WI - 7) \left(\frac{F - F_o}{F_o} \right)}{R_r} \quad [13]$$

R_r - razão de redução = $\frac{F}{P}$

F_o - tamanho ótimo da alimentação;

moinho de barra, F_o = 16.000 $\sqrt{\frac{13}{WI}}$

moinhos de bolas, F_o = 4.000 $\sqrt{\frac{13}{WI}}$

EF₅ - Fator de finura

Tabela 19. Valores de EF₅ para diversos P₈₀.

P ₈₀ (μm)	62,4	53,6	45,7	40,7	37,6	36,3	28,2	18,0	12,0
EF ₅	1,018	1,040	1,070	1,094	1,113	1,121	1,192	1,373	1,623

Quando os seus valores não se enquadram nessa tabela, deve-se usar a fórmula:

$$EF_5 = \frac{P + 10,3}{1,145P} \quad [14]$$

EF₆ - Relação de redução no moinho de barras

Este fator deve ser aplicado a moinho de barra, em circuito aberto, sempre que a relação de redução estiver fora do intervalo $R_{RO} - 2 < R_R < R_{RO} + 2$, sendo R_{RO} a relação ótima de redução definida como: $R_{RO} = 8 + \frac{5L}{D}$.

sendo L o comprimento das barras e D o diâmetro do moinho interno ao revestimento.

Tem-se então:

$$EF_6 = 1 + \frac{(R_R - R_{RO})^2}{150} \quad [15]$$

EF₇ - Relação de redução no moinho de bolas

A equação é:

$$EF_7 = \frac{R_R - 1,22}{R_R - 1,35} \quad [16]$$

Esta equação só deve ser usada quando a relação de redução no moinho de bolas for menor que 6.

EF_8 - Fator de eficiência para moinho de barras (Tabela 20)

Tabela 20. Valores de EF_8 .

EF_8		
1,4	Preparação em circuito aberto	Circuito só com
1,2	Preparação em circuito fechado	moinho de barras
1,2	Preparação em circuito aberto	Circuito moinho
1,0	Preparação em circuito fechado	barras/bolas

Exemplo de Dimensionamento de Moinho

Calcular o moinho de barras necessário para moer, a úmido, 500 t/h em circuito fechado um minério de $WI = 13,2$ kWh/t, cujo $F = 18.000 \mu\text{m}$ e $P = 1.200 \mu\text{m}$. Sabe-se que a alimentação do moinho será preparada em britadores em circuito fechado.

Cálculo da Energia:

$$E = \frac{10WI}{\sqrt{P}} - \frac{10WI}{\sqrt{F}} = \frac{10 \times 13,2}{\sqrt{1.200}} - \frac{10 \times 13,2}{\sqrt{18.000}} = 2,83 \text{ kWh/st}$$

Fatores:

EF_1 não se aplica (moagem a úmido)

EF_2 não se aplica (moinho de barras)

EF_3 só se determina após a escolha preliminar do moinho

$$EF_4 = \frac{R_r + (WI - 7) \left(\frac{F - F_0}{F_0} \right)}{R_r}$$

$$R_r = \frac{F}{P} \quad R_r = \frac{18.000}{1.200} = 15,0$$

$$F_0 = 16.000 \sqrt{\frac{13}{WI}} \quad \text{onde, } F_0 = 16.000 \sqrt{\frac{13}{13,2}} = 15.878$$

$$EF_4 = \frac{15,0 + [13,2 - 7] \left[\frac{18000 - 15878}{15878} \right]}{15,0}$$

$$EF_4 = 1,06$$

EF_5 não se aplica (moagem fina)

EF_6 só se determina após a escolha preliminar do moinho

EF_7 não se aplica, pois trata-se de moinho de barras

$$EF_8 \text{ 1,2}$$

Cálculo do Moinho de Barras

$$E = \mathbf{2,83 \text{ kWh/st}}$$

Conversão para toneladas métricas, multiplicar por 1,102

Conversão para HP, multiplicar por 1,341

$$E = 2,83 \times 1,102 \times 1,341 = 4,18 \text{ HP h/t e para 500 t/h, tem-se}$$

$$E = 500 \times 4,18 = 2.090 \text{ HP}$$

Multiplicando pelos fatores EF_4 e EF_8 , obtem-se o valor de potência.

$$E = 2.090 \times 1,06 \times 1,2 = 2.659 \text{ HP}$$

$$E = \mathbf{2.659 \text{ HP}}$$

Consultando a tabela do fabricante (Tabela 21), é verificado que se deve usar dois moinhos de 1.356 HP. Escolheu-se o moinho de **13 pés (3,96 m)** de diâmetro por **19 pés (5,79m)** de comprimento e com uma taxa de enchimento de 40%, obtendo-se **1356 HP**. Experimenta-se a eficiência deste diâmetro, calculando-se o EF_3 .

Pela Tabela 18, o fator de eficiência de diâmetro interno da carcaça do moinho de 3,96 m, EF_3 será 0,914.

Multiplicando-se a potência necessária (1.356 HP) por este fator, conclui-se que este moinho é muito grande, pois obteria-se:

$$1.356 \text{ HP} \times 0,914 = 1.239,38 \text{ HP ou } 1240 \text{ HP}$$

e o moinho fornecerá 1.356 HP.

Escolhe-se, então, um moinho menor na Tabela 21 de 12,5 pés (3,81 m) de diâmetro e 18 pés (5,49 m) de comprimento que, com a taxa de enchimento de 40%, terá **1.173 HP**.

O fator EF_3 é determinado pela Tabela 18 como sendo 0,923. A potência será de:

Potência = 1.356 x 0,923 = 1.252 HP

Como a potência do moinho escolhido é baixa (1.173 HP), pode-se aumentar o comprimento do moinho e a potência proporcionalmente.

$L = 1.262/1.173 \times 5,49 = 5,91 \text{ m}$

Os comprimentos dos moinhos de 5,49 e 5,91 m, com a potência individual de 1.173 HP.

RESPOSTA:

Diâmetro do moinho: 3,81 m

Comprimento do moinho: 5,91 m

Se o moinho de barras for trabalhar em circuito fechado com o moinho de bolas, tem-se um $EF_8 = 1$ e, portanto, esta escolha estará certa. A energia necessária será:

$1.262/1.173=1,08$

$1.173 \times 1,08 \times 1 = 1.266 \text{ HP};$

E com dois moinhos de 1.266 HP tem-se a energia necessária de instalação.

Tabela 21. Tipos de moinhos de barras industriais.

Diâmetro		Comprimento		L/D	Velocidade		Peso da Carga de Barras (t)			Potência do Moinho (HP)		
m	ft	M	Ft		RPM	%Vc	% da Carga em Volume			% da Carga em Volume		
							35	40	45	35	40	45
0,91	3,0	1,22	4	1,40	36,1	74,5	1,0	1,13	1,27	7	8	8
1,22	4,0	1,83	6	1,57	30,6	74,7	2,25	2,58	2,9	23	25	26
1,52	5,0	2,44	8	1,67	25,7	71,2	6,91	7,95	8,89	57	61	64
1,83	6,0	3,05	10	1,73	23,1	70,7	13,1	15,0	16,8	114	122	128
2,13	7,0	3,35	11	1,62	21,0	69,9	20,0	22,8	25,6	181	194	204
2,44	8,0	3,66	12	1,53	19,4	69,3	29,0	33,2	37,4	275	295	310
2,59	8,5	3,66	12	1,44	18,7	69,0	33,0	37,7	42,5	318	341	359
2,74	9,0	3,66	12	1,38	17,9	67,5	36,0	41,1	45,5	344	369	388
2,89	9,5	3,96	13	1,41	17,4	67,6	42,7	48,8	54,9	416	446	470
3,05	10,0	4,27	14	1,44	16,8	67,0	51,5	59,0	63,8	507	544	572
3,20	10,5	4,57	15	1,47	16,2	66,4	61,4	70,1	78,9	609	653	687
3,35	11,0	4,88	16	1,50	15,9	66,08	72,5	82,8	93,5	735	788	829
3,51	11,5	4,88	16	1,43	15,5	66,6	79,7	90,7	103	819	878	924
3,66	12,0	4,88	16	1,37	15,1	66,4	82,7	99,8	112	906	972	1023
3,81	12,5	5,49	18	1,48	14,7	66,0	104	119	134	1093	1173	1234
3,96	13,0	5,79	19	1,50	14,3	65,6	120	137	154	1264	1356	1426
4,12	13,5	5,79	19	1,44	14,0	65,5	130	148	166	1385	1486	1562
4,27	14,0	6,10	20	1,46	13,6	64,9	147	169	190	1580	1695	1783
4,42	14,5	6,10	20	1,41	13,3	64,6	159	181	204	1715	1840	1935
4,57	15,0	6,10	20	1,36	13,0	64,3	171	194	219	1853	1988	2091

BIBLIOGRAFIA REFERENCIADA

ALMEIDA, S.L. M.; SAMPAIO, J. A. Obtenção de areia artificial com base em finos de pedreira. Revista Areia & Brita, n. 20, p. 32-36, out./nov., dezembro 2002.

ALMEIDA, S.L.M; DAVID, T.A.; CUNHA, E.R.; TAVARES, L.M.M. Produção de areia artificial em usina piloto na Pedra Sul Mineração. In: Anais do XX Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Florianópolis, jun., 2004.

ANDRES, K. e HAUDE, F. Application of the Palla™ vibrating mill in ultra fine grinding circuits. The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, v. 110, p. 125-131, march 2010.

ARBITER, N. (Ed). Milling methods in the Americas. New York: Gordon and Breach, 1964.

AUSTIN, L.G., KLIMPEL, R.R. e LUCKIE, P.T. Process Engineering of Size Reduction. N.Y. Soc. Min. Eng. AIME, 1984.

BERALDO, J.L. Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares. Editora Edgard Blücher Ltda, 1987.

BOND, F.C. Crushing and Grinding Calculations Reprints from British Chemical Engineering. Allis Chalmers Publication, 1971.

BRAGA, P.F.A. Operação de moinho Palla 20U. In: SAMPAIO, J.A. et al. (Eds) Tratamento de Minérios: Práticas Laboratoriais. Rio de Janeiro, Centro de Tecnologia Mineral, 570p., 2007.

DELBONI JR, H. Cominuição. In: Tendências Tecnológicas Brasil 2015 - Geociência e Tecnologia Mineral. Rio de Janeiro, Centro de Tecnologia Mineral, p. 103-131, 2007.

FAÇO - FÁBRICA DE AÇO PAULISTA. Manual de Britagem. São Paulo, 1985.

JAIN, S.K. Ore processing. Chapter 5. Comminution of Ore – Part I: Crushing. Rotterdam. 1987.

KLIMPEL, R.R. e MANFROY, W. Development of Chemical Grinding Aids and Their Effect on Selection for Breakage and Breakage Distribution Parameters in the Wet Grindind of Ores. Proceedings of 12th International Mineral Processing Congress, São Paulo, 1977.

LIM, W.I.L.; CAMPBELL, J.J; TONDO, L.A. The effect of rolls and rolls surface pattern on high pressure grinding rolls performance. Minerals Engineering, v. 10, n. 4, p. 401-419, 1997.

METSO MINERALS. Manual de britagem. 6. ed. Sorocaba, 2005.

MULAR, A.L. e BHAPPU, R.B. Mineral Processing Plant Design. Soc. Min. Eng. AIME. New York, 1980.

NAPIER-MUNN, T.J. Mineral Comminution Circuits – Their Operation and Optimization. Chapter 6 Crushers. JKMRCC, University of Queensland. 1996.

OBLAD, A.E. et al. Caracterização, cominuição e classificação de minérios, cap. 1. In: ANDRADE, V.L.L.; MASINI, E.; PERES, A.E.C.; VILLAS-BÔAS, R.C. Tratamento de Minérios e Hidrometalurgia in Memoriam Professor Paulo Abib Andery. FUNDAÇÃO INSTITUTO TECNOLÓGICO DO ESTADO DE PERNAMBUCO. Recife, 399p., 1980.

PERCI, R.D. Descrição de uma operação industrial de moagem de farinha crua, para produção de clínquer, em moinho de rolos com mesa giratória. Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, São Paulo, 2003.

PRYOR, E.J. Mineral Processing, Ch. 5. London Applied Publishers Ltda, 1965.

ROWLAND, C.A. Grinding calculations related to the application of large rod and ball mills. Allis Chalmers Publication, 1986.

SPOTTISWOOD, K. Introduction to Mineral Processing. John Wiley and Sons, 1982.

TAGGART, A.F. Handbook of Mineral Dressing. New York, 1945.

TAGGART, A.F. Elements of Ore Dressing. p. 388-433. N.Y.J. Wiley and Sons Inc., 1951.

WEI, D. e CRAIG, I.K. Grinding mill circuits: a survey of control and economic concerns. International Journal of Mineral Processing. 90 (1-4), p. 56-66, 2009.

WILLS, B.A. Mineral Processing Technology - An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery. 5th ed., Sidney: Published by Elsevier, p. 275-336, 1992.

WILLS, B.A. e NAPIER-MUNN, T.J. Mineral Processing Technology. 7th ed., Sidney: Published by Elsevier, p. 145-185, 2006.