

ASPECTOS DA MOAGEM DO MINÉRIO SULFETADO DE ZINCO E CHUMBO EM MOINHO DE BOLAS¹

Priscila Graziela Mello Martins²
Francielle Câmara Nogueira²
Carlos Alberto Pereira³

Resumo

Este trabalho apresenta um estudo da moagem do minério sulfetado de zinco e chumbo e tem como objetivo analisar a influência da velocidade de rotação do moinho de bolas e do percentual de enchimento do mesmo sobre a distribuição granulométrica do minério cominuído. Os experimentos foram realizados em escala laboratorial e os resultados indicam grande potencial de aplicação no setor mineral uma vez que representam um aumento da eficiência da moagem e conseqüente economia de energia.

Palavras-chave: Minério sulfetado de zinco e chumbo; Moinho de bolas; Análise granulométrica.

ASPECTS OF THE GRIND OF SULFIDE ORE OF ZINC AND LEAD IN BALL MILL BALL

Abstract

This paper presents a study about grinding of sulfide ore of zinc and lead aims to analyze the influence of rotational speed of the ball mill and fill the same percentage of the size distribution of the comminuted ore. The experiments were performed in laboratory scale and the results indicate a potential application in the mining sector since they represent an increase in grinding efficiency and consequent energy savings.

Keywords: Sulfide ore of zinc and lead, ball mill, Particle size analysis.

¹ *Contribuição técnica ao 67º Congresso ABM - Internacional, 31 de julho a 3 de agosto de 2012, Rio de Janeiro, RJ, Brasil.*

² *Discentes do curso de Engenharia de Metalúrgica, Universidade Federal de Ouro Preto.*

³ *Doutor, Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto*

1 INTRODUÇÃO

O principal objetivo de um processo de moagem é a diminuição do tamanho das partículas do material visando o aumento da área superficial do mesmo, bem como a obtenção de um pó com características ideais a utilizações subseqüentes. A moagem é o último estágio do processo de fragmentação. Neste estágio as partículas são reduzidas, pela combinação de impacto, compressão, abrasão e atrito, a um tamanho adequado à liberação do mineral.⁽¹⁾

Os equipamentos mais empregados na moagem são: moinho cilíndrico (barras, bolas ou seixos), moinho de martelo entre outros. Os experimentos deste trabalho serão realizados utilizando-se o moinho cilíndrico de bolas. Esses equipamentos são constituídos de uma carcaça cilíndrica de ferro, revestida internamente com placas de aço ou borracha, e giram sobre mancais e contém no seu interior uma carga de bolas de ferro ou aço e o material a ser cominuído.⁽¹⁾ O dimensionamento da moagem é feito em função das dimensões do moinho e do percentual de enchimento. Isso fornece o volume interior que deve ser preenchido pelas bolas e pelo material a ser cominuído.

Segundo Luz et al.,⁽¹⁾ no interior do moinho as bolas são elevadas pelo movimento da carcaça até certo ponto de onde caem, 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. As bolas acompanham o movimento da carcaça e impelidas pela força centrífuga percorrem uma trajetória circular. Enquanto a força centrífuga for maior que a força da gravidade, as bolas permanecem nesta trajetória. No momento que o componente da força da gravidade que se opõem a força centrífuga for maior que esta, as bolas abandonam a trajetória circular e passam a seguir uma trajetória parabólica. Aumentando-se a velocidade do moinho chega um momento em que a bola fica presa à carcaça pela ação da força centrífuga, durante a volta completa do cilindro. Nessas condições a bola não realiza qualquer trabalho, não havendo, portanto moagem. Essa velocidade é denominada velocidade crítica do moinho. Na prática, os moinhos são operados na velocidade de 50 a 90% da sua velocidade crítica e esta é uma escolha determinada de acordo com condições econômicas.

A velocidade, o fator de enchimento e outros fatores determinam o regime de operação do moinho, denominados catarata e cascata. Na moagem em catarata, a velocidade do moinho carrega as bolas até uma posição bem elevada e essas caem sobre as outras bolas e sobre a polpa causando fragmentação por impacto. Na moagem em cascata, a velocidade baixa e o alto fator de enchimento fazem com que as bolas, ao alcançarem certa altura rolem sobre as outra e a moagem se dá por abrasão e por atrito. Esses regimes estão representados, respectivamente nas figuras 1 e 2:

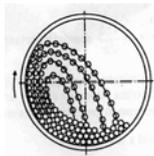


Figura 1: Regime Cascata.

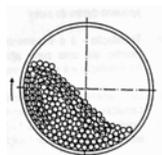


Figura 2: Regime Catarata.

Este trabalho apresenta um estudo da moagem do minério sulfetado de zinco e chumbo e tem como objetivo relacionar a velocidade de rotação do moinho de bolas e o percentual de enchimento do mesmo sobre a distribuição granulométrica do minério

2 MATERIAIS UTILIZADOS

As amostras utilizadas neste estudo são provenientes da Mina de Morro pertencente à Companhia Mineira de Metais – CMM, do grupo Votorantim. Trata-se de um polissulfeto de chumbo (1,60% Pb) e zinco (5,10% Zn). O mineral de zinco é denominado esfarelita e o de chumbo galena. Os outros materiais utilizados foram:

- Agitador Mecânico Suspenso - Denver Equipment Company Colorado;
- Balança de Precisão DIGIMED KN 1000C - Precisão de 0,01; Capacidade máxima 1,00Kg, KN WAAGEN Balanças Ltda;
- Balança Pesadora W-15 - Precisão de $1,00 \cdot 10^{-5}$; Capacidade máxima 15,00Kg, Welmy Indústria e Comércio;
- Estufa - Biopar Equipamentos Eletro-Eletrônicos Ltda;
- Lona Preta;
- Moinho de bolas - Máquinas Renard Ind. e Comércio; Diâmetro 20,40cm; altura de 20,00cm
- Peneiras da série Tyler;
- Picnômetros (P_1, P_2, P_3) – capacidade de 25,00mL;
- Quarteador Jones – Capacidade de $4428,00 \text{ cm}^3$ e de $1430,00 \text{ cm}^3$;

3 METODOLOGIA

Os testes deste experimento foram realizados no laboratório de Tratamento de Minérios da Universidade Federal de Ouro Preto. Todos os processos de quarteamento, aqui descritos, foram precedidos de homogeneização feita por meio de uma lona conforme visto por Grigorieff, A⁽²⁾. O lote inicial, que continha 62,84Kg de minério, foi quarteado manualmente e as massas diagonalmente opostas foram recolhidas obtendo-se uma amostra de 32,38Kg. Esse procedimento foi repetido dando origem a duas novas amostras de 15,44Kg e 16,98Kg. Essas massas foram quarteadas com o auxílio do quarteador Jones sucessivas vezes, até originar treze amostras de aproximadamente 2,00Kg e quatro amostras de quase 0,20Kg.

3.1 Determinação da Densidade

A amostra de 0,26Kg foi quarteada pelo quarteador Jones sucessivas vezes até a obtenção de quatro amostras, das quais foram utilizadas apenas três. A análise da densidade foi realizada com o auxílio de três picnômetros (P_1, P_2, P_3), sendo as seguintes medidas necessárias ao cálculo:

- Peso do picnômetro vazio (P_p);

- Peso do picnômetro com o minério ($P_p + m$);
- Peso do picnômetro aferido com o minério ($P_p + m + a$);
- Peso do picnômetro preenchido apenas com água ($P_p + a$)

Os valores das densidades foram então calculados através da fórmula (1), abaixo:

$$d = \frac{(P_p + m) - P_p}{(P_p + a) + (P_p + m) - P_p - (P_p + m + a)} \quad (1)$$

A densidade da amostra foi calculada pela média aritmética dos valores das densidades obtidas através dos três picnômetros, resultando um valor igual a $3010,00 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}$.

3.2 Determinação do Teor de Umidade

O teor de umidade é um parâmetro utilizado na escolha do tipo de peneiramento a ser executado. A amostra destinada a essa finalidade, de massa igual a 0,24Kg foi levada a estufa por aproximadamente sete horas. Após seca, a amostra foi retirada da estufa e novamente pesada. A porcentagem de umidade foi calculada através da fórmula (2), apresentada abaixo:

$$\text{Teor de umidade} = \frac{M_t - M_f}{M_t} \cdot 100 = \frac{241,26 - 240,96}{241,26} \cdot 100 = 0,12\% \quad (2)$$

3.3 Determinação da Granulometria do Minério

Para análise granulométrica do minério, foi realizado o peneiramento da amostra de 0,27Kg. Foi escolhida uma seqüência de nove peneiras da série Tyler, sendo que a de maior abertura foi determinada com base na maior partícula observada.

Apesar do baixo teor de umidade apresentado pelo minério, o peneiramento foi realizado a úmido devido à existência de grande fração de finos na amostra. A seqüência de peneiras foi colocada no agitador mecânico, e o processo concluiu-se quando a cor da água que passou pela série de peneiras ficou límpida. A solução contida no balde, composta pela fração de finos com granulometria inferior a 325# e pela água do peneiramento, foi filtrada num filtro a vácuo. A massa contida no papel foi levada à estufa, juntamente àquela retida em cada peneira. Após secas, essas massas foram pesadas, e seus valores estão relatados na tabela 1:

Tabela 1: Distribuição granulométrica da alimentação

μm	Mesh	Peso Simples (g)	%Retido Simples	%Retido Acumulado	%Passante Acumulado
6350	1/4	23,90	9,22	9,22	90,78
3349	6	97,50	37,62	46,85	53,15
1184	14	65,21	25,16	72,01	27,99
837	20	17,98	6,94	78,95	21,05
419	35	17,11	6,60	85,55	14,45
209	65	13,78	5,32	90,87	9,13
105	150	7,28	2,81	93,68	6,32
74	200	1,24	0,48	94,15	5,85
44	325	2,57	0,99	95,15	4,85
< 44	< 325	12,58	4,85	100,00	0,00
	Total	259,15	100,00		

3.4 Moagem

O dimensionamento da moagem, ou seja, as quantificações da carga de bolas e da carga a se moer estão descritas abaixo, conforme visto em Valadão⁽³⁾:

O volume do moinho foi calculado a partir do seu diâmetro:

$$V_m = \frac{\pi d^3}{4} \cdot h = \frac{\pi \cdot 0,20^3}{4} \cdot 0,20 = 6,54 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3$$

Considerando-se que o volume útil de um moinho, ou seja, o volume ocupado pela carga de bolas e pela carga a se moer é de 40,00%, tem-se:

$$V_{\text{útil}} = 0,40 \cdot 6,54 \cdot 10^{-3} = 2,61 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3$$

A carga de bolas será determinada em função da densidade aparente e do volume útil do moinho:

$$\text{Massa de bolas} = V_{\text{útil}} \cdot \rho_{\text{ap das bolas}} = 4500,00 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} \cdot 2,61 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3 = 11,77 \text{ Kg}$$

A massa de bolas será composta por esferas de quatro tamanhos diferentes, determinadas a partir do d80 (malha que deixa passar 80,00% do material peneirado): $d_{80} = 5400,33 \mu\text{m}$

Tabela 2: Distribuição da carga em função do diâmetro

%	10	20	30	40
Massa (Kg)	1,18	2,35	3,54	4,71
Diâmetro (m)	$3,70 \cdot 10^{-2}$	$2,70 \cdot 10^{-2}$	$1,80 \cdot 10^{-2}$	$1,20 \cdot 10^{-2}$

Então, o volume real ocupado pelas bolas será de:

$$V_{\text{real bolas}} = \frac{\text{massa de bolas}}{\text{densidade real das bolas}} = \frac{11,79 \text{ Kg}}{6800,00 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}} = 1,73 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3$$

O volume de carga de minério pode ser calculado pela diferença entre o volume útil do moinho e o volume da carga de bolas:

$$V_{\text{minério}} = V_{\text{útil}} - V_{\text{carga de bolas}} = 0,88 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3$$

Como determinado anteriormente, a densidade do minério é de 3010,00 kg/m³, a partir da qual é possível se calcular a massa do minério carregada no moinho:

$$\text{Massa de minério} = 0,88 \cdot 10^{-3} \text{ m}^3 \cdot 3010,00 \frac{\text{Kg}}{\text{m}^3} = 2,65 \text{ Kg}$$

Esses cálculos foram repetidos para o enchimento de 30,00%, a massa de bolas calculada foi de 8,83Kg e a massa de minério foi de 1,99Kg

$$\text{Cálculo da velocidade crítica: } V_c = \frac{42,3}{\sqrt{D}} = \frac{42,3}{\sqrt{0,20}} = 93,04 \text{ rpm}$$

Para a elaboração deste artigo foram realizados seis testes de moagem, todos feitos em duplicata e com o tempo constante de 2400s. Os três primeiros testes foram feitos mantendo-se constante o percentual de enchimento igual a $E_1 = 40,00\%$ e utilizando-se as velocidades iguais a $V_1 = 74,00 \text{ rpm}$, $V_2 = 62,00 \text{ rpm}$ e $V_3 = 53,00 \text{ rpm}$, equivalentes a 79,00%, 66,00% e 57,00% da velocidade crítica, respectivamente. Os demais testes se deram de maneira análoga, diferenciando-se apenas pelo percentual de enchimento do moinho que foi $E_2 = 30,00\%$. Em seguida, os produtos foram peneirados a úmido.

4 DISCUSSÃO DOS RESULTADOS

Construíram-se dois gráficos relacionando a granulometria do material cominuído nas três velocidades utilizadas, de acordo com o percentual de enchimento $E_1; E_2$.

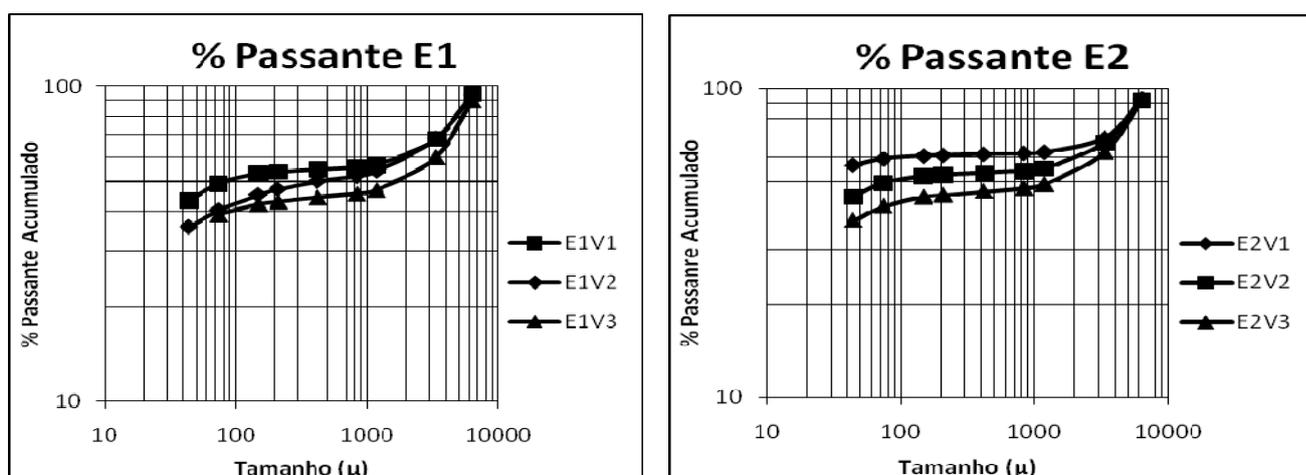


Figura 3. relação do % passante acumulado versus tamanho do cominuído.

A partir desse gráfico foi possível encontrar o d80 e d50 de cada teste e analisar os resultados obtidos.

Tabela 3: Tabela suporte dos resultados.

	E_1V_1	E_1V_2	E_1V_3	E_2V_1	E_2V_2	E_2V_3
$P(d_{90})$	4803,69	4809,45	5235,04	4652,47	5133,33	5199,46
$P(d_{50})$	146,29	708,68	1519,67	43,64	773,05	1587,12
E(KWh/tcurta)	0,21	0,20	0,07	0,26	0,10	0,08
Pot_1 (KWh). 10^{-4}	5,84	5,71	1,99	5,31	2,14	1,89
Rr	1,15	1,14	1,05	1,18	1,07	1,06
$F(d_{20})/P(d_{20})$	24,18	5,19	2,06	70,54	18,48	2,00
EE_1	11,22	11,23	12,13	10,89	11,92	12,06
EE_2	0,36	0,37	0,57	0,23	0,52	0,55
Pot_2 (KWh). 10^{-3}	3,07	3,06	1,72	1,74	1,58	1,57

Podemos observar que com a diminuição da velocidade, a moagem se torna menos eficiente, independente do enchimento. A melhor moagem foi realizada com o enchimento de 30,00% e com a velocidade ($V_1 = 74,00$ rpm), mas nesse caso a moagem se tornou menos produtiva, pois a quantidade de minério dentro do moinho diminuiu. Como será apresentado no gráfico da Figura 4

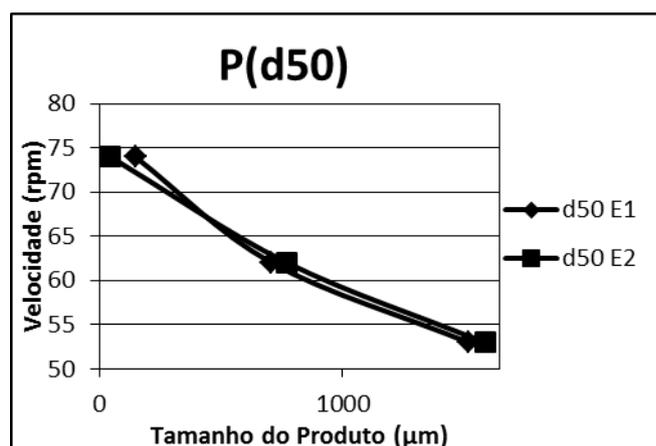


Figura 4: relação da velocidade versus tamanho do produto

De acordo com Beraldo⁽⁴⁾ a energia necessária em cada moagem é calculada pela equação:

$$E = 10W_i \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)$$

Onde: $W_i = 21,92$ (Fonte: Calculado a partir da expressão de W_i operacional com os dados medidos experimentalmente para o minério em análise) e os valores calculados estão dispostos na Tabela 3.

A potência total requerida, Pot_1 , é computada multiplicando-se a massa de minério usada em cada moinho, o fator de correção da tonelada curta e a energia gasta, E . Percebeu-se que para o mesmo tempo, o teste com maior velocidade apresentou maior potência, uma vez que, o moinho gira mais vezes por minuto.

O tamanho ótimo de alimentação é mostrado pela equação 11⁽⁴⁾, e é maior que o d_{80} da alimentação do minério utilizado.

$$F_0 = 4000 \cdot (13|W_i)^{0,5} = 4079,22$$

Ao dimensionar o moinho foram considerados os fatores de correção $F_1 = 1,3$, pois a moagem foi a seco e o F_7 , para as relações de redução (R_r) menores que 6. Assim pôde-se calcular a potência necessária de cada moinho apresentadas na tabela III. As equações necessárias a esse cálculo estão representadas a seguir, conforme visto em Beraldo⁽⁴⁾:

$$R_r = \frac{F}{P}$$

$$EF_7 = \frac{2(R_r - 1,85) + 0,26}{2(R_r - 1,85)}$$

Pode-se observar também, que a relação de redução aumenta com o acréscimo da velocidade, o que significa um aumento da produção de finos no processo de moagem. Como será apresentado no gráfico da Figura 5:

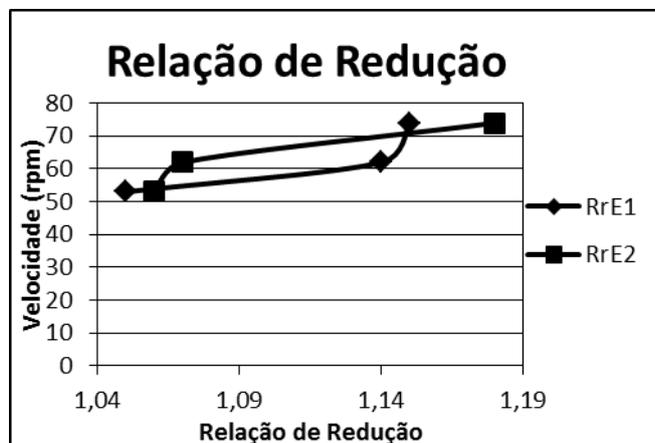


Figura 5: relação da velocidade versus relação de redução

5 CONCLUSÃO

A partir da análise dos resultados obtidos experimentalmente pôde-se relacionar a eficiência da moagem com a velocidade de rotação do moinho e com o percentual de enchimento do mesmo. Dessa forma, o experimento que apresentou melhor desempenho foi o de menor enchimento e maior velocidade. Observou-se também, que o aumento da velocidade ocasiona maior relação de redução e maior consumo de energia.

REFERÊNCIAS

- 1 LUZ, A. B.; SAMPAIO, J. A.; DE M. MONTE, M.B; DE ALMEIDA, S. L. M., Tratamento de Minérios. 3^a edição. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, p. 34-235, 2002.
- 2 GRIGORIEFF, A. O problema de amostragem manual na indústria mineral, Rev. Esc. Minas vol.55, n.3 Ouro Preto, Jul/Set.2002.
- 3 VALADÃO G. E. S; ARAÚJO, A.C.; Introdução ao Tratamento de Minérios. Belo Horizonte: UFMG, p. 85-105, 2007.
- 4 BERALDO, J.L. Moagem de minérios em moinhos tubulares, 1^a edição, São Paulo, Edgard Blüglter Ltda, p.48-62, 1987.