

## MOAGEM FINA DE MINÉRIO DE COBRE DE ALTA EFICIÊNCIA ENERGÉTICA

M. G. BERGERMAN<sup>1</sup>, L. C. R. MACHADO<sup>2</sup>, A. MIRANDA<sup>2</sup>, R. FONSECA<sup>2</sup>, H. DELBONI JR.<sup>3</sup><sup>1</sup>Instituto de Ciência e Tecnologia – Universidade Federal de Alfenas<sup>2</sup>Departamento de Cobre - Vale S.A.<sup>3</sup>Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo – Universidade de São Paulo  
mauricio.bergerman@unifal-mg.edu.br<sup>1</sup>

Artigo submetido em novembro/2013 e aceito em dezembro/2013

DOI: <http://dx.doi.org/10.15628/holos.2014.1797>

## RESUMO

Na área de moagem secundária, ou remoagem, a preocupação com a eficiência energética se mostra de extrema importância. Em geral, os consumos específicos desta etapa são superiores aos da etapa primária. Além disso, tem se observado uma tendência de afinamento das granulometrias de moagem nos novos projetos de minerais metálicos, o que leva a cada vez uma maior necessidade de gastos nesta etapa, tanto em termos de custos de implantação como de operação. Nos novos projetos de cobre da Vale, granulometrias de remoagem da ordem de 40 a 20 µm tem se mostrado necessárias. Os moinhos de bolas convencionais, adequados para

moagem primária, mostram-se poucos eficientes em termos de aproveitamento de energia, quando são necessários produtos abaixo de 50 µm. A fim de avaliar as melhores alternativas tecnológicas disponíveis para estas aplicações de remoagem, a Vale desenvolve estudos em moinhos de carga agitada, como Vertimill®. No presente trabalho serão discutidos os resultados de amostragens em escala industrial com o moinho Vertical da Usina do Sossego nos primeiros anos de operação do mesmo, comparando os resultados com os consumos específicos determinados em escala laboratorial.

**PALAVRAS-CHAVE:** cominuição, remoagem, cobre, Vertimill®

## HIGH ENERGY EFFICIENCY COPPER ORE FINE GRINDING

## ABSTRACT

In the areas of secondary grinding, or regrinding, the energy efficiency of the circuit is very important. Usually, the specific energy consumption of these stages is higher than at the primary stages. Besides that, there is a trend at the new projects where a finer grinding target is observed, what increases the capital and operational costs of the projects. At Vale new copper projects, grinding sizes of the concentrate around 20 to 40 µm has been necessary. The ball mill, traditionally used for these

applications, shows a low energy efficiency at grinding target below 50 µm. In order to evaluate the available Technologies for the regrind of Vale coppers ores, the company is developing studies with the stirred mill technology, such as the Vertimill®. The present paper will illustrate the results of several industrial surveys at the Sossego regrind circuit at the first years of operation, comparing the results with the laboratory sizing data.

**KEYWORDS:** comminution, regrind, copper, Vertimill®

## 1 INTRODUÇÃO

A Mina do Sossego foi a primeira da Vale a entrar em operação no processamento de minério de cobre. O depósito foi descoberto em 1997 e compreende os corpos denominados Sossego e Sequeirinho. A mina está localizada a aproximadamente 70 km de Carajás, próximo à cidade de Canaã dos Carajás. A usina tem capacidade para processar 41.000 tpd, o que equivale a 15 Mt/ano, lavrados a céu aberto. A reserva medida??? é da ordem de 245 Mt com um teor médio de 0,98% de cobre e 0,28 g/t de ouro (MINBEC, 2001).

O minério é um granito com quantidade significativa de magnetita. Valores típicos de WI variam de 17 a 20 kWh/t, além de possuírem um índice de abrasão relativamente alto, de 0,5.

A operação da usina iniciou-se em abril de 2004, com uma capacidade de produção de 540.000 t/ano de concentrado, com aproximadamente 30% de cobre e 8 g/t de ouro contido.

### 1.1 Circuito Industrial

O fluxograma de processo está ilustrado na Figura 1. A descrição detalhada do processo pode ser encontrada em Bergerman (2009) e em Nankran *et al* (2007). A descrição abaixo refere-se ao circuito de flotação e remoagem, foco deste trabalho.

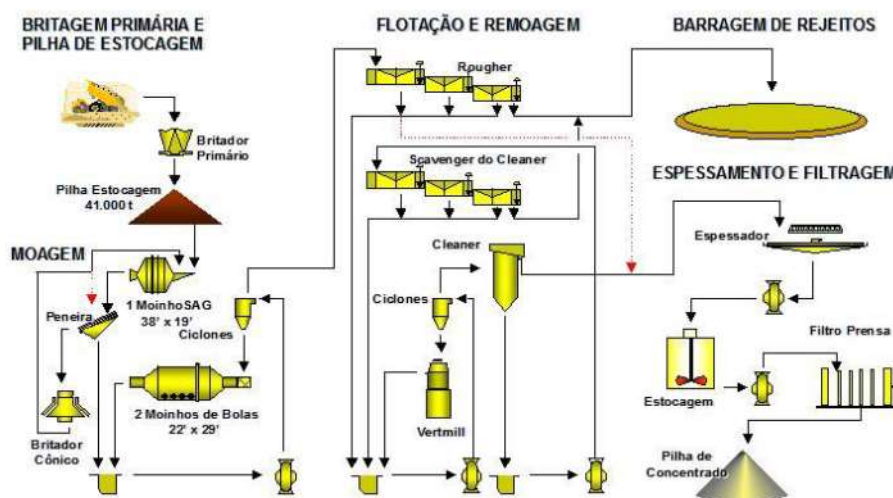


Figura 1 - Fluxograma de processo da usina do Sossego (NANKRAN *et al*, 2007)

O *overflow* das ciclonagens da moagem de bolas constitui a alimentação da etapa *rougher* de flotação, caracterizada por um  $P_{80}$  de aproximadamente 0,210 mm e 35% de sólidos. A flotação é composta por três etapas: *rougher*, *cleaner* e *escavenger*.

A etapa de flotação *rougher* consiste em duas linhas paralelas e independentes, constituídas por sete células tanque cada, com capacidade de 160 m<sup>3</sup> e aeração forçada.

O rejeito *rougher* corresponde a 95% do rejeito final, sendo direcionado à barragem com vazão média de 1.740 t/h. Ressalta-se ainda que o pH médio da alimentação é de aproximadamente 8,7. As características dos produtos *rougher* estão relacionadas na Tabela 1.

Tabela 1 - Valores típicos dos produtos da etapa *rougher*

Produto	Teor de Cobre (%)	Sólidos (%)
Alimentação	0,9-1,3	33-38
Concentrado	13-17	20-25
Rejeito	0,05-0,07	33-38

O concentrado *rougher* possui teor de cobre variando entre 13 a 17%, com recuperação metalúrgica entre 94 e 96%. Vale reportar que o circuito *rougher* dispõe da alternativa dos concentrados *rougher* das três primeiras células de cada linha alimentando diretamente o espessador ou a flotação *cleaner* (sem passar pela remoagem). Com esta alternativa promove-se mais ainda a recuperação global na flotação.

Os concentrados *rougher* e *scavenger* do *cleaner* alimentam, por meio de bombas de velocidade variável, duas baterias de 7 ciclones de 15". O *underflow* da ciclonagem é direcionado, por gravidade, para dois moinhos verticais modelo VTM-1500, que operam em circuito fechado com a ciclonagem (NANKRAN *et al.*, 2007). Os corpos moedores são de 20 mm. A alimentação dos ciclones (recalque da bomba) é dotada de medidor de pressão, vazão e densidade, permitindo assim um ótimo controle da vazão de alimentação dos ciclones e conseqüentemente dos moinhos verticais.

A fim de flexibilizar este circuito, foi instalada uma alternativa operacional para os casos de manutenção de um dos moinhos verticais. Pode-se encaminhar o material proveniente do circuito *rougher* e *scavenger* do *cleaner* diretamente ao circuito *cleaner*. Esta alternativa pode engrossar um pouco a alimentação da etapa *cleaner*, porém não a ponto de prejudicar a operação da mesma. O teor do concentrado também pode sofrer ligeira queda, mas que não impacta significativamente a qualidade, tendo em vista os curtos períodos de tempo em que este circuito é acionado.

O produto da remoagem (*overflow* dos ciclones), com  $P_{80}$  da ordem de 44  $\mu\text{m}$ , é submetido à flotação *cleaner* em seis colunas de flotação de 4,27 m de diâmetro e 14 m de altura, gerando um concentrado com aproximadamente 2,8 a 3% de cobre.

O rejeito da etapa *cleaner*, com teor aproximado de 4% de cobre, alimenta a etapa *scavenger* do *cleaner*, composta de 6 células de flotação tipo tanque com volume de 160 m<sup>3</sup>.

O circuito de flotação possui uma recuperação mássica que está entre 3,5 a 4,0%, com recuperação de cobre em torno de 93%, que chega a picos de 98%, em situações ótimas. O concentrado final é bombeado para o espessador e posteriormente filtrado.

## 1.2 Dimensionamento do Circuito

Para o dimensionamento do circuito de remoagem da usina do Sossego, foram realizados 4 ensaios de jarro pela empresa Metso, em seu laboratório de York, EUA. Os ensaios foram realizados em jarro de metal seguindo procedimentos internos da Metso. As análises granulométricas foram realizadas utilizando-se peneiras para a alimentação e o analisador de partículas Malvern Mastersizer 2000 para os produtos. Os resultados dos ensaios estão ilustrados na Tabela 2.

Tabela 2 – Resultados dos ensaios de jarro

Tempo (min)	Consumo específico de energia (kWh/t)	Valor do P80 ( $\mu\text{m}$ )			
		Amostra A	Amostra B	Amostra C	Amostra D
0	0	162,6	185,3	174,2	116,4
10	3,3	79,8	105,0	65,3	65,4
15	4,9	60,6	72,4		49,6
20	6,6	53,9	61,2	55,1	44,0
25	8,3	50,1	54,2		41,1
30	9,9	43,4	46,3	46,9	
35	11,5	40,7	40,5		
40	13,2	36,7	36,6	37,7	

Baseado nos resultados dos ensaios de jarro e na experiência do fornecedor, um consumo específico de 15,5 kWh/t foi considerado para efeitos de projeto. A decisão de se selecionar o moinho vertical para esta aplicação se baseou em experiências industriais em operações semelhantes, nas quais reduções de consumo de energia em relação ao moinho de bolas de carga cadente para remoagem da ordem de 30 a 40% (KNORR e ALLEN, 2010; MENACHO e REYES, 1987; PENA, 1990). A literatura também reporta ganhos de 30 a 50% com redução do consumo de corpos moedores e revestimentos (PENA, 1990). Nappier-Munn *et al* (1999) destaca que os moinhos de bolas de carga cadente são limitados em termos da energia que eles podem transmitir a carga, o que pode explicar a evolução dos moinhos de carga agitada, como os moinhos verticais, para moagens fina (15-40  $\mu\text{m}$ ) e ultrafina (abaixo de 15  $\mu\text{m}$ ).

## 2 MATERIAIS E MÉTODOS

Desde o início da operação da usina do Sossego, uma rotina de amostragens industriais foi estabelecida no circuito de remoagem, de forma a avaliar a operação do mesmo. A Figura 2 ilustra os pontos de amostragem do circuito. Os pontos 1 e 2 correspondem aos fluxos de concentrados *rougher* e *scavenger* do *cleaner*, o ponto 3 o *underflow* da classificação, o ponto 4 a descarga do moinho vertical e o ponto 5 o *overflow* da classificação.

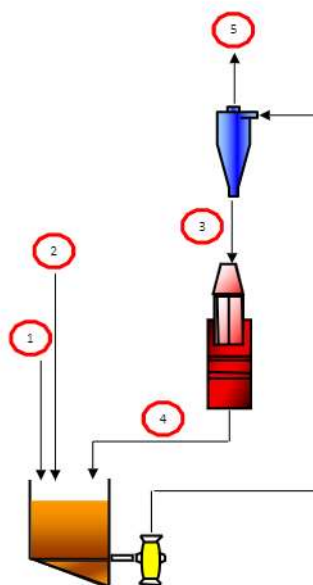


Figura 2 – Pontos de amostragem do circuito de remoagem do Sossego

O circuito possui um medidor de vazão e densidade na linha de alimentação da classificação. O moinho é equipado com um medidor de corrente. Com estas informações e a porcentagem de sólidos e distribuição granulométrica dos 5 pontos ilustrados acima, é possível calcular a partição do ciclone e os seguintes índices para avaliação do consumo de energia do circuito.

- Índice de trabalho de Bond operacional (Wlop) - como demonstrado por Rowland e Kjos (1978), o índice de trabalho de Bond pode ser utilizado como um indicador do desempenho da operação industrial, baseado no Wlop. O Wlop pode ser calculado com base no  $F_{80}$  e  $P_{80}$  do circuito, massa nova de alimentação e potência efetivamente consumida pelo moinho. Neste trabalho, não foram aplicados os fatores de correção normalmente utilizados por Rowland e Kjos (1978), tendo em vista que os mesmos não foram determinados para os moinhos verticais.
- Consumo específico de energia (P/Q) - trata-se da potência efetivamente consumida pelo moinho dividida pela massa nova alimentada ao circuito.

### 3 RESULTADOS E DISCUSSÕES

A tabela 3 e a Figura 3 ilustram os resultados das amostragens realizadas desde 2006, com seus respectivos Wlop e consumo específico de energia. São relacionados também os resultados dos ensaios de jarro realizados em escala laboratorial para a amostra D, que se mostrou com uma granulometria de alimentação mais próxima a observada industrialmente.

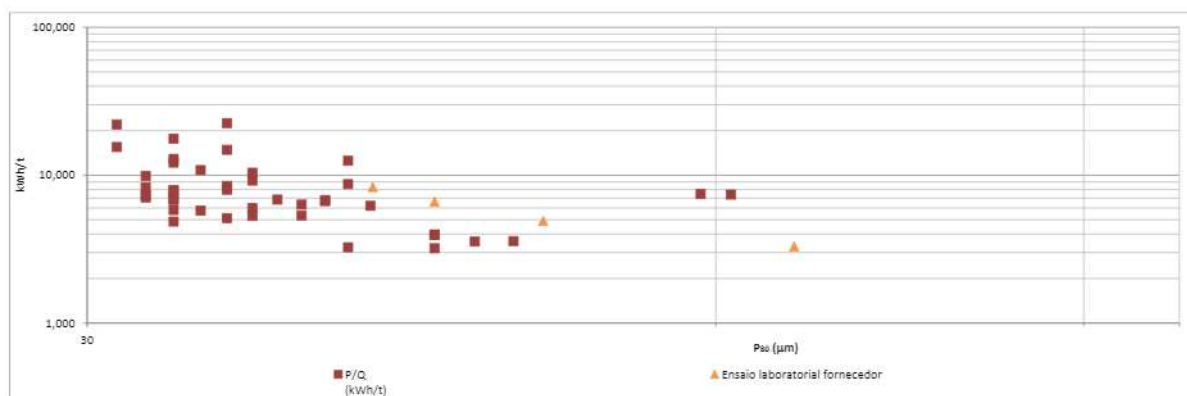


Figura 3 – Resultados de amostragens no circuito industrial do Sossego desde 2006

Ao observar os dados da Tabela 3 e da Figura 3, pode-se afirmar os resultados industriais do Sossego estão próximos aos valores de projeto. Isso valida que o circuito foi corretamente dimensionado, usando a metodologia proposta pelo fornecedor do equipamento. Estes resultados confirmam as observações de campo dos operadores da usina, já que o circuito de remoagem nunca foi um limitante para a operação da flotação.

Tabela 3 – Resultados de amostragens no circuito industrial do Sossego desde 2006

Data	Potência (kW)	Alimentação nova (t/h)	F80 (mm)	P80 (mm)	RR	Wiop (kWh/t)	P/Q (kWh/t)	Moinho em operação
Jar test Metso - D			116	44	2,6	11,4	6,6	
Nominal	1940	167	210	44	4,8	14,3	11,7	
Projeto	2160	173	210	44	4,8	15,3	12,5	
19/04/2006	600	89	95	39	2,4	11,8	6,8	MO01
19/04/2006	584	101	88	34	2,6	8,9	5,8	MO02
20/06/2006	578	119	64	33	1,9	10,0	4,9	MO02
16/08/2006	584	27	59	31	1,9	44,0	22,0	MO01
16/08/2006	572	25	58	35	1,6	60,3	22,5	MO02
18/09/2006	578	146	106	44	2,4	7,4	4,0	MO01
18/09/2006	578	93	78	41	1,9	14,6	6,2	MO01
30/10/2006	578	46	107	40	2,7	20,3	12,5	MO01
30/10/2006	584	163	98	48	2,0	8,2	3,6	MO02
28/11/2006	578	163	68	46	1,5	13,5	3,6	MO01
28/11/2006	584	180	97	40	2,4	5,7	3,2	MO02
23/02/2007	533	34	56	31	1,8	33,4	15,5	MO01
23/02/2007	572	86	88	39	2,3	12,5	6,7	MO02
11/03/2008	758	87	88	40	2,2	17,0	8,7	MO01
11/11/2008	662	129	54	35	1,5	15,8	5,1	MO01
21/11/2008	718	135	111	38	2,9	7,9	5,3	MO02
24/04/2009	1431	81	36	33	1,1	254,8	17,6	MO01
15/06/2009	673	45	142	35	4,1	17,4	14,8	MO02
24/07/2009	701	83	128	35	3,7	10,5	8,4	MO01
23/11/2009	808	139	87	33	2,6	8,6	5,8	MO01
30/07/2010	735	61	91	33	2,8	17,6	12,2	MO02
13/08/2010	791	200	102	44	2,3	7,7	4,0	MO01
13/08/2010	612	191	92	44	2,1	6,9	3,2	MO02
07/10/2010	797	108	149	61	2,4	16,0	7,4	MO01
17/11/2010	797	133	117	36	3,2	8,1	6,0	MO01
15/12/2010	741	140	123	36	3,4	6,9	5,3	MO01
05/04/2011	791	116	85	37	2,3	12,3	6,8	MO01
05/04/2011	836	132	97	38	2,5	10,4	6,3	MO02
27/04/2011	791	100	85	33	2,6	12,0	7,9	MO01
24/07/2011	701	88	216	35	6,2	7,9	8,0	MO01
17/10/2011	791	117	127	33	3,8	8,0	6,8	MO01
13/12/2011	774	320	69	32	2,2	12,5	7,1	MO01
14/12/2011	774	163	53	32	1,6	18,8	7,3	MO01
14/12/2011	735	165	53	33	1,6	21,6	7,9	MO02
15/12/2011	774	159	71	34	2,1	20,6	10,8	MO01
15/12/2011	730	176	76	36	2,1	17,8	9,2	MO02
26/01/2012	713	157	35	32	1,1	113,5	9,9	MO02
19/04/2012	819	141	108	32	3,4	10,3	8,3	MO02
16/08/2012	735	141	55	36	1,5	32,5	10,4	MO02
12/09/2012	769	273	174	59	2,9	13,7	7,5	MO02
16/10/2012	769	233	54	33	1,6	18,4	6,9	MO02
23/11/2012	842	167	133	33	4,0	14,8	12,9	MO02

Uma particularidade interessante a se destacar é em relação as vazões mássicas observadas na alimentação do circuito, significativamente menores que as de projeto. Esse número se explica pela variação do teor de alimentação da usina, em muitos momentos menor que o utilizado para o dimensionamento do circuito, assim como do uso das alternativas operacionais citadas anteriormente, de direcionamento de parte do concentrado da etapa *rougher* diretamente ao espessador, aliviando assim o circuito de remoagem.

Outro ponto que chamou a atenção foi a granulometria de alimentação da remoagem, também mais fina que a projetada em grande parte das observações. Este ponto mereceu uma avaliação em detalhes, já que a alimentação da flotação estava dentro dos valores de projeto. Uma comparação posterior mostrou que o concentrado *rougher* é mais fino que a alimentação *rougher*. Esse é um ponto importante a se considerar em novos projetos. As origens desta diferença são partes de um estudo com mais detalhes, que se encontram em andamento.

Em termos de manutenção, o moinho vertical do Sossego também possui um consumo muito baixo de revestimentos. Apenas os revestimentos da rosca interna são trocados aproximadamente uma vez ao ano. O consumo de corpos moedores também é baixo, da ordem de 20 g/t.

Baseado nestes resultados, tornou-se rotina na Vale utilização dos moinhos verticais em seus novos projetos, como o Salobo (GODOY *et al.*, 2010).

No momento, direcionam-se esforços para o desenvolvimento de um ensaio simplificado de laboratório para avaliar as características do minério em termos de consumo de energia, usando amostras de pequenas massas, cerca de 1,0 kg e metodologia adaptada da proposta Donda (2003). Este ensaio será importante para que a Vale possa avaliar a variabilidade do minério, sem depender de ensaios realizados em laboratórios fora do país e realizados com procedimentos proprietários do fabricante do equipamento. Além disso, irá apoiar o desenvolvimento de novos projetos, que poderão ser avaliados por meio de uma base de dados mais extensa, já que por consumir menor massa, poderá ser realizado em amostras de ensaios de variabilidade de flotação de escala laboratorial.

## 4 CONCLUSÕES

Este trabalho descreveu os critérios utilizados para projeto e os resultados operacionais e de processo dos moinhos verticais do Sossego em seus primeiros anos de operação. Os resultados operacionais indicam que o dimensionamento foi realizado corretamente, sendo que os valores obtidos industrialmente em termos de consumo de energia e granulometria são iguais ou menores que os previstos em projeto. O circuito nunca foi um entrave para a operação da flotação. Os custos de manutenção e de consumo de corpos moedores também exibiram valores baixos. Diante desses resultados, a Vale continua considerando a utilização de tais equipamentos em novos projetos, como o Salobo.

## 5 AGRADECIMENTOS

Os autores agradecem a Vale pelo apoio no desenvolvimento deste estudo e permissão para publicar o trabalho e a toda a equipe de processo do Sossego pelo longo trabalho de campo para coleta de todas as informações. Os autores agradecem também a Fapemig e a Pró-reitoria de pesquisa e pós-graduação da Unifal-MG pelo apoio para a publicação deste trabalho.

## 6 REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. BERGERMAN, M. B. Modelagem e simulação do circuito de moagem do Sossego. 2009. 207 p.

- Dissertação (Mestrado) – Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2009.
2. DONDA, J. D. Um método para prever o consumo específico de energia na (re)moagem de concentrados de minério de ferro em moinhos de bolas. 2003. Tese (Doutorado) – Escola de engenharia, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo horizonte, 2003.
  3. GODOY, M. L. S., BERGERMAN, M. G., GODOY, P. H., ROSA, M. A. N., 2010. Development of the Salobo Project, in Proceedings: CIM Conference and Exhibition 2010 (The Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum: Vancouver).
  4. KNORR, B. R., ALLEN, J., 2010. Selection criteria of stirred milling technology, in Proceedings COMMINUTION' 2010 (Minerals Engineering conference: Cape Town).
  5. MENACHO, J. M.; REYES, J. M. El Molino de torre como alternative en la remolienda de concentrados de cobre. In: V Simposium sobre molienda, 1987, Vinã del Mar. Proceedings: Vinã del Mar: ARMCO, 1987.
  6. NAPIER-MUNN, T J et al., 1999. Mineral comminution circuits: their operation and optimization. Indooroopilly: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre/University of Queensland, 1999 (JKMRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing).
  7. PENA, F. Update on Vertimills for the mining industry. In: VI Simposium sobre molienda, 1990, Vinã del Mar. Proceedings: Vinã del Mar: ARMCO, 1990.
  8. ROWLAND, C. A., KJOS, D. M., 1978. Rod and ball mills, in Mineral Processing Plant Design (ed. AIME), pp. 239 – 278 (The American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum : Englewood).