



PREVISÃO DE CONSUMO DE ENERGIA NA MOAGEM COM O AUMENTO DA QUANTIDADE DE ROCHA “DURA” NO ROM

DE SOUZA, V. C. G.¹, SILVA, A. N.²

¹Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Departamento de Engenharia de Minas, Laboratório de Pesquisa Mineral. E-mail: vladia.souza@ufrgs.br

²Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Departamento de Engenharia de Minas, Laboratório de Pesquisa Mineral. E-mail: amandans@outlook.com

RESUMO

Minérios de ouro, ao redor do mundo, geralmente, têm consumido cada vez mais energia e peças de desgaste na moagem. Isto se deve à escassez de minério oxidado, ao processamento de rochas mais “duras”, com teores mais baixos e tamanhos menores de liberação (< 75 µm). Neste contexto, um depósito de Au, contido em formações ferríferas bandadas do tipo “rocha dura ou compacta” foi estudado. Indicadores-chaves de desempenho da usina foram medidos durante processo de *ramp-up*, tais como curvas granulométricas, vazões mássicas e consumo de energia. Os valores medidos, em escala industrial, de consumo de energia foram elevados: maiores do que 20 kWh/t com “apenas” 50 % de rocha no ROM. Foi determinada uma equação para prever o consumo de energia e, talvez, redimensionar o circuito de cominuição. De acordo com a metodologia empregada, à medida que aumentava a quantidade de “rocha dura” no ROM, foi verificado que a potência nominal dos equipamentos (moinhos SAG e Bolas) não seria suficiente para processar 100 % do minério disponível hoje (o qual é somente rocha dura).

PALAVRAS-CHAVE: moagem, ouro, minério, consumo de energia.

ABSTRACT

Gold ores, all around the world, generally, have shown a trend of higher energy consumption and wear pieces during grinding. This is due to the shortage of oxidized ore, processing of harder rocks, with lower gold content and smaller liberation size (<75 µm). In this context, it was carried out a study on a deposit of gold, which is contained in banded iron formations known as “hard or compact rock”. Key performance indicators (KPIs) of the plant were measured during ramp-up process, such as granulometric distributions, mass flows and energy consumption. The previewed values for energy consumption were elevated and, in industrial scale, were measured values higher than 20 kWh/t with only 50 % of rock in ROM. It was determined an equation to preview the energy consumption and, maybe, to redesign the comminution circuit. According to the applied methodology, as increasing the amount of “hard rock” in the ROM, it was verified that the equipment’s nominal power (SAG and Ball Mills) would not be enough for processing 100 % of the available ore today (which is only hard rock).

KEYWORDS: grinding, gold, ore, energy consumption.

1. INTRODUÇÃO

Com aprofundamento da lavra nas formações ferríferas bandadas (BIFs – *Banded Iron Formations*), em depósitos de cobre e ouro ou ferro (Jesus, 2015), vem sendo observado um aumento da quantidade de minérios mais competentes, mais resistentes à quebra, desde o desmante aos últimos estágios de fragmentação (moagem). Isto tem ocorrido em todo mundo, em parte devido ao esgotamento do minério oxidado frente ao processamento cada vez maior de rocha sã, com teores mais baixos dos metais e maior conteúdo de sílica. Parte disso tem sido provado com base em resultados de ensaios de compressão uniaxial, de moagem, bem como pelo consumo registrado de energia específica na indústria (Ballantyne et al., 2015, Palacios et al., 2019^a, 2019^b).

Além do maior consumo de energia, tem sido notada uma redução no tamanho de liberação do ouro: na média, numa comparação dentre os depósitos conhecidos e similares, o tamanho de liberação que ficava entorno de 106 μm passou a ser menor do que 75 μm . Logo, os minérios de BIFs remanescentes, a serem lavrados na crosta, apresentam ouro cada vez “mais fino” e/ou invisível (do tipo ocluso ou preso a estrutura dos sulfetos). Dadas as “novas características dos minérios disponíveis”, os equipamentos de moagem e britagem estão se desgastando mais rapidamente, há registros históricos de maior consumo de corpos moedores e peças de revestimento, elevando sobremaneira os custos dos empreendimentos mineiros, a ponto de poder inviabilizá-los (Fuerstenau et al., 1995; Eloranta, 2012; Ballantyne et al., 2015). Neste sentido, um desmante adequado é também importante (Eloranta, 2012; Fuerstenau et al., 1995). Este estudo abrangeu o período de modificações no desmante de uma usina em *ramp-up*, porém estas não serão descritas.

Os modelos matemáticos para prever o consumo de energia, distribuição granulométrica, consumo de peças e dimensionamento de equipamentos são muitos (Fuerstenau et al., 1995; Jesus et al., 2015; Gupta e Yan, 2016). O escalonamento ou adequação das equações de previsão, a partir de ensaios ou equipamentos de laboratório para indústria é fundamental (Austin e Bhatia, 1972; Austin e Luckie, 1972; Herbst e Fuerstenau, 1980).

Há várias técnicas de previsão do consumo de energia: uma delas está baseada no ensaio de Bond ou determinação do índice de trabalho de Bond - WI (*Work Index*). O valor do WI corresponde a uma estimativa de consumo de energia específica dos materiais, ou seja, kWh/t (Bond, 1949; 1952; 1961). É um método que apresenta diversas limitações: de fato, é um modelo empírico e bastante simples, pois o ensaio exige que todo material seja britado a -3 mm, sendo que a equação ou modelo matemático possui de entrada apenas dois parâmetros básicos: o tamanho em micrômetros correspondente a 80 % da curva de passante acumulado da alimentação (A80) e de produto (P80). Com base neste modelo, por décadas, tem-se dimensionado britadores e moinhos, prevendo-se a energia que será consumida em função da resistência da rocha ou *work index*.

O modelo de Bond pressupõe que quanto maior a partícula da alimentação, maior o consumo de energia para chegar ao mesmo (ou menor) tamanho de produto, o que já foi provado que nem sempre é verdade (Austin e Luckie, 1972; Austin e Bhatia, 1972; Napier-Munn et al., 1996; Gupta & Yan, 2016). Por outro lado, o ensaio de Bond é muito preferido por ser talvez menos demorado que um ensaio completo de moagem, o qual forneceria os parâmetros de função quebra e seleção, por exemplo, requeridos para modelagem e simulação via modelo de balanço populacional (MBP – Napier-Munn et al., 1996; Fuerstenau

et al. 2004; Austin and Luckie, 1972; Herbst and Fuerstenau; 1980). No MBP, não há uma preconcepção de que os fragmentos maiores são mais fáceis de quebrar (Griffith, 1921), pois os parâmetros são determinados a partir de ensaios que justamente visam a verificar como cada classe de tamanho quebra e com que velocidade, resultando em uma visão probabilística e mais precisa de como o material se comporta durante a quebra (Fuerstenau et al., 2004; King, 2012). Embora, o quanto os parâmetros do equipamento interfiram nos resultados ainda seja motivo para muita discussão, bem como a validação dos ensaios de laboratório, de uma forma geral, durante o processo de escalonamento, esta metodologia é considerada por muitos mais interessante e até mais correta do que aquela proposto por Bond (Herbst e Fuerstenau, 1980; King, 2012).

Entender o comportamento das variáveis citadas anteriormente e a correlação entre elas, permite um melhor dimensionamento dos equipamentos, maximizando a produção e minimizando o consumo de energia. Assim, este trabalho teve por objetivo apresentar um modelo matemático simples para previsão de consumo de energia, com aumento da quantidade de rocha dura no ROM, com medições em escala industrial num depósito de Au em BIF. Este depósito foi escolhido por mostrar rochas de elevada resistência à quebra e estar em processo de *ramp-up*. Foram analisados fatores como consumo de energia no SAG e no Bolas (escala industrial), distribuição granulométrica do produto, eficiência de moagem, em decorrência do aumento da quantidade de rocha na alimentação.

2. MATERIAIS E MÉTODOS

A metodologia consistiu em analisar, primeiramente, o modelo geológico do depósito, o planejamento de lavra e o desmonte *in loco*, averiguando onde se encontravam as porções com resistência à compressão uniaxial maior ou igual a 200 MPa.

Após o material ser desmontado, este era cuidadosamente monitorado para que se soubesse a quantidade de rocha e a bancada de origem que alimentava a usina (processo de rastreamento). Isto pôde ser feito com o auxílio da equipe da topografia e via comunicação de rádio. Os caminhões, carregando rocha ou material oxidado, com teores de ouro conhecidos, basculavam no britador primário. Importante notar que existe uma imprecisão (incerteza) nos processos de rastreamento dos materiais e, por conseguinte, na determinação de percentual de rocha frente ao oxidado que alimenta a planta. Estima-se atingir um patamar de cerca de 700 t/h de ROM.

Entre o britador e o SAG, há outra pilha de estoque. Esta é, também, um fator que pode contribuir com o aumento da incerteza dos parâmetros que foram medidos: quantidade de rocha (% de rocha no ROM), consumo de energia específico (kWh/t) do SAG e bolas, bem como distribuição granulométrica do produto.

Os dados de consumo de energia em escala industrial foram registrados de 1 em 1h durante seis meses, totalizando 1.762 valores antes e 1.400 depois de tratados. Ainda, a quantidade de ROM e a distribuição granulométrica das correntes do circuito de moagem foram analisadas com base em três campanhas amostrais, desde o início de operação do circuito. Foram coletadas amostras de polpa com cerca de 2 litros nos pontos mostrados pela Figura 1: alimentação e descarga do moinho de bolas, descarga do SAG e OF dos hidrociclones (8 duplicatas *in loco*). Estas amostras foram coletadas de 10 em 10 minutos, durante uma hora, totalizando uma massa média com água de 21 kg e 54 % de sólidos (campanha 01).

As amostras foram filtradas e secas em estufa, desagregadas e quarteadas em divisor rotativo de 4 caçambas, resultando em massas com cerca de 1,2 kg (OF) a 3,8 kg (descarga do SAG e amostras do moinho de bolas). Cada amostra foi homogeneizada, antes e após o quarteamento no rotativo, tendo sido quarteada outra vez em Jones pequeno, até serem obtidas massas que variaram de no mínimo 500 g (OF) até 1,5 kg (demais). Assim, foram realizadas análises granulométricas completas das amostras, sendo os resultados resumidos no capítulo a seguir.

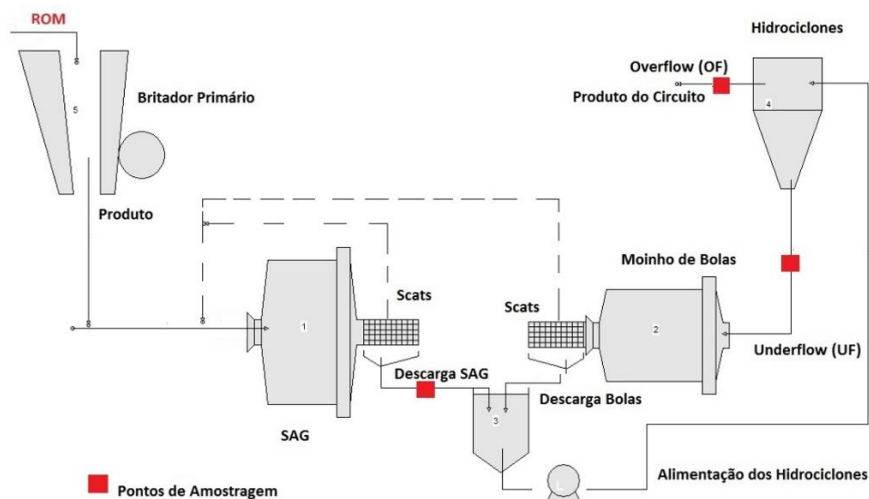


Figura 1. Circuito de cominuição.

Foi realizado o tratamento do banco de dados de consumo de energia dos moinhos (SAG e Bolas em kWh) na usina em *ramp-up*, contendo os fluxos mássicos de alimentação (t/h) (Figura 1) e percentual de rocha alimentado (no ROM). Excluíram-se as horas paradas, registros espúrios ou zerados em algum momento para alguma variável. Analisou-se, estatisticamente, de forma separada e em conjunto, estes dados.

Para verificar se havia alguma correlação entre as variáveis consumo de energia e percentual de rocha alimentada, foi necessário criar dois bancos de dados em separado: um de ROM com zero percentual de rocha alimentando a usina (somente óxidos no ROM) e outro com percentual de rocha maior ou igual que 5 %. O objetivo foi, também, portanto, verificar o impacto da rocha alimentada na usina em *ramp-up* sobre o consumo de energia e se a potência nominal (dimensionamento) dos moinhos estava adequada. Os registros validados de hora em hora (já, portanto, excluindo as paradas) ficaram em torno de 1.400, durante seis meses de operação. Os dados foram classificados de 5 e 5 % de rocha no ROM (complemento sendo óxidos) até 100 %. Os dados abaixo de 5 % de rocha, constituíram quase 51% do total. Ocorreram acima de 80 % de rocha no ROM apenas dois registros, tendo sido estes excluídos das análises de correlação. A correlação mais forte encontrada foi entre consumo de energia “total” dos moinhos (bolas mais SAG) e % de rocha, variando de 5 a 80 % de rocha no ROM. Os valores médios dos intervalos de consumo “total” foram colocados em um gráfico contra os valores médios de cada classe de % de rocha.

3. RESULTADOS E DISCUSSÃO

As medições em escala industrial geraram um banco de dados, cujo tratamento e análise estatística, resultou nos gráficos e correlações mostrados na Figura 1.

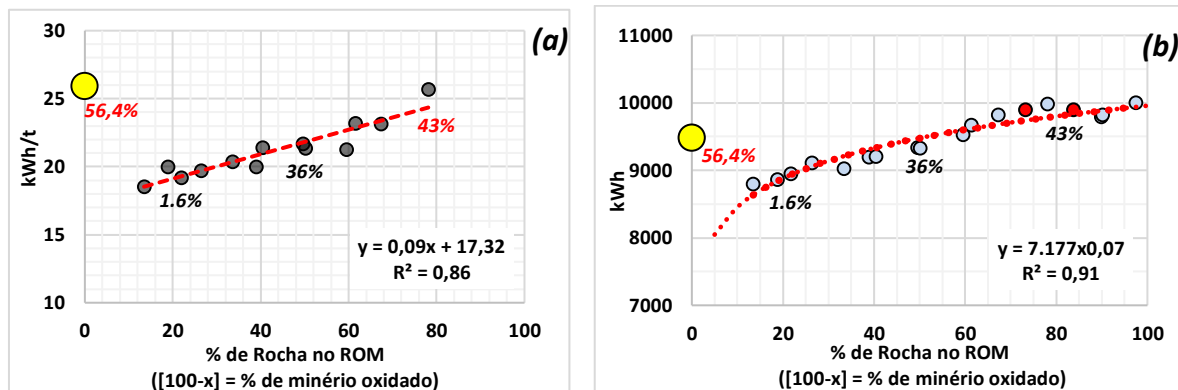


Figura 1. Correlações entre consumo de energia e % de rocha no ROM.

Na Figura 1(a), observa-se uma forte correlação ($R^2 = 0,86$) entre percentual de rocha no ROM e respectivo valor médio de consumo específico (kWh/t). A maior parte dos dados (56,4 %) ainda é de processamento de óxidos somente (minério oxidado). Provavelmente, consumiu-se muito mais energia do que o necessário (pontos à esquerda dos dois gráficos da Figura 1, dados com 0 % de rocha), uma vez que já se processou mais rocha durante *ramp-up*, com menor consumo de energia. Os valores logo abaixo dos pontos indicam a quantidade em pontos percentuais dos registros encontrados para 20, 50 e 80 % de rocha na alimentação da usina. Somente 7% dos registros são de alimentação com mais de 50 % de rocha. Foram em torno de 1.400 registros válidos no total, após o tratamento do banco de dados.

A Equação 1 da Figura 1(a), indica que o consumo específico de energia na indústria teria uma correlação linear forte ($R^2=0,86$) com o percentual de rochas no ROM. Porém, se analisado junto com o gráfico da Figura 1(b) e, considerando a representatividade dos dados, nota-se que é uma falácia afirmar que o consumo máximo será de 26,3 kWh/t ($x=100\%$ de rocha no ROM).

$$y = 0,09x + 17,32 \quad (1)$$

onde $y = \text{kWh/t}$ e $x = \text{porcentagem de rocha}$.

A despeito do número pequeno de dados, com percentual de rocha no ROM elevado, observou-se uma correlação muito forte entre este e a soma do consumo de energia dos dois moinhos (SAG e bolas). Assim, da Figura 1(b), obteve-se a seguinte equação (com coeficiente de Pearson de 0,91) mostrada a seguir:

$$y = 7.177x^{0,07} \quad (R^2 = 0,91) \quad (2)$$

onde $y = \text{kWh}$ e $x = \text{porcentagem de rocha}$. A Equação 2 representa o consumo de energia com aumento da quantidade de rochas frente ao minério oxidado no ROM. Quando existe mais de 50 % de rocha no ROM, o consumo converge para um patamar em torno de 10.000 kWh (algo em torno de 9% a menos do que a soma das potências nominais do SAG e Bolas). Ou seja, o

gráfico da Figura 1(b) mostra uma limitação dos equipamentos em termos de energia disponibilizada à cominuição deste minério: a energia máxima disponível é hoje de 11 MWh para 100 % de rocha no ROM (potência nominal do SAG com 7 MWh e do bolas com 4 MWh), valor que deve cobrir perdas por calor, movimentação das carcaças, bolas, etc. Estas conclusões foram suportadas pelas distribuições granulométricas, em especial do bolas que mostra uma reduzidíssima taxa de redução de tamanho, baixa eficiência, conseqüentemente e OF com passantes abaixo do esperado quanto ao tamanho de liberação. Estas observações podem ser acompanhadas na Figura 1.

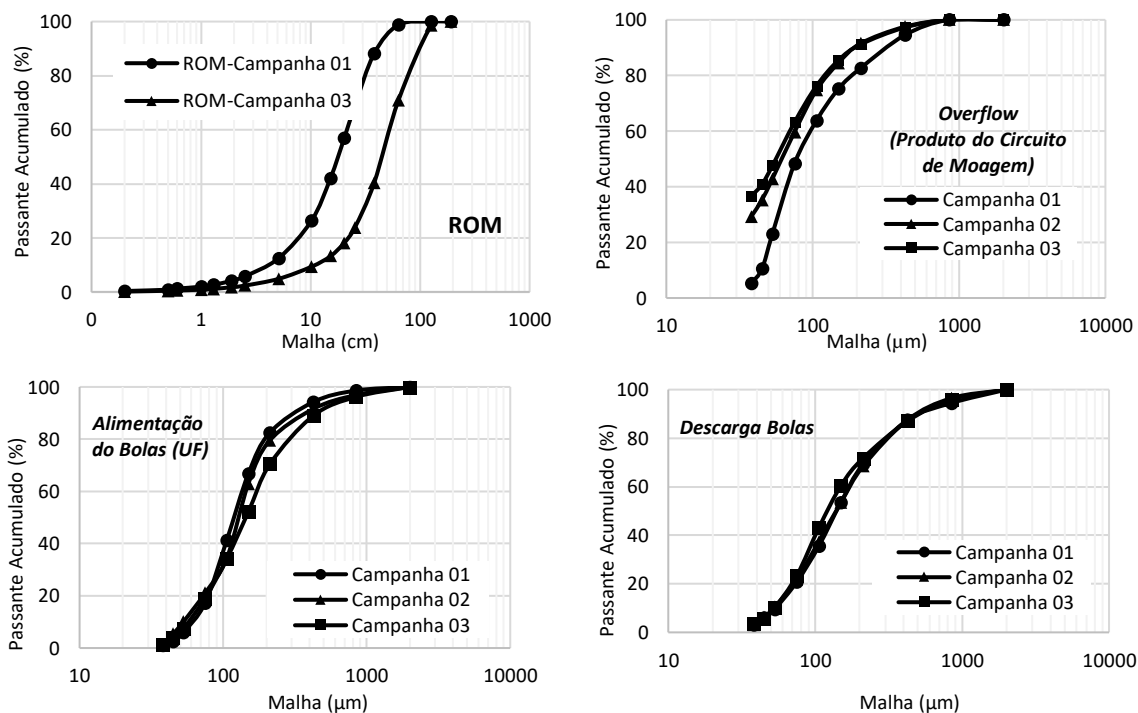


Figura 2. Distribuições granulométricas do moinho de bolas.

Com respeito aos resultados de amostragens e análises granulométricas, constatou-se: (i) uma redução importante na granulometria do ROM da primeira para terceira campanha, após o desmonte sofrer importantes modificações e (ii) um baixíssimo desempenho na moagem, quando em quantidades mais elevadas do que 30 % de rocha no ROM. Isto pode ser observado nos resultados da Figura 2 (que mostra as distribuições granulométricas para o circuito de cominuição da Figura 1).

Quanto à reprodutibilidade da amostragem, esta foi melhor do que o esperado: cerca de até 30 % de imprecisão, podendo-se considerá-la representativa a despeito das limitações de coleta “primária” e possíveis erros de delimitação/extração. As DGs de alimentação e descarga do moinho de bolas foram praticamente iguais, o que mostra uma grande ineficiência do circuito. As modificações observadas no ROM tiveram um impacto maior sobre as DGs de overflow.

4. CONCLUSÕES

Tudo indica que, antes da usina conseguir processar 100 % de rocha no ROM, haverá necessidade de consumir mais energia do que aquela hoje disponibilizada pelos equipamentos (com base na potência nominal do SAG e Bolas). Os valores medidos de consumo específico de energia, para os minérios de ouro - rocha dura, foram significativamente elevados: podendo chegar a 26kWh/t e sem, contudo, atingir o tamanho de liberação com o desenho e equipamentos atuais da planta. A dificuldade de liberação dos grãos (em tamanho menor do que 75 μm) ficou evidenciada pelas curvas de distribuição granulométrica resultantes das amostragens no circuito de cominuição, em especial com a alimentação e descarga do bolas praticamente iguais. Ainda, a metodologia empregada mostrou que foi muito importante estimar o consumo de energia com aumento do percentual de rocha no ROM, fazendo medições em escala industrial durante *ramp-up* da usina. Para tanto, foi necessário fazer o correto tratamento do banco de dados, a análise estatística por classes de percentual de rocha (média do consumo por *rank*) e considerar a soma do consumo de ambos moinhos do circuito (SAG e bolas).

5. AGRADECIMENTOS

Agradecemos a todos da equipe FRAGCOM (projeto destinado a melhorias no desmonte e na moagem), ao LPM- Laboratório de Pesquisa Mineral, a UFRGS, ao Dr. Eng. de Minas e Geólogo, professor Jair Carlos Koppe, bem como os Engenheiros de Minas: Lauro Bundrich e Ivan Sanchez Pablos.

6. REFERÊNCIAS

Austin LG, Bhatia VK. Experimental methods for grinding studies in laboratory mills. Powder Technology 1972; 5; 261–266.

Austin LG, Luckie PT. Methods for determination of breakage distribution parameters. Powder Technology 1972; 5; 215–222.

Ballantyne GR, Mainza A, Powell MS. Using comminution energy intensity curves to assess efficiency of gold processing circuits. In: The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, World Gold Conference, SAIMM, CIM and AUSIMM. 2015 29Sep-1Oct; Johannesburg; South Africa. p.1-10.

Bond FC. Standard grindability test tabulated. Trans Am. Inst. Min. Eng. 1949; 183; 313.

Bond FC. The third theory of comminution. Trans Am. Inst. Min. Eng. 1952; 193; 484-494.

Bond FC. Crushing and grinding calculation part I and II. British Chemical Engineering 1961; 6 (6 and 8); 378-385 & 543-548.

Eloranta J. Non-Ideal blasting for ideal grinding. In: The International Society of Explosives Engineers Annual Conference proceedings; 2012; Cleveland, USA.

Fuerstenau MC, Chi G, Bradt RC. Optimization of Energy Utilization and Production Costs in Mining and Ore Preparation. In: XIX International Mineral Processing Congress, 1995; San Francisco, California. Oct.; p. 161-164.

- Fuerstenau DW, De A, Kapur PC. Linear and nonlinear particle breakage processes in comminution systems. *Int. J. Miner. Process.* 2004; 74S; 317–327.
- Griffith AA. The phenomena of rupture and flow in solids. *Philosophical Transactions of the Royal Society London* 1921; Series A221 (October); 163-198.
- Gupta A, Yan D. *Mineral Processing Design and Operations: An Introduction*. 2a ed. Netherlands: Elsevier Publisher; 2016.
- Herbst JA, Fuerstenau DW. Scale-up procedure for continuous grinding mill design using population balance models. *International Journal of Mineral Processing* 1980; 7; 1–31.
- Jesus W, Oliveira E, de Souza VCG, Koppe JC. Methods for crushing operational control. In: *Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa. Proceedings XXVI Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa; 2015Oct 18-22; Poço de Caldas, Brasil. (ENTMME; vol. 2). p.108- 116.*
- King, RP. *Modeling & Simulation of Mineral Processing Systems*. 1ª ed. Oxford: Butterworth-Heinemann; 2012.
- Napier-Munn TJ, Morrell S, Morrison RD, Kojovic T. *Mineral comminution circuits and their optimisation*; 1996.
- Morrell S. A new autogenous and semi-autogenous mill model for scale-up, design and optimisation. *Minerals Engineering* 2004; 17; 437-445.
- Palacios JL, Abadías A, Valero A, Valero A. The energy needed to concentrated minerals from common rocks: the case of copper ore. *Energy* 2019^a; 181; 494-503.
- Palacios JL, Fernandes I, Abadías A, Valero A, Valero A, Reuter MA. Avoided energy cost of producing minerals: The case of iron ore. *Energy Reports* 2019^b; 5; 364-374.
- Rowland C. Selection of Rod Mills, Ball Mills, Pebble Mills and Re grind Mills, in *Design and Instalation of Comminution Circuits*. SME/AIMMPE; 1982.