

## Análise de desempenho de um sistema Silo-Comporta-Alimentador para regular a vazão de minério por simulação DEM

Leonardo C. O. de Souza<sup>\*,\*\*</sup> Olemar T. L. Júnior<sup>\*\*\*</sup>  
João Lucas Barros<sup>\*\*\*</sup> Thiago A. M. Euzébio<sup>\*</sup>

<sup>\*</sup> Instituto Tecnológico Vale (ITV), Ouro Preto, MG (e-mails: leonardo.souza@pq.itv.org, thiago.euzebio@itv.org).

<sup>\*\*</sup> Programa de Pós-Graduação em Instrumentação, Controle e Automação de Processos de Mineração, Universidade Federal de Ouro Preto (UFOP) e Instituto Tecnológico Vale (ITV), Ouro Preto, MG.

<sup>\*\*\*</sup> Vale S.A. (e-mails: olemar.tibaes@vale.com, joao.lucas.barros@vale.com).

---

**Abstract:** Severe variability of fresh feed ore flow rate in a crushing circuit may cause some operational damages. Related issues include conveyor belt and sieves overload, interlocked crushers, premature equipment wear, and silos overflow. Usually, the speed of feeders is used to control the ore output from silos; however, it is ineffective in regulating the height of material carried by the feeder. The introduction of a slide gate in the primary silo of the crushing circuit is an alternative to increase the degree of freedom for controlling the fresh ore flow rate. This paper presents a numerical simulation using a discrete element method (DEM) applied in a silo-gate-feeder system. The simulated model is based on parameters from a Vale's iron ore beneficiation plant located in Serra Leste Mine, city of Curionópolis, Brazil. The simulation was carried out using the software Siemens Star CCM+. Three scenarios were evaluated, such as changes in the slide gate aperture. The results show that regulating the feeder speed simultaneously with the gate aperture provides a novel control strategy to reduce variability in fresh ore flow rate. The best simulation result reduced in about 11% the variability flow rate compared with the case with no slide gate.

**Resumo:** A variabilidade severa da vazão de minério na alimentação em um circuito de britagem causa alguns danos operacionais: sobrecarga da correia transportadora e peneiras, britadores intertravados, desgaste prematuro do equipamento e transbordamento de silos. Geralmente, a velocidade dos alimentadores é usada para controlar a vazão de minério que sai dos silos; no entanto, é ineficaz na regulação da altura do material transportado pelo alimentador. A introdução de uma comporta deslizante no silo primário do circuito de britagem é uma alternativa para aumentar o grau de liberdade no controle da vazão de minério. Este artigo apresenta uma simulação numérica usando método de elementos discretos (DEM) aplicado em um sistema silo-comporta-alimentador. O modelo simulado é baseado em parâmetros da planta de beneficiamento de minério de ferro da Vale, localizada na mina Serra Leste, cidade de Curionópolis, Brasil. A simulação foi realizada no software Siemens Star CCM+. Três cenários foram avaliados com alterações na abertura da comporta deslizante. Os resultados mostram que a regulação da abertura da comporta fornece uma nova variável manipulada para reduzir a variabilidade na taxa de fluxo de minério. O melhor resultado reduziu em cerca de 11% da variabilidade da vazão em comparação com o caso sem comporta deslizante.

*Keywords:* Numerical simulation; DEM; Apron feeder; Iron ore; Sliding gate.

*Palavras-chaves:* Simulação numérica; DEM; Alimentador de sapatas; Minério de ferro; Comporta deslizante.

---

## 1. INTRODUÇÃO

Usinas de beneficiamento de minério funcionam por meio de operações unitárias que incluem a cominuição (quebra da matéria-prima em pedaços menores), a classificação, a concentração e a separação sólido/líquido além de outras operações denominadas auxiliares. Estas operações sequenciais são arrançadas de forma a maximizar a recuperação dos minerais úteis presentes nos minérios de acordo com a qualidade requerida (Valadão and Araújo, 2007).

Destacando-se as operações auxiliares, estas incluem o transporte de material sólido feito por correias transportadoras ou em forma de polpa por meio de bombeamento, além da estocagem do material em pilhas e em silos. No caso da estocagem em silos, o material é retirado por alimentadores, como os de correia ou de sapatas: a alimentação atua na regulação da taxa de passagem de material tratado nos britadores, peneiras, classificadores, processos de concentração, entre outros, que deve ser a mais uniforme possível, ou seja, apresentar baixa variabilidade, a fim de se obter os melhores resultados no beneficiamento (Fuerstenau and Han, 2003; Gaudin, 1939).

Ainda que a função de um alimentador seja controlar a alimentação da operação subsequente, é comum a ocorrência de variabilidade severa da vazão de minério na alimentação em um circuito de britagem o que pode causar alguns danos operacionais: sobrecarga de correias transportadoras e peneiras, britadores intertravados, desgaste prematuro do equipamento e transbordamento de silos (Fuerstenau and Han, 2003). Dados do ano de 2018 referente à usina da Mina de Serra Leste pertencente à Vale, localizada na cidade de Curionópolis, Brasil, mostram que do total de horas de paradas por questões internas, 57% estão relacionadas com a variabilidade da vazão de material.

Não somente em processos de mineração, mas como em vários processos industriais, o desenvolvimento de melhorias em equipamentos pode se tornar um desafio devido à grandiosidade dos mesmos. Como solução para entender problemas reais destacam-se as simulações. Simulações são artifícios que permitem a modelagem computacional e então a realização de experimentos com o propósito de observar comportamentos e ou avaliar estratégias para operação. Portanto, a vantagem da simulação é a não necessidade da construção física prévia de um protótipo o que confere ganhos em tempo e dinheiro aliado a resultados confiáveis (Pegden et al., 1995; Quist and Evertsson, 2016; Johansson et al., 2017).

Tratando-se de material particulado, que é como o minério é trabalhado nas usinas, o método de elementos discretos (DEM) é indicado como suporte à simulação; o DEM é um método numérico de simulação que permite uma análise da movimentação e esforços de partículas no interior de maquinários; o que inclui os diversos tipos de britadores, peneiras e correias. O DEM rastreia o movimento de todas as partículas em um sistema e pode fornecer informações no nível das partículas, o que geralmente é difícil de ser alcançado por experimentos (Dong et al., 2018; Washino et al., 2017; Weerasekara et al., 2013).

Nesse trabalho, pretende-se estudar os efeitos na variabilidade da vazão de minério que sai de um silo e é

transportado por um alimentador do tipo sapatas por meio de variações na abertura de uma comporta deslizante. Esse estudo é feito por intermédio de simulações via DEM com os dados de uma usina de beneficiamento de minério de ferro de Serra Leste. Wills and Finch (2015) afirmam que a taxa de descarga de um alimentador é controlada variando a velocidade ou a altura da faixa de minério por meio de uma comporta ajustável, no entanto, notou-se que o alimentador responsável pelo recebimento do material vindo da mina e encaminhamento para a britagem primária não apresenta uma comporta ajustável, ou seja, não há controle na altura do leito de material. Apesar da importância prática para o setor mineral, não há na literatura nenhum estudo similar.

## 2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

Atualmente as tecnologias de simulação numérica se mostram bem desenvolvidas graças ao avanço dos modelos analíticos, às técnicas de modelagem de equipamentos e aos próprios softwares de simulação. Tomando alguns exemplos atuais de aplicação de DEM, cita-se um trabalho relacionado com transporte de materiais realizado por Owen and Cleary (2009). Neste estudo, os autores simularam a inclinação de um alimentador de parafuso onde é possível perceber o comportamento diferente no carregamento das partículas para cada caso. Também em um alimentador de parafuso, Kretz et al. (2016) realizaram simulações e as validaram por meio de experimentos; dentre as conclusões dos autores ressalta-se que a simulação de material particulado contribui para o desenvolvimento de melhorias em equipamentos de transporte de forma rápida e com baixo custo.

Xiao et al. (2015) investigaram o efeito da descarga de partículas armazenadas em um silo, em um misturador de fitas. Neste trabalho os autores utilizaram o modelo de contato de Hertz-Mindlin e dois tipos de partículas com diferentes propriedades: um grupo com diâmetro uniforme igual a 18 mm e massa específica igual a 2600 kg/m<sup>3</sup> e outro com distribuição granulométrica com o diâmetro variando entre 30 mm e 60 mm e massa específica igual 2800 kg/m<sup>3</sup>, além da variação de outros parâmetros físicos. Os resultados mostraram que fazer a alimentação de partículas maiores, após as menores, pode-se obter um maior grau de mistura e tal conclusão pode ser aplicada na indústria. Outro trabalho é o de Zheng et al. (2017) em que foram feitas simulações em uma correia transportadora tubular, para tanto, os autores utilizaram o método numérico de elementos finitos (FEM) acoplados ao DEM para investigar a distribuição da força de contato.

Já em equipamentos de britagem, Quist and Evertsson (2016) modelaram (utilizando um scanner 3D) e simularam o comportamento das partículas de minério em um britador cônico por meio de um software comercial com o objetivo de entender o processo de britagem e as respostas operacionais. No caso, os autores realizaram uma comparação de duas configurações de abertura do britador e então são obtidas respostas como tamanho das partículas do produto, pressão hidrostática e potência consumida. Para peneiramento, cita-se Qiao et al. (2018), que simularam peneiras vibratórias com o intuito de avaliar o mecanismo de escoamento de material e seleção de partículas baseado em dois modos de vibração.

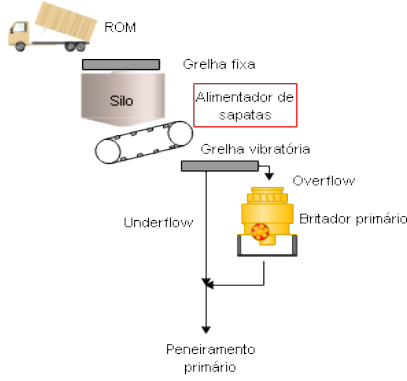


Figura 1. Esquema da britagem primária da Usina de Serra Leste

### 3. ÁREA DE ESTUDO

Atualmente, a usina de Serra Leste possui capacidade produtiva de seis milhões de toneladas por ano para produção de granulado e *sinter feed*. A instalação de beneficiamento mineral é composta pelas operações unitárias de britagem (britagem primária, secundária e terciária) e peneiramento (peneiramento primário e secundário), além de transportadores de correia, silos e chutes de transferência, responsáveis pelo manuseio do minério.

O sistema silo-alimentador está posicionado na entrada da usina de modo a receber o material vindo da mina, conhecido como *Run-of-Mine* (ROM), e o encaminhar para o britador primário e para o peneiramento primário conforme destacado no esquema da Figura 1. Percebe-se que o ROM é despejado por caminhões no silo que apresenta uma grelha fixa superior para impedir o escoamento de fragmentos de rocha maiores que o sistema é projetado (a grelha fixa apresenta abertura igual a 600 mm). Um rompedor de matacos dá suporte ao desmonte de fragmentos grandes acumulados na grelha. O material passante acumula-se no silo e o alimentador o direciona para uma grelha vibratória prévia ao britador primário; o que passa pela grelha (*underflow*) é o material com granulometria mais fina e já é encaminhado para o peneiramento primário, já o material com granulometria mais grossa, que não passa pela grelha vibratória (*overflow*), é encaminhado para o britador primário para adequação granulométrica antes de seguir para o peneiramento primário.

### 4. METODOLOGIA

Para a modelagem e simulação do sistema silo e alimentador de sapatas mais a comporta deslizante, utilizou-se o software comercial Star CCM+ que possui suporte ao DEM. A modelagem do sistema é baseada nas dimensões reais do equipamento. Na Figura 2 é apresentada além da modelagem do sistema, a malha gerada para simulação; no caso, valeu-se de uma malha poliédrica tendo os elementos tamanho base de 1 metro, além disso a malha foi refinada na região da esteira do alimentador de sapatas. Tal configuração é válida para todos os cenários a serem simulados.

Foi considerado três cenários referentes a abertura da comporta, assim tem-se cenário 1 com abertura de 1500 mm, cenário 2 com abertura de 1300 mm e cenário 3 com aber-

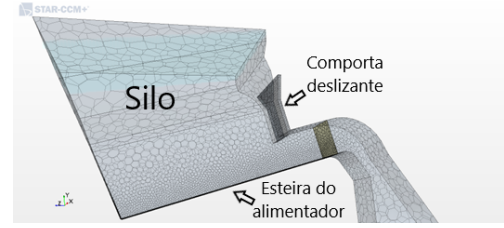


Figura 2. Modelo computacional

tura de 1000 mm. Dentre os parâmetros importantes de entrada no DEM, destaca-se as propriedades dos materiais, no caso, o aço da estrutura do alimentador e as partículas de minério de ferro (Tabela 1).

Tabela 1. Propriedades dos materiais

Propriedades dos materiais	Minério de Ferro	Estrutura (aço)
Massa específica ( $kg/m^3$ )	2600	7830
Coefficiente de Poisson	0,35	0,29
Módulo de Young ( $Pa$ )	$5,57 * 10^8$	$2,0 * 10^{11}$

As forças de contato entre as partículas e a estrutura seguem o modelo de contato de Hertz-Mindlin; o modelo caracteriza as interações por meio de três coeficientes: de restituição, de atrito estático e de atrito de rolamento (Santana et al., 2015; Cleary, 1998; Hertz, 1881; Mindlin, 1949). De acordo com Santana et al. (2015), o modelo de Hertz-Mindlin, é composto por uma componente normal da força e é baseada na teoria de contato de Hertz (1881), enquanto a força tangencial é baseada no trabalho de Mindlin (1949) conforme (1). Há um termo de amortecimento do sistema, relacionado ao coeficiente de restituição (Tsuji et al., 1992), que relaciona a velocidade de separação e a velocidade de aproximação de uma ou mais partículas em uma colisão. Assim, as forças entre duas esferas (A e B) são descritas pelas equações a seguir.

$$F_{contato} = F_n \mathbf{n} + F_t \mathbf{t}, \quad (1)$$

$F_n$  e  $F_t$  são as magnitudes das componentes normal e tangencial, respectivamente. A direção normal é definida pela força normal (2), rigidez normal (3) e amortecimento normal (4),

$$F_n = -K_n d_n - N_n v_n \quad (2)$$

$$K_n = \frac{4}{3} E_{eq} \sqrt{d_n R_{eq}} \quad (3)$$

$$N_n = \sqrt{(5k_n M_{eq})} N_{ndamp} \quad (4)$$

onde  $R_{eq}$  é o raio equivalente (5),  $M_{eq}$  é a massa equivalente (6),  $E_{eq}$  é o módulo de Young equivalente (7),  $N_{ndamp}$  é o coeficiente de amortecimento normal (8).

$$R_{eq} = \frac{1}{\frac{1}{R_a} + \frac{1}{R_b}} \quad (5)$$

$$M_{eq} = \frac{1}{\frac{1}{M_a} + \frac{1}{M_b}} \quad (6)$$

$$E_{eq} = \frac{1}{\frac{1-\nu_a^2}{E_a} + \frac{1-\nu_b^2}{E_b}} \quad (7)$$

$$N_{damp} = \frac{-\ln(C_{nrest})}{\sqrt{\pi^2 + \ln(C_{nrest})^2}} \quad (8)$$

E sendo  $M_a$  e  $M_b$  as massas das esferas A e B,  $d_n$  e  $d_t$  são sobreposições nas direções normal e tangencial no ponto de contato,  $R_A$  e  $R_B$  os raios das esferas,  $E_A$  e  $E_B$  o módulo de Young das esferas,  $\nu_A$  e  $\nu_B$  os módulos de Poisson das esferas e  $v_n$  e  $v_t$  são as componentes de velocidade normal e tangencial da velocidade relativa da superfície da esfera no ponto de contato e  $C_{nrest}$  o coeficiente de restituição normal, definido pelo projeto.

A direção tangencial é definida pela força tangencial (9), rigidez tangencial (10) e amortecimento tangencial (11),

$$F_t = \frac{|K_t d_t| C_{fs} d_t}{|d_t|} \quad (9)$$

$$K_t = 8G_{eq} \sqrt{d_t R_{eq}} \quad (10)$$

$$N_t = \sqrt{(5k_t M_{eq}) N_{tdamp}} \quad (11)$$

onde  $G_{eq}$  é o módulo de cisalhamento equivalente (12),  $N_{tdamp}$  é o coeficiente de amortecimento tangencial (13).

$$G_{eq} = \frac{1}{\frac{2(2-\nu_A)(1+\nu_A)}{E_A} + \frac{2(2-\nu_B)(1+\nu_B)}{E_B}} \quad (12)$$

$$N_{tdamp} = \frac{-\ln(C_{trest})}{\sqrt{\pi^2 + \ln(C_{trest})^2}} \quad (13)$$

$C_{trest}$  é o coeficiente de restituição tangencial, definido pelo projeto.

Para colisão entre partículas e superfícies, as equações mantêm-se as mesmas com o raio e massa da superfície definidas com valor infinito, o raio equivalente torna-se igual ao raio da partícula e a massa equivalente da superfície igual a massa da partícula. Os coeficientes de entrada no modelo de Hertz-Mindlin são apresentados na Tabela 2.

Tabela 2. Parâmetros Modelo Hertz-Mindlin

Parâmetros	Minério-Minério	Minério-Estrutura
Coefficiente de atrito estático	0,5	0,7
Coefficiente de atrito de rolamento	0,5	0,7
Coefficiente de restituição (normal e tangencial)	0,2	0,5

Já as condições da simulação, baseada em informações reais de trabalho são apresentadas na Tabela 3.

De modo a tornar a simulação mais próxima da realidade, traçou-se uma distribuição granulométrica baseada em informações reais do material alimentado no silo e separou-se uma parcela representativa da porção superior variando

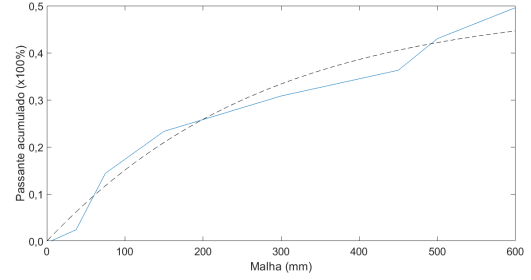


Figura 3. Distribuição granulométrica para simulação

de 37,5 mm a 600 mm. Não foi possível pegar uma faixa granulométrica maior devido a limitações computacionais. Dentro da faixa de distribuição, utilizou-se uma aproximação de Rosin-Rammler (14) conforme apresentado em pontilhado na Figura 3. Os parâmetros da equação de Rosin-Rammler obtidos foram expoente ( $q$ ) igual a 1,02 e Diâmetro de referência ( $D_{ref}$ ) igual a 273 mm.

$$F(D) = 1 - \exp \left[ - \left( \frac{D}{D_{ref}} \right)^q \right] \quad (14)$$

## 5. RESULTADOS E DISCUSSÕES

Após a finalização das simulações os resultados são extraídos do software e para as condições dos três cenários os resultados são apresentados. Nota-se na Figura 4 a situação após o enchimento do silo e a descarga de 5 caminhões de 36 t para o cenário 1. Percebe-se a variação da massa das partículas pela variação da cor das mesmas, ou seja, em azul as menores partículas e em vermelho as maiores.

É possível visualizar na Figura 4 que há uma tendência das partículas menores se movimentarem para o fundo da estrutura, fenômeno denominado estratificação. De mesmo modo, os resultados são apresentados para os cenários 2 e 3 nas Figuras 5 e 6. Nota-se dentre os três cenários uma diferença no preenchimento do silo, sendo que, como esperado, na menor abertura o silo encontra-se mais cheio. Outro fato a ser observado é o possível agravamento do fenômeno da estratificação uma vez que para menores aberturas, as partículas permanecem mais tempo no silo o que favorece a descida daquelas com menores tamanhos.

Tomando um plano no descarregamento de material, é possível visualizar a altura do leito de material para os três cenários no exato momento correspondente ao fim da simulação (Figura 7). Percebe-se que a variação da altura do leito de partículas ocorre conforme esperado, sendo que para o cenário 1, encontra-se em torno de 1200

Tabela 3. Condições da simulação

Condições da simulação	Valores
Preenchimento inicial do silo	150 t (40% do volume do silo)
Demais descargas no silo	36 t
Número de descargas no silo	5
Velocidade do alimentador	0,118 m/s
Aberturas	Cenário 1 = 1500 mm (aberta) Cenário 2 = 1300 mm Cenário 3 = 1000 mm

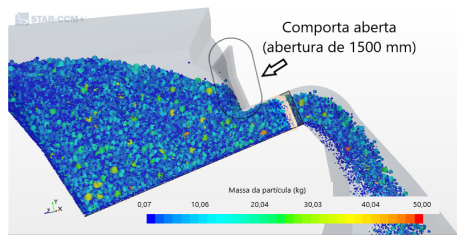


Figura 4. Cenário 1 ao fim da simulação

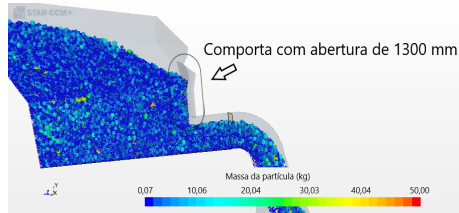


Figura 5. Cenário 2 ao fim da simulação

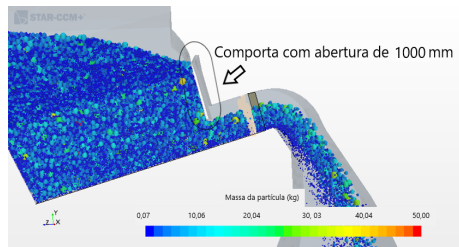


Figura 6. Cenário 3 ao fim da simulação

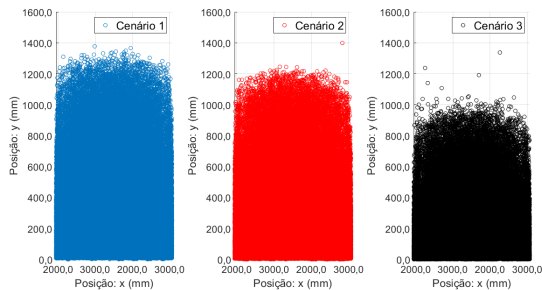


Figura 7. Altura do leito de partículas para os três cenários a 1400 mm, para o cenário 2 fica próximo a 1200 mm e para o cenário 3 a altura é cerca de 1000 mm. Neste último cenário identifica-se uma dispersão maior das partículas na parte superior que ocorre pelo fato das partículas serem arremessadas devido à menor abertura promover uma maior pressão entre estas para conseguirem ultrapassar a região da comporta.

Como parâmetro de monitoramento ao longo do tempo, a vazão em massa também é coletada; um gráfico boxplot destes resultados são apresentados na Figura 8. Por meio do gráfico boxplot constata-se uma redução da vazão em massa para a menor abertura, porém é difícil visualizar a variação da vazão em massa e assim, a estatística dos sinais obtidos são mostrados na Tabela 4.

As informações apresentadas na Tabela 4 mostram que há uma significativa redução no desvio padrão da vazão em massa quando comparado os cenários 1 e 3, ou seja, há uma redução na variabilidade de 11,1%. Ainda é possível

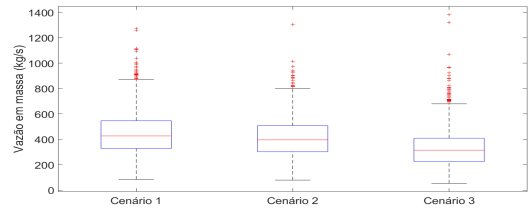


Figura 8. Boxplot da vazão em massa

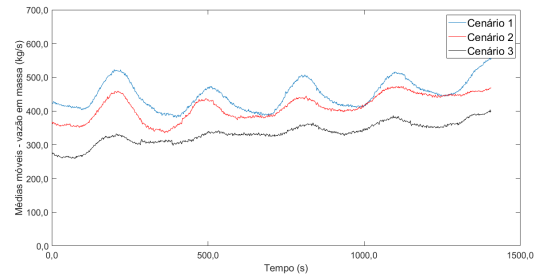


Figura 9. Médias móveis da vazão em massa para os três cenários

obter as médias móveis a partir dos sinais brutos. Para este caso, o resultado é apresentado na Figura 9 e na Tabela 5.

Considerando as médias móveis, uma análise da variação do desvio padrão da vazão em massa entre os cenários 1 e 3 mostra uma redução de 25,0%. Por fim, plota-se na Figura 10 o histograma dos dados de vazão em massa com uma curva de ajuste de distribuição normal e é possível reparar que para a maior abertura (Cenário 1) há uma maior vazão em massa, porém com maior variabilidade. Já com a comporta mais fechada, consegue-se diminuir a variabilidade o que conseqüentemente gera uma redução na vazão. Para melhor comparação dos resultados apresentados na Figura 10, os cenários extremos, ou seja 1 e 3, são selecionados e plotados juntos conforme pode ser visto na Figura 11.

## 6. CONCLUSÕES

Conclui-se a partir dos resultados obtidos que a instalação de uma comporta com altura variável permite ao sistema ganhar um novo grau de liberdade no controle da vazão em massa de minério descarregado na próxima operação. Para a maior abertura (cenário 1) é notável a maior variabilidade da vazão em massa. Para uma abertura menor (cenário 3) é possível perceber a redução da variabilidade e, naturalmente, a redução da vazão de material. Destaca-

Tabela 4. Análise dos resultados

Vazão em massa	Cenário 1	Cenário 2	Cenário 3
Média (t/h)	1614,8	1483,6	1203,1
Média (kg/s)	448,6	412,1	334,2
Desvio padrão (kg/s)	171,1	155,0	152,1

Tabela 5. Análise dos resultados por médias móveis

Vazão em massa	Cenário 1	Cenário 2	Cenário 3
Média (t/h)	1613,3	1471,7	1203,1
Média (kg/s)	448,1	408,8	334,2
Desvio padrão (kg/s)	41,5	37,0	31,0

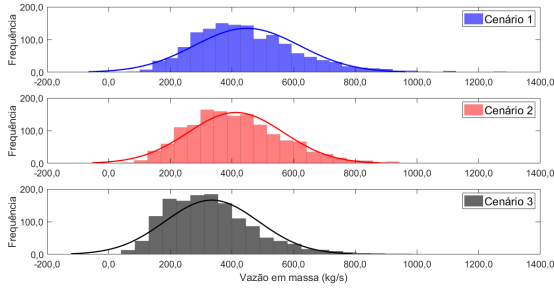


Figura 10. Histograma e distribuição normal da vazão em massa para todos cenários

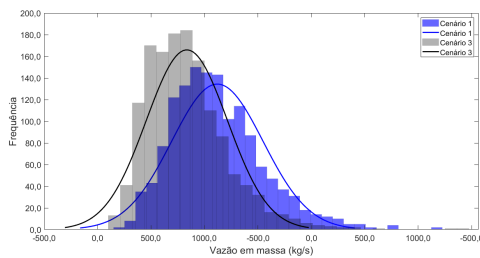


Figura 11. Histograma e distribuição normal da vazão em massa para cenários 1 e 3

se que para todos os cenários, a altura do silo acompanha a abertura da comporta: para a abertura maior, o silo tende a esgotar-se e para abertura menor há uma tendência de transbordamento. Conclui-se também que o maior tempo de residência do material no silo, que ocorre quanto menor a abertura, promove uma descida das partículas menores para o fundo do silo, chegando ao alimentador o que consequentemente direcionará primeiramente tais partículas para o britador, o que pode alterar a configuração de trabalho do mesmo. Propõe-se para trabalhos futuros um modelo que comunique a altura do silo de minério com a abertura da comporta de modo a manter uma taxa cada vez mais constante.

#### AGRADECIMENTOS

O presente trabalho foi realizado com apoio da Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior, Brasil (CAPES), Código de Financiamento 001; do Conselho Nacional de Desenvolvimento Científico e Tecnológico (CNPq), números 402759/2018-4 e 444425/2018-7; da Fundação de Amparo à Pesquisa do Estado de Minas Gerais (FAPEMIG); do Instituto Tecnológico Vale (ITV); da Universidade Federal de Ouro Preto (UFOP) e da Vale S.A.

#### REFERÊNCIAS

Cleary, P.W. (1998). Predicting charge motion, power draw, segregation and wear in ball mills using discrete element methods. *Minerals Engineering*, 11(11), 1061–1080.

Dong, M., Mei, Y., Li, X., Shang, Y., and Li, S. (2018). Experimental measurement of the normal coefficient of restitution of micro-particles impacting on plate surface in different humidity. *Powder Technology*, 335, 250–257.

Fuerstenau, M.C. and Han, K.N. (2003). *Principles of mineral processing*. SME.

Gaudin, A.M. (1939). Principles of mineral dressing. Technical report.

Hertz, H. (1881). On the contact of elastic solids. *Z. Reine Angew. Mathematik*, 92, 156–171.

Johansson, M., Quist, J., Evertsson, M., and Hulthén, E. (2017). Cone crusher performance evaluation using dem simulations and laboratory experiments for model validation. *Minerals Engineering*, 103, 93–101.

Kretz, D., Callau-Monje, S., Hitschler, M., Hien, A., Rædle, M., and Hesser, J. (2016). Discrete element method (dem) simulation and validation of a screw feeder system. *Powder Technology*, 287, 131–138.

Mindlin, R.D. (1949). Compliance of elastic bodies in contact. *J. Appl. Mech., ASME*, 16, 259–268.

Owen, P. and Cleary, P. (2009). Prediction of screw conveyor performance using the discrete element method (dem). *Powder Technology*, 193(3), 274–288.

Pegden, C.D., Sadowski, R.P., and Shannon, R.E. (1995). *Introduction to simulation using SIMAN*. McGraw-Hill, Inc.

Qiao, J., Duan, C., Jiang, H., Zhao, Y., Chen, J., Huang, L., Wen, P., and Wu, J. (2018). Research on screening mechanism and parameters optimization of equal thickness screen with variable amplitude based on dem simulation. *Powder Technology*, 331, 296–309.

Quist, J. and Evertsson, C.M. (2016). Cone crusher modelling and simulation using dem. *Minerals Engineering*, 85, 92–105.

Santana, R., Santos, K., Campos, A., Ferreira, L., Oliveira, O., and Barrozo, M. (2015). Efeito dos parâmetros do modelo de hertz-mindlin de forças de contato entre partículas sobre o ângulo de repouso estático da soja. *Blucher Chemical Engineering Proceedings*, 1(2), 11310–11317.

Tsuji, Y., Tanaka, T., and Ishida, T. (1992). Lagrangian numerical simulation of plug flow of cohesionless particles in a horizontal pipe. *Powder technology*, 71(3), 239–250.

Valadão, G.E.S. and Araújo, A.d. (2007). Introdução ao tratamento de minérios. *Belo Horizonte: Editora UFMG*.

Washino, K., Chan, E.L., Matsumoto, T., Hashino, S., Tsuji, T., and Tanaka, T. (2017). Normal viscous force of pendular liquid bridge between two relatively moving particles. *Journal of colloid and interface science*, 494, 255–265.

Weerasekara, N., Powell, M., Cleary, P., Tavares, L.M., Evertsson, M., Morrison, R., Quist, J., and Carvalho, R. (2013). The contribution of dem to the science of comminution. *Powder Technology*, 248, 3–24.

Wills, B.A. and Finch, J. (2015). *Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*. Butterworth-Heinemann.

Xiao, X., Tan, Y., Zhang, H., Jiang, S., Wang, J., Deng, R., Cao, G., and Wu, B. (2015). Numerical investigation on the effect of the particle feeding order on the degree of mixing using dem. *Procedia Engineering*, 102, 1850–1856.

Zheng, Q., Xu, M., Chu, K., Pan, R., and Yu, A. (2017). A coupled fem/dem model for pipe conveyor systems: Analysis of the contact forces on belt. *Powder Technology*, 314, 480–489.