

PAULA SELIHEVIC

**MELHORIA DE DESEMPENHO DE UM CIRCUITO INDUSTRIAL DE
MOAGEM ATRAVÉS DE SIMULAÇÕES**

São Paulo

2016

PAULA SELIHEVIC

**MELHORIA DE DESEMPENHO DE UM CIRCUITO INDUSTRIAL DE
MOAGEM ATRAVÉS DE SIMULAÇÕES**

Trabalho de Formatura em Engenharia de
Minas do curso de graduação do
Departamento de Engenharia de Minas e de
Petróleo da Escola Politécnica da
Universidade de São Paulo.

Orientador: Prof. Dr. Homero Delboni Jr.

São Paulo

2016

TF-2016

Se 48m

Sipno 2798606

H 2016 b

DEDALUS - Acervo - EPMI



31700010027

Catálogo-na-publicação

Selihevic, Paula

Melhoria de desempenho de um circuito industrial de moagem através de simulações. / P. Selihevic -- São Paulo, 2016.

45 p.

Trabalho de Formatura - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo.

1.Moagem 2.Simulação I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo II.t.

AGRADECIMENTOS

Em primeiro lugar agradeço a Deus que iluminou o meu caminho durante esta caminhada.

Aos meu pais Izabel e Amilcar, pelo amor, incentivo e apoio durante todo a minha vida. Por sempre confiarem em mim, eu amo vocês. Obrigada por serem a base para o meu desenvolvimento.

Ao meu professor e orientador Homero, pela oportunidade concedida ao poder realizar esse trabalho sob sua supervisão, além da paciência e ensinamentos durante esse período de aprendizagem. Agradeço também a toda equipe do LSC e principalmente ao Wellington pela dedicação ao me ajudar na construção desse trabalho.

A Universidade de São Paulo e a todos que buscam incessantemente o desenvolvimento das ciências e a propagação do conhecimento e das ideias, pela eterna busca da verdade e por me permitirem uma ampliação de horizontes, muito obrigada.

Agradeço a todos os professores e mestres que pude conviver durante a faculdade, que foram essenciais a minha formação.

Aos meus amigos pela alegrias e tristezas compartilhadas durante essa jornada.

A todos que direta e indiretamente fizeram parte da minha formação, o meu muito obrigada.

E para finalizar, agrago ao meu melhor amigo e companheiro Guilherme, por tudo que ele representa em minha vida, pela ajuda e compressão recebida todos os dias.

RESUMO

Os circuitos de cominuição utilizam elevadas quantidades de energia no processamento de minérios. Assim, com o objetivo de aumentar a eficiência energética da fragmentação, foram desenvolvidos modelos energéticos e matemáticos para a simulação de processos industriais, buscando relacionar as variáveis dos processos com os parâmetros operacionais. Um modelo matemático muito utilizado na otimização de circuitos é o Modelo de Balanço Populacional ou Population Balance Model – PBM. Este trabalho buscou a otimização de cenários, permitindo melhorias no desempenho de um circuito industrial integrado, através de simulações baseadas em modelos matemáticos, no *software* JKSimMet. O trabalho apresenta três grupos de simulações. O primeiro grupo estudou as variáveis individualmente do moinho e dos hidrociclones. O segundo grupo combinou os melhores parâmetros, obtidos do primeiro grupo de simulações, para criar um cenário otimizado. Por fim, o terceiro grupo estudou o aumento na vazão de alimentação do circuito. As simulações mostraram ser uma ferramenta útil para a otimização de desempenho de circuitos industriais de moagem.

Palavras-chave: Cominuição; simulação.

ABSTRACT

Comminution circuits use high amounts of energy on ore processing. With the purpose of increase fragmentation energy efficiency, energetic and mathematical models were developed for the simulation of industrial processes, aiming to correlate variables of the processes with the operational parameters. A mathematical model widely used in the optimization of circuits is the Population Balance Model – PBM. This work sought the optimization of scenarios, allowing improvements in the performance of an integrated industrial circuit, through simulations based on mathematical models, in JKSimMet software. This paper presents three groups of simulations. The first group studied the individual parameters of the mill and hydrocyclones. The second group combined the best parameters obtained from the first set of simulations to create an optimized scenario. Finally, the third group studied the increase in the feed rate of the circuit. The simulations showed to be a useful tool for optimizing the performance of industrial grinding circuits.

Key words: Comminution; simulation.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1. Moagem em catarata (à esquerda) e moagem em cascata (à direita).	12
Figura 2. Fluxos mássicos do PMM.	18
Figura 3. Distribuição típica do parâmetro r/d	20
Figura 4. Curvas de partição.	24
Figura 5. Fluxograma do circuito integrado - Caso Base.	28
Figura 6. Distribuições granulométricas do moinho de bolas.	29
Figura 7. Distribuições granulométricas do hidrociclone.	30
Figura 8. Gráfico da influência do fator de enchimento.	32
Figura 9. Fluxograma com fator de enchimento 35%.	33
Figura 10. Influência do tamanho dos corpos moedores na carga circulante e na potência consumida.	34
Figura 11. Fluxograma utilizando corpos moedores menores com a seguinte composição 80% 3½" e 20% 2½".....	35
Figura 12. Fluxograma da simulação para 61% de sólidos na alimentação do hidrociclone.	36
Figura 13. Fluxograma da simulação com seis hidrociclones.	38
Figura 14. Balanço de massa do circuito otimizado.	39
Figura 15. Fluxograma selecionado do terceiro cenário.....	42

LISTA DE TABELAS

Tabela 1. Distribuição do consumo de energia.	9
Tabela 2. Condições operacionais do Caso Base.	29
Tabela 3. Variáveis operacionais do circuito de moagem.	30
Tabela 4. Eficiência da Classificação.	31
Tabela 5. Fator de enchimento.	32
Tabela 6. Variação do tamanho dos corpos moedores.	34
Tabela 7. Efeitos da diluição da alimentação do hidrociclone.	36
Tabela 8. Efeitos da variação do diâmetro do vortex.	37
Tabela 9. Efeitos da variação do número de hidrociclones (pressão).	37
Tabela 10. Variáveis modificados do circuito otimizado.	39
Tabela 11. Resumo das variáveis operacionais simuladas.	40
Tabela 12. Efeitos da vazão de alimentação, quantidade de hidrociclones e diluição de alimentação do hidrociclone.	41
Tabela 13. Efeitos da vazão de alimentação, quantidade de hidrociclones e diluição de alimentação do hidrociclone.	41
Tabela 14. Comparações entre os Casos Base, Otimizado e Selecionado.	43

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	9
2. OBJETIVOS	11
3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA.....	12
3.1 MOAGEM.....	12
3.1.2 Operação.....	13
3.2 CLASSIFICAÇÃO	13
3.2.4 Operação.....	14
3.3 MODELAGEM.....	15
3.3.1 Modelo de Balanço Populacional (PBM)	15
3.3.2 Modelo do Misturador Perfeito (PMM).....	17
3.4 CLASSIFICAÇÃO E MODELAGEM DE HIDROCICLONES	23
3.4.1 Curvas de Partição.....	23
3.4.2 Modelagem da Operação de Hidrociclones.....	25
4. METODOLOGIA.....	28
5. RESULTADOS E DISCUSSÕES.....	32
5.1 PRIMEIRO GRUPO DE SIMULAÇÕES – VARIÁVEIS INDIVIDUAIS	32
5.2 SEGUNDO GRUPO DE SIMULAÇÕES – COMBINAÇÃO DAS VARIÁVEIS INDIVIDUAIS.....	38
5.3 TERCEIRO GRUPO DE SIMULAÇÕES - VARIAÇÃO DA ALIMENTAÇÃO DO CIRCUITO	40
6. CONCLUSÕES.....	44
7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	45

1. INTRODUÇÃO

A cominuição de materiais sólidos consiste na utilização de técnicas para reduzir o tamanho de materiais, de forma controlada para que se atinja um determinado objetivo. Na mineração, no campo de tratamento de minérios, fragmentam-se rochas que contêm diversos minerais visando à separação dos minerais úteis dos minerais não úteis, ou minerais de ganga (Figueira; Almeida, 2002). Fragmenta-se o mineral até o tamanho mínimo necessário para a completa liberação dos minerais de interesse. Segundo Beraldo (1987) para obter concentrados com teores adequados, é de extrema importância um elevado grau de liberação visando uma taxa de recuperação aceitável do mineral útil.

Em geral, a fragmentação de minérios se inicia na lavra com a utilização de explosivos, produzindo blocos de minérios que serão encaminhados para a etapa de britagem. A britagem consiste na fragmentação de materiais grossos, enquanto a etapa posterior, a moagem, de materiais finos. Ao final dessas etapas, obtém-se um produto com a dimensão adequada aos processos industriais seguintes, como a flotação ou a lixiviação, por exemplo.

As etapas de cominuição utilizam elevadas quantidades de energia no processamento de minérios, como reportado por diversos autores, entre eles Figueira e Almeida (2002) e Beraldo (1987). Como consequência, além de uma produção não sustentável ambientalmente, também se tem um elevado custo operacional na usina de tratamento de minérios devido a esta etapa. Para se ter uma noção da ordem de grandeza da energia gasta na fragmentação de minérios, a Tabela 1 ilustra a distribuição de consumo de energia em uma usina de processamento de minério de ferro em Minnesota, EUA.

Tabela 1. Distribuição do consumo de energia.

Operação	kWh/t	Proporção
Fragmentação	17,2	80 %
Concentração	1,5	7 %
Eliminação de rejeito	1,2	6 %
Abastecimento de água	1,5	7 %
TOTAL	21,4	100 %

(Figueira e Almeida, 2002, p.113)

Nota-se que a fragmentação de minérios é responsável por cerca de 80% da energia consumida na usina. Assim, entende-se que um ganho de eficiência nesta etapa reduz significativamente o consumo de energia total da usina. Desta forma, com o objetivo de aumentar a eficiência energética da fragmentação, foram desenvolvidos diversos modelos energéticos e matemáticos para relacionar variáveis dos processos com os parâmetros operacionais, permitindo também um melhor dimensionamento das usinas.

Além disso, a cominuição deve considerar os custos de moagem, a vazão de produção e a recuperação do mineral útil. É necessário, portanto, equilibrar os custos da cominuição com a eficiência das etapas posteriores, a fim de obter-se um produto de qualidade adequada para as etapas subsequentes do tratamento.

2. OBJETIVOS

Este trabalho tem por objetivo utilizar um modelo matemático integrado para a simulação de um processo de moagem, visando tornar a operação mais eficiente do ponto de vista energético.

3. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

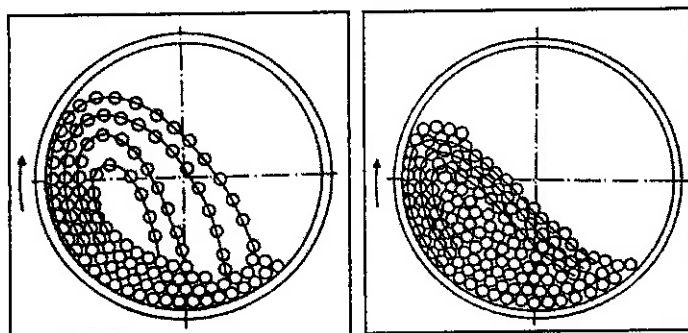
3.1 MOAGEM

A moagem é a última etapa do processo industrial de cominuição e a responsável pelo maior consumo energético do processo. É nessa etapa que se define o tamanho ideal do produto da cominuição, pois a submoagem resulta em minerais pouco liberados e a sobremoagem em elevado custo de energia.

Os equipamentos utilizados são os moinhos cilíndricos (tubulares ou de carga cardente) que são representados geralmente por moinhos de barras, bolas e seixo. (Chaves; Peres, 2003). As características principais do moinho cilíndrico são suas dimensões e a potência instalada do motor.

O regime de operação é influenciado por variáveis operacionais, cujos os exemplos principais são a velocidade de operação e o fator de enchimento do moinho. Existem dois tipos de regimes conhecidos: (1) catarata, regime com velocidade mais alta, com baixo fator de enchimento, em que ocorre a fragmentação por impacto e produção de materiais mais grossos e (2) cascata, regime com velocidade mais baixa, com alto fator de enchimento, com fragmentação predominantemente por abrasão e atrito, produzindo materiais mais finos (ver Figura 1). Segundo Chaves e Peres (2003), a situação ideal para funcionamento do moinho é em regime de catarata, pois em cascata não ocorre uma moagem eficiente.

Figura 1. Moagem em catarata (à esquerda) e moagem em cascata (à direita).



(Figueira e Almeida, 2002, p.157)

3.1.2 Operação

a) Velocidade da operação

Segundo Taggart, operando-se o moinho a 57% da velocidade crítica reduz-se o consumo de energia, sem comprometimento significativo da capacidade do moinho. Em geral, os fabricantes recomendam uma diminuição da velocidade com aumento do diâmetro do cilindro.

b) Fator de enchimento

É a porcentagem do volume interno da câmara de moagem do moinho ocupada com os corpos moedores. A capacidade máxima, em geral, é em torno de 40% (Figueira e Almeida, 2002).

c) Porcentagem de sólidos na polpa

A utilização de polpa muito diluída resulta numa moagem pouco eficiente, pois as partículas ficam dispersas, ocorrendo poucos choques entre partículas e corpos moedores. Com o aumento da porcentagem de sólidos, aumenta-se a eficiência da moagem até certo ponto, denominado ponto ótimo. O ponto ótimo é uma função da distribuição granulométrica da carga circulante (Figueira e Almeida, 2002).

d) Tamanho dos Corpos Moedores

O tamanho das bolas a serem adicionadas em um moinho em operação é o maior tamanho necessário para quebrar as maiores partículas de alimentação. Além disso, o tamanho das bolas não pode ser muito grande, pois o número de contatos de quebra e a capacidade do moinho serão reduzidos (Figueira e Almeida, 2002).

e) Carga Circulante

A carga circulante ótima de um circuito depende da capacidade do classificador e do custo de transporte da carga para o moinho. A carga circulante é normalmente de 100 a 350% em relação à vazão de sólidos da alimentação nova do circuito, entretanto, pode chegar a 600% (Figueira e Almeida, 2002).

3.2 CLASSIFICAÇÃO

A maioria das instalações de moagem é realizada em circuito fechado, em especial para operações com moinhos de bolas. Apesar de ser uma operação mais

trabalhosa, a operação em circuito fechado apresenta muitas vantagens como, por exemplo, melhor controle da granulometria do produto, menor produção de materiais ultrafinos e principalmente a diminuição do consumo energético (Beraldo, 1987).

Um equipamento comum utilizado na classificação é o hidrociclone. O desempenho do hidrociclone é influenciado por suas dimensões, pelas variáveis operacionais e pelas propriedades físicas dos sólidos e da polpa alimentada.

3.2.4 Operação

a) Diâmetro do Hidrociclone

Define a capacidade e o diâmetro de corte dos hidrociclones. Aumentando-se o diâmetro, aumenta-se a capacidade do hidrociclone e o diâmetro de corte (Correia, 2010).

b) Diâmetro do *Vortex finder*

A variação do diâmetro do *vortex finder* possibilita regular a capacidade e o diâmetro de corte. O diâmetro máximo é limitado pelo risco de o material ser encaminhado diretamente para o *overflow* (Correia, 2010).

c) Área da Abertura de Entrada

Aumentando-se a área da abertura de entrada, aumenta-se a capacidade do hidrociclone e o diâmetro de corte (Correia, 2010).

d) Altura da seção cilíndrica

Aumentando-se a altura, diminui-se o diâmetro de corte (Correia, 2010).

e) Diâmetro do *Apex*

Dependendo do tipo de descarga do *apex*, obtém-se uma condição diferente: (1) Descarga em cordão, diâmetro do *apex* pequeno, a maioria das partículas se dirigem para o *overflow*, (2) Descarga em cone, operação normal e (3) Descarga em pulverizador, diâmetro do *apex* maior que o necessário, a maioria das partículas é encaminhada para o *underflow* (Correia, 2010).

f) Pressão

Aumentando-se a pressão, diminui-se o diâmetro de corte (Correia, 2010).

g) Porcentagem de sólidos

Aumentando-se a porcentagem de sólidos na polpa, o diâmetro de corte aumenta até um determinado limite e, depois, passa a diminuir (Correia, 2010).

3.3 MODELAGEM

A modelagem de operação de moinhos de bolas pode ser abordada por duas vertentes, a energética e a matemática.

A modelagem energética associa a redução de tamanho de fragmentos de rocha à energia aplicada nos processos de cominuição. As principais relações são de Rittinger, Kick, Bond *apud* Delboni, 1997 b.

Já na modelagem matemática do moinho de bolas, um modelo muito utilizado na otimização do circuito é o Modelo de Balanço Populacional ou *Population Balance Model* - PBM (Epstein, 1947). Devido à sua importância, esse modelo foi desenvolvido e adaptado por outros autores. Uma vertente de destaque foi a criada por Leonard Austin e Kimpel (1964) nos Estados Unidos, chamada de Modelo Cinético ou *Kinetic Model* – KM - e outra criada por Whiten (1976) na Austrália é o Modelo de Misturador Perfeito ou *Perfect Mixing Model* – PMM.

Na modelagem de hidrociclones, duas vertentes bem conhecidas são a de Plitt (1976) e Nageswararao (1978 e 1995).

3.3.1 Modelo de Balanço Populacional (PBM)

O texto a seguir foi reproduzido a partir do material de pós-graduação do Professor Homero Delboni Junior, na disciplina PMI 5004 – Modelagem e Simulação de Circuitos de Cominuição e Classificação, oferecida na Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, Cidade Universitária, São Paulo, Brasil.

O PBM assume que a produção de material cominuído no interior do moinho por intervalo de tempo depende unicamente da massa da fração granulométrica que estiver presente no moinho, sendo por esse motivo também denominado “modelo de taxa de primeira ordem”.

Assim, existe uma constante para cada fração granulométrica que caracteriza a taxa de desaparecimento ou taxa de quebra. Dessa forma a taxa de quebra, ou *breakage rate*, é expressa pela relação 1:

$$Massa\ moída = k_i \cdot s_i \quad (1)$$

Onde

k_i = taxa de quebra da i -ésima fração granulométrica da carga do moinho (min^{-1})

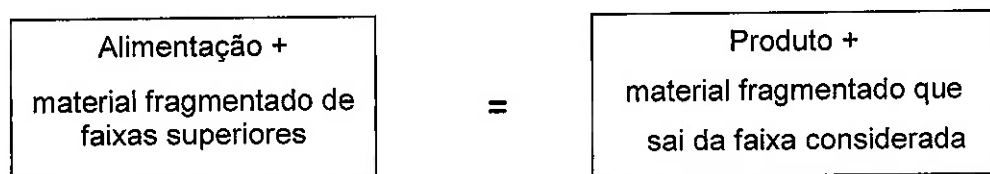
s_i = massa da i -ésima fração granulométrica da carga do moinho (kg)

O parâmetro k_i pode ser determinado a partir de ensaios em laboratório ou retro calculado.

A premissa de quebra de primeira ordem tem como grande vantagem a simplificação do modelo, porém torna-se um fator limitante na aplicação do modelo a faixas de operações muito amplas.

Assume-se assim que o número de choques em cada intervalo de tempo se mantém aproximadamente constante. Se a quantidade de partículas for muito superior ou inferior ao número de impactos, a premissa de primeira ordem não será válida.

A dedução da equação básica do PBM tem por referência o balanço de massas para uma faixa granulométrica individual, ou seja:



O PBM apresenta dois parâmetros principais: (1) a taxa de quebra do material contido em uma determinada faixa de tamanho na carga do moinho e (2) a fração de uma faixa granulométrica superior que, após a quebra, retorna à faixa granulométrica inferior. O balanço de massas pode ser então definido pela relação 2:

$$f_i + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} k_j s_j = p_i + k_i s_i \quad (2)$$

Onde

f_i = vazão de sólidos da alimentação do moinho, correspondente a i -ésima faixa granulométrica (t/h)

p_i = vazão de sólidos do produto do moinho, correspondente a i -ésima faixa granulométrica (t/h)

b_{ij} = função distribuição de quebra, correspondente a fração da j -ésima faixa granulométrica, que aparece na i -ésima faixa granulométrica devido à fragmentação

k_i = função taxa de quebra, correspondente a i -ésima faixa granulométrica (h^{-1})

s_i = massa da carga do moinho correspondente a i -ésima faixa granulométrica (t)

Considerando-se o conjunto completo de faixas granulométricas que compõem a alimentação, produto e carga do moinho, o parâmetro b_{ij} representa a distribuição granulométrica característica do material resultante do evento de fragmentação.

Para se estimar o produto de um moinho, a equação 2 pode ser reescrita:

$$p_i = f_i - k_i s_i + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} k_j s_j \quad (3)$$

Uma vez determinados os parâmetros p_i , f_i , e s_i , e com base em uma função representativa do minério para b_{ij} , pode-se calcular diretamente um conjunto de valores k_i , a partir da faixa granulométrica superior.

Um dos principais modelos desenvolvido a partir do PBM é o Modelo de Misturador Perfeito ou *Perfect Mixing Model* – PMM por Whiten, na Austrália. Esse é o principal modelo aplicado atualmente em modelagem de circuitos industriais de moagem.

3.3.2 Modelo do Misturador Perfeito (PMM)

As complexidades do PBM derivam das considerações sobre a mistura. Whiten (1976), entretanto, considerou o fenômeno como um misturador perfeito, eliminando assim as dificuldades em estabelecer o tempo de residência para cada fração granulométrica no interior do moinho.

O PMM também baseia-se no balanço de massas apresentado na equação 3.

Como o conteúdo do moinho está perfeitamente misturado, a carga do moinho está relacionada com o produto através de uma taxa de descarga, d_i , para cada faixa granulométrica, conforme mostra a relação 4.

$$p_i = d_i s_i \quad \text{ou} \quad s_i = \frac{p_i}{d_i} \quad (4)$$

O balanço para cada faixa granulométrica é então descrito pelas relações 5:

$$f_i - p_i + \sum_{j=1}^i r_j s_j a_{ij} - r_i s_i = 0 \quad (5)$$

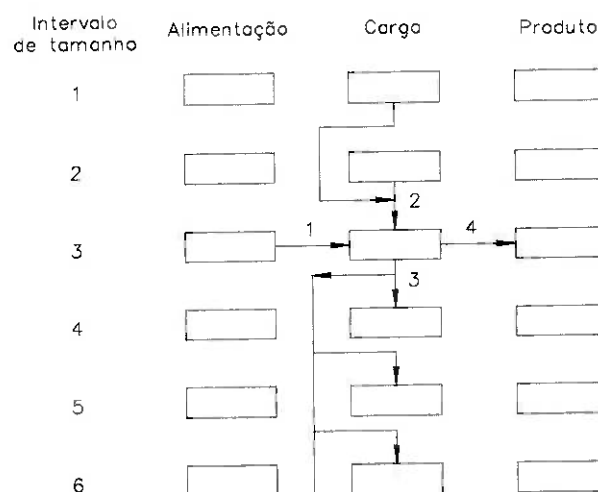
Com a condição de j ser igual a i na somatória da massa proveniente da fragmentação de frações mais grossas que a considerada, chega-se à forma mais comum da equação básica do PMM, conforme relação 6.

$$f_i - p_i + \sum_{j=1}^{i-1} r_j s_j a_{ij} - r_i s_i (1 - a_{ii}) = 0 \quad (6)$$

Os vetores f_i , p_i e s_i representam, respectivamente, a vazão de sólidos de alimentação do moinho, a vazão de sólidos de descarga do moinho e o conteúdo interno do moinho (carga) em cada intervalo granulométrico. A variável a_{ij} representa a fração retida na malha i proveniente da malha j , após um evento de fragmentação, e o parâmetro r_i corresponde à frequência desses eventos para a i -ésima faixa granulométrica.

Para um melhor entendimento de cada um dos termos da equação 6, o diagrama da Figura 2 apresenta os fluxos mássicos correspondentes às partículas encaminhadas a uma determinada fração granulométrica e dela descarregadas.

Figura 2. Fluxos mássicos do PMM.



(Delboni, 1997 b)

Onde:

- (1) f_i = vazão de alimentação da fração i do moinho (t/h),
- (2) $\sum_{j=1}^{i-1} a_{ij} r_j s_j$ = vazão (t/h) para a i -ésima faixa granulométrica da carga do moinho, proveniente de quebra que ocorre em faixas granulométricas mais grossas que i
- (3) $(r_i s_i - a_{ii} r_i s_i)$ = vazão (t/h) na qual o material deixa a fração i e passa para frações mais finas da carga do moinho
- (4) p_i = vazão (t/h) na qual o material deixa a fração i e é descarregado do moinho

Uma limitação de ordem prática importante, sob o ponto de vista da modelagem matemática, é a impossibilidade de se quantificar diretamente a distribuição granulométrica do minério contido na câmara interna de moagem de moinhos de bolas.

Para tanto, as equações básicas do PMM a seguir foram modificadas, possibilitando a aplicação no caso específico de modelagem de moinhos de bolas, de forma a condensar e permitir a normalização da taxa de quebra e de descarga. Assim,

$$f_i - p_i + \sum_{j=1}^i r_j s_j a_{ij} - r_i s_i = 0 \quad (7)$$

que é equivalente a:

$$f_i - p_i + \sum_{j=1}^{i-1} r_j s_j a_{ij} - r_i s_i (1 - a_{ii}) = 0 \quad (8)$$

$$p_i = d_i s_i \quad (9)$$

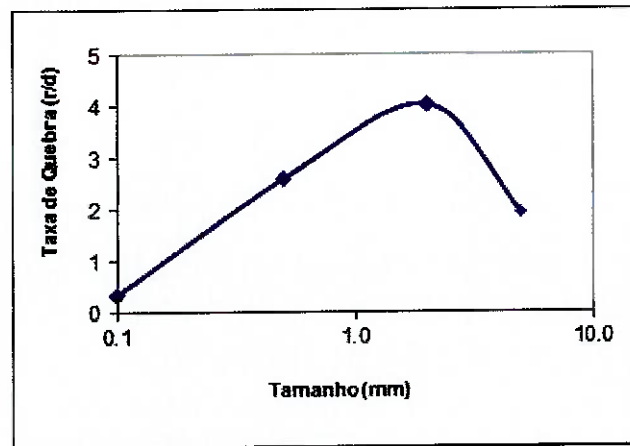
Combinando as equações 8 e 9 obtém-se a relação 10.

$$f_i - p_i \left(1 + \frac{r_i}{d_i} (1 - a_{ii}) \right) + \sum_{j=1}^{i-1} a_{ij} \left(\frac{r_j}{d_j} \right) p_j = 0 \quad (10)$$

Define-se assim o parâmetro principal do modelo de operação de moinho de bolas, que é o quociente r/d . Esse parâmetro pode ser calculado diretamente a partir de estimativas das distribuições granulométricas da alimentação e do produto do

moinho, bem como uma função quebra que represente com fidelidade o minério processado. A Figura 3 apresenta uma distribuição típica do parâmetro r/d .

Figura 3. Distribuição típica do parâmetro r/d .



(Delboni, 1997 b)

A divisão deste parâmetro pelo tempo de residência médio das partículas no interior do moinho leva à normalização do mesmo (relação 11), ou seja, gerando independência das dimensões ou mesmo condições operacionais do moinho estudado.

$$\frac{r_i}{d_i} = \frac{r_i}{d_i^*} \times \left(\frac{D^2 L}{4Q} \right) \quad (11)$$

Onde

D = diâmetro interno do moinho (m)

L = comprimento interno do moinho (m)

Q = vazão volumétrica de alimentação do moinho (m³/h)

Desta forma, o modelo matemático da operação de moinhos de bolas é definido a partir das características do minério (*appearance function*) e características do equipamento (r/d^*). Este último sendo representado por uma curva quadrática, definida por três ou, no máximo, quatro pontos, utilizando-se o método *spline function* para cobrir toda a faixa granulométrica estudada.

Na prática, entretanto, o parâmetro r/d^* não é função somente do equipamento, mas também de uma complexa interação equipamento-minério processado. Por esse motivo, para otimização de operações existentes recomenda-se a realização de

amostragens para calibração do modelo. Já em projetos de novas instalações são empregados valores de operações similares contidas em bancos de dados ou, se forem disponíveis, dados de plantas piloto a partir do minério estudado.

O modelo apresentado provou-se robusto o suficiente para permitir o cálculo do desempenho de moinhos de bolas segundo uma ampla gama de condições de operação, muitas vezes significativamente diferente para as quais foi calibrado.

Uma vez calculados, ou selecionados, os valores do parâmetro r/d^* , em conjunto com as características do minério (a_{ij}), o modelo encontra-se calibrado para exercícios de simulação. Nessas condições, os valores normalizados do parâmetro r/d^* servirão de base para o cálculo de r/d , conforme as condições específicas simuladas. A equação 12 serve, portanto, de base para exercícios de simulação empregando o modelo de moinhos de bolas.

$$\left(\frac{r_i}{d_i^*}\right)_{SIM} = (\text{Fator de Escala}) \times \left(\frac{r_i}{d_i^*}\right)_{AJUS} \quad (12)$$

A equação 12 indica, portanto, que a função taxa de quebra normalizada (r/d^*) pode ser escalonada em função dos valores empregados em simulações, ou seja, os valores obtidos a partir de ajuste de modelos (r/d^* ajus) serão calculados para as simulações (r/d^* sim) com base na equação 12.

Os cinco fatores de escala são relativos às variáveis de operação passíveis de alteração e seus efeitos no parâmetro r/d^* , estando abaixo resumidamente descritos.

- **Efeito do Diâmetro (D) do Moinho**

$$F_A = \sqrt{\left(\frac{D_{SIM}}{D_{AJUS}}\right)} \quad (13)$$

- **Efeito do Grau de Enchimento (GE) do Moinho**

$$F_B = \left[\frac{(1 - GE_{sim}) GE_{sim}}{(1 - GE_{ajust}) GE_{ajust}} \right] \quad (14)$$

• **Efeito da Velocidade (Vel em % da Velocidade Crítica) do Moinho**

$$F_C = \left(\frac{Vel_{sim}}{Vel_{ajust}} \right) \quad (15)$$

O fator de correção acima é válido para variações da velocidade do moinho (V_m) dentro dos seguintes limites, $55\% C_s < V_m < 78\% C_s$, onde C_s corresponde ao valor da velocidade crítica do moinho.

• **Efeito da Variação das Características de Moabilidade (WI) do Minério**

$$F_D = \left(\frac{WI_{ajust}}{WI_{sim}} \right)^{0,8} \quad (16)$$

O efeito da variação do tamanho de bolas no desempenho do moinho foi também objeto de investigações, sendo quantificado da seguinte forma:

• **Efeito do Diâmetro (D_b) de Bolas**

$$X_{max} = K D_b^2 \quad (17)$$

Onde

X_{max} = tamanho de partícula no qual ocorre a máxima taxa de quebra (mm)

D_b = diâmetro de bola (mm)

K = constante (aproximadamente $4,4 \times 10^{-4} \text{ mm}^{-1}$)

$$r/d^* \propto D_b^2 \quad \text{para } x > x_{max}$$

$$r/d^* \propto 1/D_b \quad \text{para } x < x_{max}$$

Assim sendo, os fatores de correção são os seguintes:

$$F_E = \left(\frac{D_{b\ sim}}{D_{b\ ajust}} \right)^2 \quad \text{para } x > x_{max} \quad (18)$$

$$F_E = \frac{\left(\frac{1}{D_{b\ sim}} \right)}{\left(\frac{1}{D_{b\ ajust}} \right)} \quad \text{para } x < x_{\max} \quad (19)$$

3.4 CLASSIFICAÇÃO E MODELAGEM DE HIDROCICLONES

Os modelos matemáticos da operação de classificação são baseados em dois componentes. O primeiro é o modelo da curva de partição do sistema minério/equipamento e o segundo é o modelo de operação do equipamento que fornece, principalmente, valores de capacidade do hidrociclone (Delboni, 1997 a).

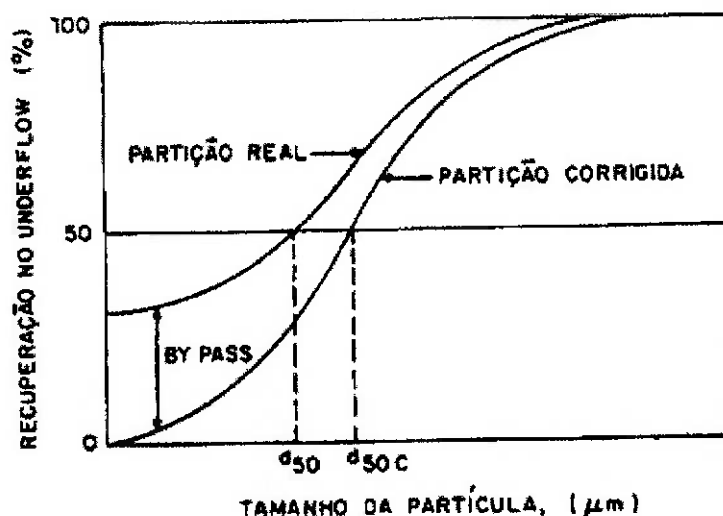
3.4.1 Curvas de Partição

Partição numa operação de classificação significa a quantidade da alimentação que passa para o produto, normalmente contendo a maioria da fração grossa. No caso de equipamentos por sedimentação, essa fração passante é denominada de *underflow*. A partição é definida pela divisão da vazão do *underflow* pela vazão de alimentação, podendo-se considerar tanto em caráter global quanto em caráter individual dividido por frações granulométricas.

A curva obtida denomina-se como curva de partição real. É comum que essa curva não passe pela origem, característica devida à presença de finos no *underflow*. Esse fenômeno que é conhecido como *by-pass* ou curto-circuito e foi quantificado por Kelsall, como sendo igual à recuperação de água no *underflow*, para todas as classes granulométricas (Delboni, 1997 a).

Subtraindo-se o *by-pass* de cada classe granulométrica, obtém-se a curva de partição corrigida do sistema. Ao se dividirem os valores da abscissa dessa curva pelo diâmetro mediano de partição (d_{50c}), chega-se à curva de partição padrão do sistema. A importância de se obter essa curva padrão deve-se ao fato de que, de acordo com Lynch e Rao (1975), a curva padrão independe da condição operacional do sistema e é válida para hidrociclones de diferentes tamanhos. A Figura 4 ilustra essas diferentes curvas de partição.

Figura 4. Curvas de partição.



(Correia, 2010)

Existem três parâmetros necessários para se caracterizar a operação através de curvas de partição, que são:

- Inclinação (α) da curva no segmento próximo ao d_{50c} . Sendo um parâmetro de dispersão, α está associado, ainda que erroneamente, à qualidade de separação.
- Diâmetro mediano de separação (d_{50c}), indica o tamanho de partícula que tem as mesmas chances de ser encaminhado para *underflow* ou para o *overflow*. É um parâmetro de posição da curva de partição.
- Partição de água do *underflow* (R_f), associado à parcela correspondente ao *by-pass*.

A curva padrão de partição é caracterizada apenas pela inclinação (α). Para se obter a curva corrigida, multiplicam-se os valores da abcissa pelo d_{50c} . A curva real do sistema é obtida incorporando o valor da partição de água que se encaminha para o *underflow* (R_f), conforme a equação 20 (Delboni, 1997 a).

$$P_{ri} = P_{ci}(1 - R_f) + R_f \quad (20)$$

Onde,

P_{ri} = Partição na curva real

P_{ci} = Partição na curva corrigida

As equações mais utilizadas para representar a curva padrão de partição são a de Plitt e a de Whiten, apresentadas a seguir (equações 21 e 22).

$$P_p = 1 - \exp(-0,693x_i^m) \quad \text{PLITT} \quad (21)$$

$$P_p = \frac{e^{\alpha}-1}{e^{\alpha x_i} + e^{\alpha}-2} \quad \text{WHITEN} \quad (22)$$

Onde

$$x_i = \frac{d_i}{d_{50c}} \quad (23)$$

3.4.2 Modelagem da Operação de Hidrociclones

O texto a seguir foi reproduzido a partir do material de pós-graduação do Professor Homero Delboni Junior, na disciplina PMI 5004 – Modelagem e Simulação de Circuitos de Cominuição e Classificação, oferecida na Escola Politécnica da Universidade de São Paulo, Cidade Universitária, São Paulo, Brasil.

Existe na literatura diversos modelos matemáticos para descrever a operação de hidrociclones. O texto a seguir se refere ao modelo desenvolvido por Nageswararao (1978 e 1995).

O modelo de Nageswararao tem por base quatro equações relativas ao cálculo do diâmetro mediano da separação, partição de água, partição de polpa e vazão volumétrica de alimentação do hidrociclone.

A equação relativa ao diâmetro mediano da separação é:

$$d_{50c} = K_{D_0} \left(\frac{D_i}{D_c}\right)^{-0,5} \theta^{0,15} \left(\frac{L_c}{D_c}\right)^{0,2} D_c^{0,35} \left(\frac{D_o}{D_c}\right)^{0,52} \left(\frac{D_u}{D_c}\right)^{-0,47} \lambda^{0,93} \left(\frac{P}{\rho_p g D_c}\right)^{-0,022} \quad (24)$$

A constante K_{D_0} permite a calibração da equação e depende das características do minério que alimenta o hidrociclone, principalmente quanto à distribuição granulométrica e peso específico.

A partição de água (R_f) e polpa (R_v) para o *underflow* são calculadas por:

$$R_f = K_{W_1} \left(\frac{D_i}{D_c}\right)^{-0,5} \theta^{-0,24} \left(\frac{L_c}{D_c}\right)^{0,22} \left(\frac{D_o}{D_c}\right)^{-1,19} \left(\frac{D_u}{D_c}\right)^{2,40} \lambda^{0,27} \left(\frac{P}{\rho_p g D_c}\right)^{-0,53} \quad (25)$$

$$R_v = K_{V1} \left(\frac{D_i}{D_c}\right)^{-0,25} \theta^{-0,24} \left(\frac{L_c}{D_c}\right)^{0,22} \left(\frac{D_o}{D_c}\right)^{-0,94} \left(\frac{D_u}{D_c}\right)^{1,83} \left(\frac{P}{\rho_p g D_c}\right)^{-0,31} \quad (26)$$

As equações 25, 26 e 27 apresentam constantes de proporcionalidade que, da mesma forma que a constante da equação do d_{50c} , dependem exclusivamente das características do minério alimentado no hidrociclone. Entretanto, deve-se notar que pequenas quantidades de modificadores de viscosidade, tais como argilas, têm forte efeito em ambas as variáveis.

A equação para cálculo da vazão (pressão) de alimentação é:

$$Q = K_{Q0} \left(\frac{D_i}{D_c}\right)^{0,45} \theta^{-0,1} \left(\frac{L_c}{D_c}\right)^{0,2} D_c^2 \left(\frac{P}{\rho_p}\right)^{0,5} \left(\frac{D_o}{D_c}\right)^{0,68} \quad (27)$$

O modelo de Nageswararao tem por premissa fundamental que a curva padrão de partição independe das condições de operação do hidrociclone, e é válida para equipamentos que guardem aproximadamente as mesmas relações geométricas entre seus elementos. Assim, é necessária a realização de pelo menos um teste com o minério para se obter a curva padrão de partição do sistema, e esta servirá para simulações posteriores.

Os símbolos que aparecem nas equações 24 a 27 estão discriminados a seguir:

α = coeficiente de inclinação da curva padrão de partição

d_{50c} = diâmetro mediano de separação (mm)

R_f = recuperação de água no *underflow* (%)

R_v = recuperação volumétrica de polpa no *underflow* (%)

ρ_p = densidade da polpa (t/m³)

θ = ângulo da seção cônica (°)

$\lambda = \frac{10^{1,82 C_v}}{8,05(1 - C_v)^2}$ termo de correção para sedimentação retardada

C_v = concentração de sólidos em volume (decimal)

Q_f = vazão volumétrica de polpa na alimentação do hidrociclone (m³/h)

P = pressão na alimentação do hidrociclone (kPa)

L_c = comprimento da seção cilíndrica (m)

K_w = constante da equação relativa à recuperação de água

K_v = constante da equação relativa à recuperação de polpa

K_D = constante da equação relativa ao diâmetro mediano de separação

K_Q = constante da equação relativa à vazão

D_u = diâmetro do *apex* (m)

D_o = diâmetro do *vortex* (m)

D_i = diâmetro equivalente do orifício de entrada (m)

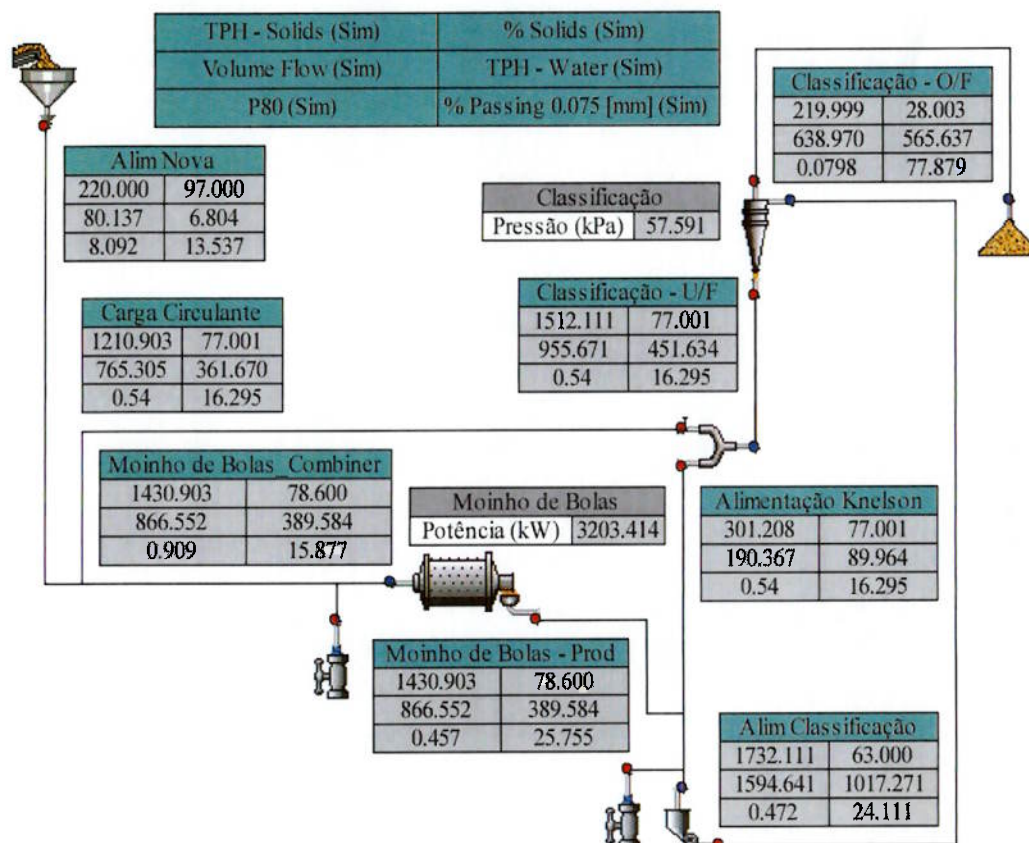
D_c = diâmetro do hidrociclone (m)

4. METODOLOGIA

O trabalho incluiu a simulação de três cenários para a otimização de uma operação industrial de moagem, a partir do assim denominado Caso Base. O Caso Base é apresentado a seguir.

O circuito de moagem estudado consiste de um moinho de bolas, sete hidrociclones e um concentrador Knelson para o beneficiamento de minério de ouro. A amostragem incremental foi realizada na usina durante duas horas com intervalos de vinte minutos entre cada amostragem pelo Laboratório de Simulação e Controle de Processos de Tratamento de Minério - LSC. Após a amostragem, modelou-se o circuito baseando-se nos modelos matemáticos apresentados na revisão bibliográfica desse trabalho, quais sejam, o modelo de Misturador Perfeito para o moinho de bolas e o modelo de Nageswararao para os hidrociclones. O *software* utilizado para a modelagem e posterior simulações foi o JKSimMet. A Figura 5 apresenta o fluxograma desse circuito e o respectivo balanço de massas do Caso Base.

Figura 5. Fluxograma do circuito integrado - Caso Base.



(Reprodução do *software* JKSimMet)

A Tabela 2 apresenta os principais dados relativos às condições operacionais do Caso Base.

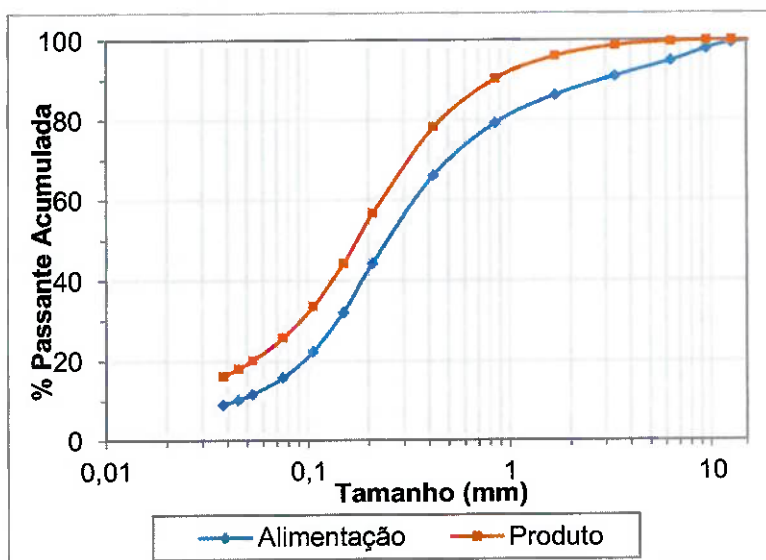
Tabela 2. Condições operacionais do Caso Base.

Parâmetros	Moinho	Parâmetros	Classificação
Fabricante/Modelo	OutoKumpu/ Bolas	Fabricante/Modelo	Weir/500CVX
Diâmetro Interno ao Revestimento (m)	5,0	Diâmetro Nominal (mm)	500
Comprimento Interno ao Revestimento (m)	7,8	Diâmetro Equivalente de Entrada - <i>Inlet</i> (mm)	160
% Velocidade Crítica	76	Diâmetro do <i>Vortex</i> (mm)	140
Grau de Enchimento (%)	31	Diâmetro do <i>Apex</i> (mm)	100
Tamanho de Bola de Reposição (mm)	90	Ângulo da Seção Cônica (graus)	10
Tipo de Descarga	<i>Overflow</i>	Número de Hidrohidrociclones Total	7
Potência Instalada (kW)	4000	Número de Hidrohidrociclones em Operação	7
Potência de Operação (kW)	3203	Pressão de Operação (kPa)	58

(Laboratório de Simulação e Controle de Processos de Tratamento de Minérios LSC)

As distribuições granulométricas do moinho de bolas são apresentadas na Figura 6.

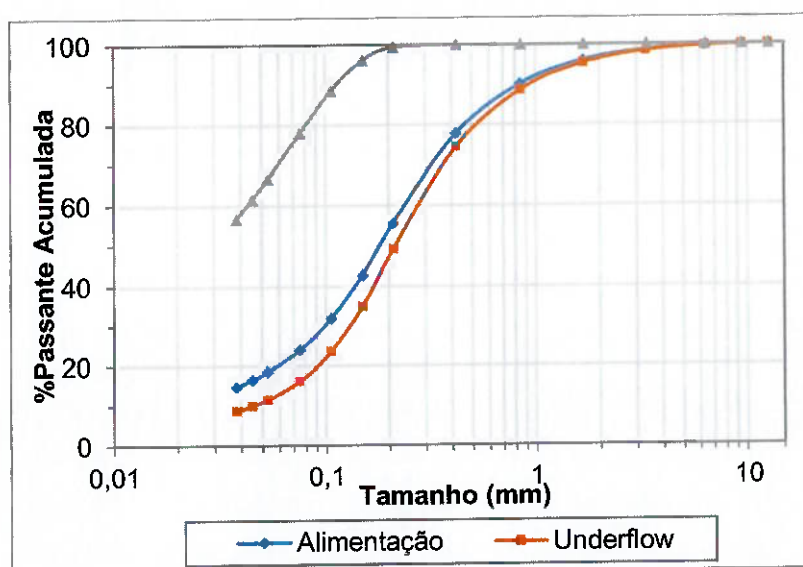
Figura 6. Distribuições granulométricas do moinho de bolas.



(Laboratório de Simulação e Controle de Processos de Tratamento de Minérios LSC)

Já as distribuições granulométricas da alimentação e produtos do hidrociclone são apresentadas na Figura 7.

Figura 7. Distribuições granulométricas do hidrociclone.



(Laboratório de Simulação e Controle de Processos de Tratamento de Minérios LSC)

O desempenho do moinho e do hidrociclone são apresentados na Tabela 3 e na Tabela 4.

Tabela 3. Variáveis operacionais do circuito de moagem.

	Circuito de Moagem
Vazão de Sólidos (t/h)	220
F ₈₀ (mm)	8,09
P ₈₀ (mm)	0,080
Relação de Redução	101
Carga Circulante (%)	687
Potência Aplicada (kW)	3203
Potência Específica (kWh/t)	14,6
WI Operacional (kWh/t)	14,4
WI Laboratório (kWh/t)	11,0
Eficiência de Moagem* (%)	76
% Passante em 0,075 mm na Alimentação	13,5
% Passante em 0,075 mm no Produto (Overflow Classificação)	77,9
kWh/t de Material Gerado abaixo de 0,075 mm	22,6

*Segundo Rowland, a razão entre WI de laboratório e WI operacional indica a eficiência do processo de moagem

(Laboratório de Simulação e Controle de Processos de Tratamento de Minérios LSC)

Tabela 4. Eficiência da Classificação.

Classificação	
Eficiência de Finos em 0,075 mm (%)	41,0
Eficiência de Grossos em 0,075 mm (%)	96,3

(Laboratório de Simulação e Controle de Processos de Tratamento de Minérios LSC)

Para o cálculo da eficiência da classificação foram utilizadas as equações 28 e 29.

$$\varepsilon_{classificação} = 100 \times \frac{Q_{OF} \times \%P_{OF\#}}{Q_{Alim} \times \%P_{Alim\#}} \quad (28)$$

$$\varepsilon_{grossos\ class} = 100 \times \frac{Q_{UF} \times \%RA_{UF\#}}{Q_{Alim} \times \%RA_{Alim\#}} \quad (29)$$

5. RESULTADOS E DISCUSSÕES

5.1 PRIMEIRO GRUPO DE SIMULAÇÕES – VARIÁVEIS INDIVIDUAIS

- Moinho de Bolas

A primeira simulação constituiu na alteração do grau de enchimento do moinho de bolas.

A Tabela 5 apresenta as variáveis selecionadas pela modificação no fator de enchimento do moinho.

Tabela 5. Fator de enchimento.

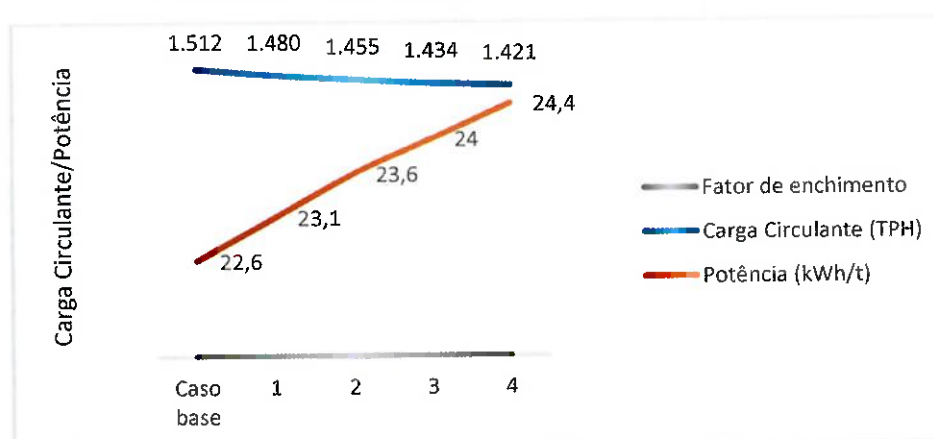
CENÁRIO	Fator de enchimento (%)	Carga Circulante (TPH)	Potência moinho (kWh)	Potência específica* (kWh/t)	P ₈₀ do overflow do hidrociclone (mm)
<i>Caso Base</i>	31	1512	3203	22,6	0,080
1	32	1480	3294	23,1	0,079
2	33	1455	3370	23,6	0,078
3	34	1434	3444	24,0	0,078
4	35	1421	3517	24,4	0,077

*Potência kWh/t de Material Gerado abaixo de 0,075 mm

(Elaboração própria)

Conforme a tabela 6, o aumento do fator de enchimento reduz a carga circulante, devido ao aumento da eficiência da moagem. Entretanto, nota-se um aumento na potência do moinho por tonelada produzida (Figura 8).

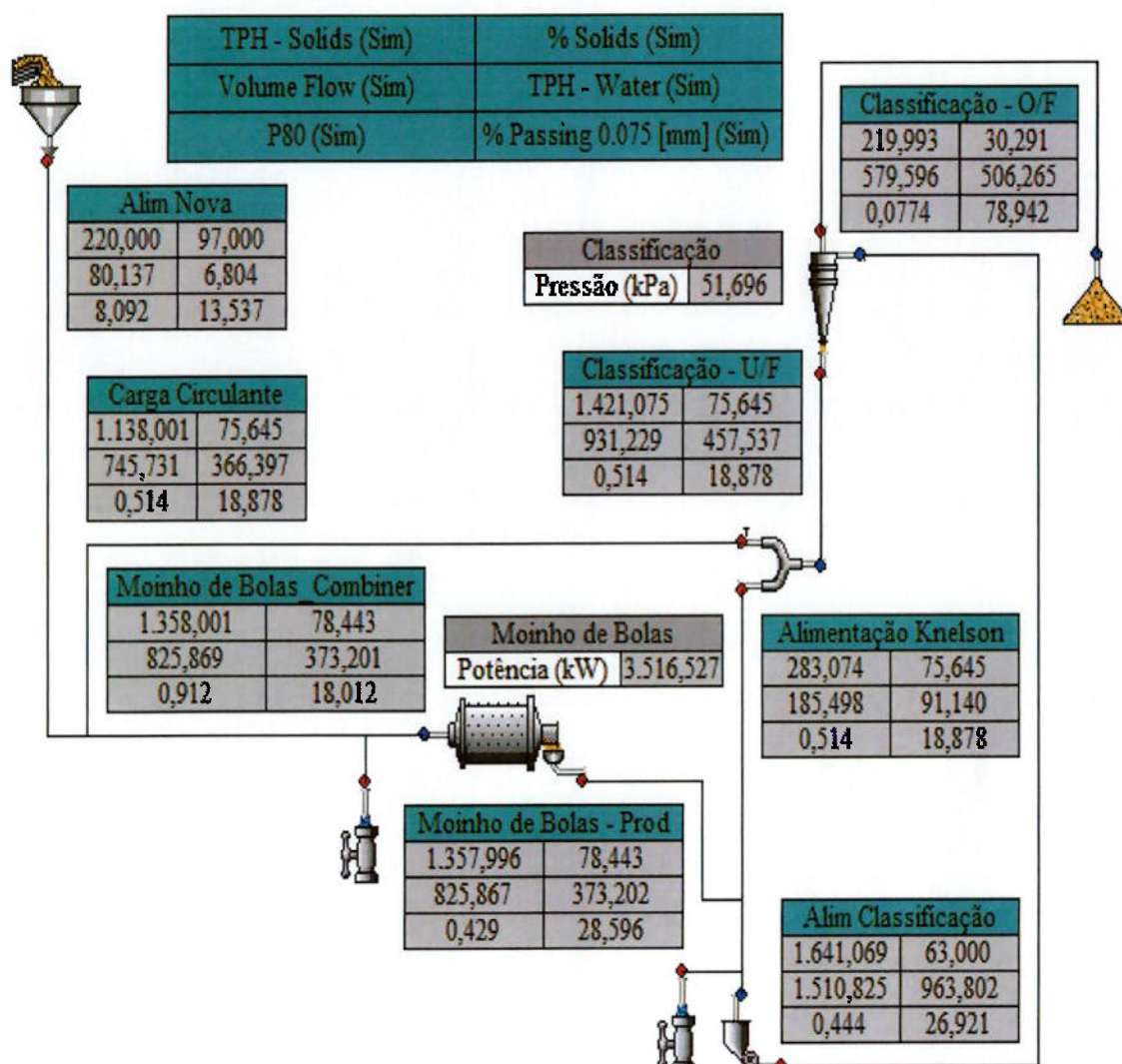
Figura 8. Gráfico da influência do fator de enchimento.



(Elaboração própria)

A Figura 9 mostra o fluxograma com o balanço de massa para o cenário de fator de enchimento de 35%.

Figura 9. Fluxograma com fator de enchimento 35%.



(Reprodução do software JKSimMet)

Em relação ao tamanho dos corpos moedores, o Caso Base apresenta uma reposição de bolas com a seguinte característica: 20% de bolas com diâmetro de 3½" e 80% de bolas com diâmetro de 3".

A Tabela 6 apresenta os resultados obtidos, a partir da simulação de diferentes composições da reposição de corpos moedores.

Tabela 6. Variação do tamanho dos corpos moedores.

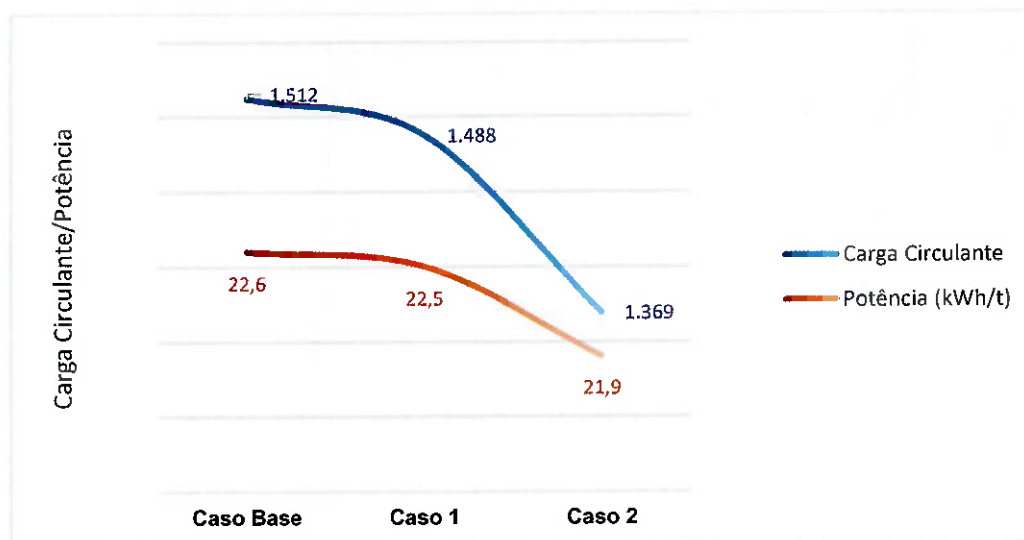
CENÁRIO	Composição da carga de bolas	Tamanho médio dos corpos moedores (mm)	Carga Circulante (TPH)	Potência moinho (kWh)	Potência específica* (kWh/t)	P ₈₀ do overflow do hidrociclone (mm)
Caso Base	20% 3½" e 80% 3"	78,7	1512	3203	22,6	0,080
1	Caso 1:10% 3½" e 90% 3"	77,5	1488	3203	22,5	0,080
2	Caso 2:20% 3½" e 80% 2½"	68,6	1369	3204	21,9	0,075

*Potência kWh/t de Material Gerado abaixo de 0,075 mm

(Elaboração própria)

Na Figura 10, observa-se que a diminuição do tamanho dos corpos moedores diminui o P₈₀ do overflow do hidrociclone, com menor consumo energético.

Figura 10. Influência do tamanho dos corpos moedores na carga circulante e na potência consumida.

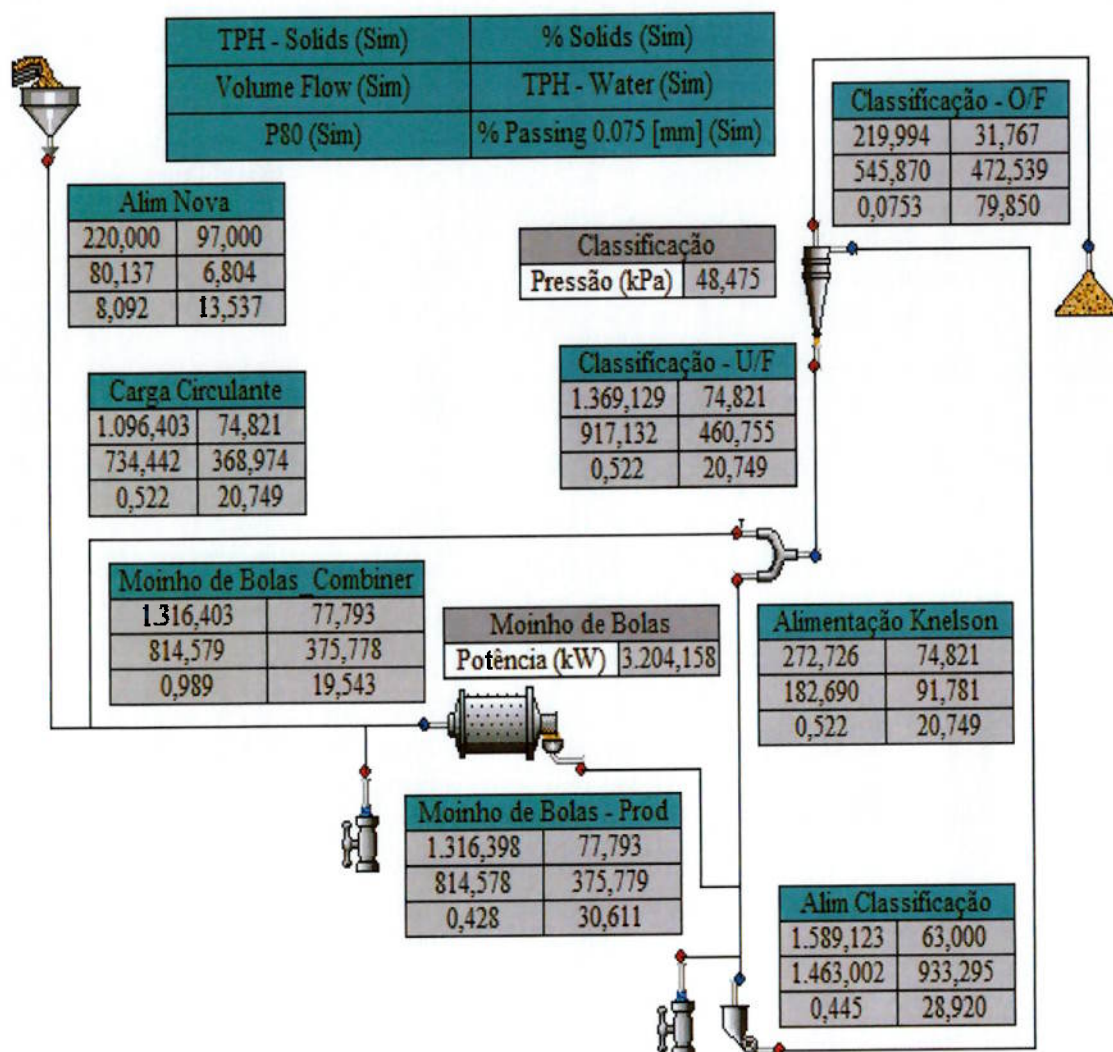


(Elaboração própria)

A diminuição dos corpos moedores é, portanto, uma medida efetiva e eficiente para a melhoria do processo de moagem. Isso pode ser notado pela diminuição da potência específica consumida na moagem de materiais finos (<0,075 mm), pela diminuição da carga circulante e pela diminuição do P₈₀ do overflow do hidrociclone.

A Figura 11 mostra o fluxograma com o balanço de massa quando utiliza-se corpos moedores com 20% de 3½" e 80% de 2½".

Figura 11. Fluxograma utilizando corpos moedores menores com a seguinte composição 80% 3½" e 20% 2½".



(Reprodução do software JKSimMet)

- Hidrociclone

As variáveis operacionais alteradas do hidrociclone foram a porcentagem de sólidos na alimentação, o diâmetro do *vortex* e a pressão (através da redução da quantidade de hidrociclones).

A Tabela 7 mostra as principais variáveis influenciadas por essa mudança na porcentagem de sólidos.

Tabela 7. Efeitos da diluição da alimentação do hidrociclone.

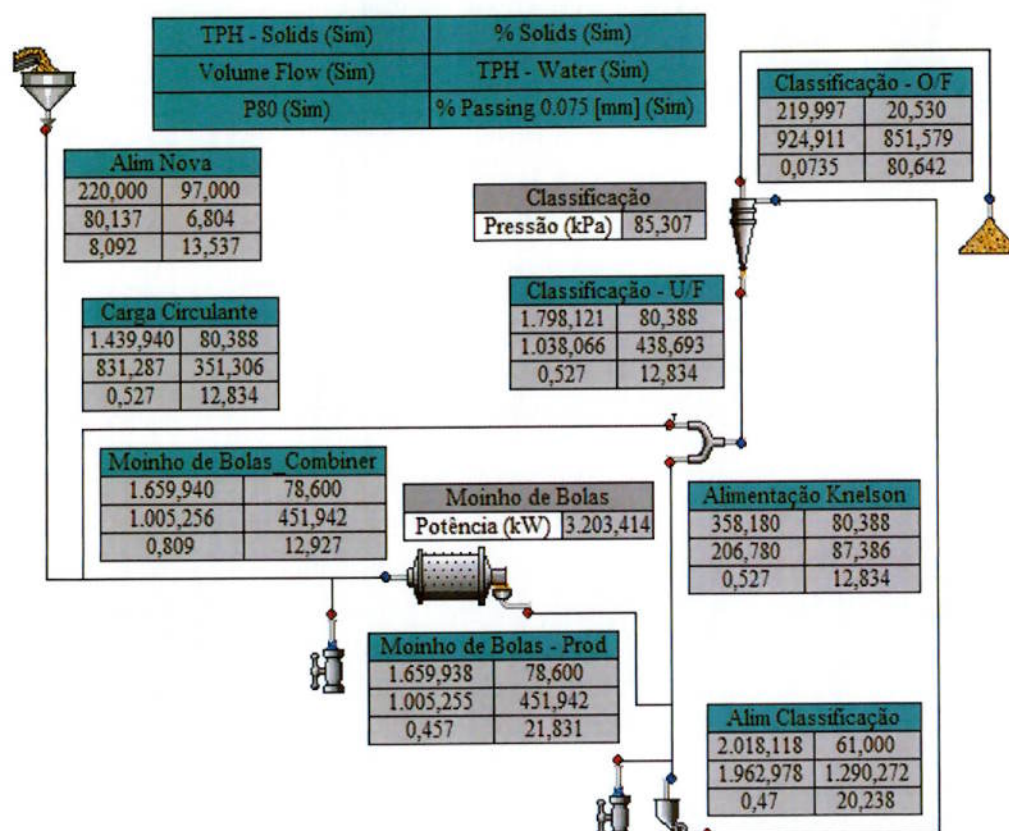
CENÁRIO	% sólidos alimentação hidrociclone	Carga Circulante (TPH)	% sólidos no underflow do hidrociclone	P ₈₀ do overflow do hidrociclone (mm)	Eficiência de classificação do Hidrociclone (%)
Caso Base	63	1512	77,0	0,080	41,0
1	61	1798	80,4	0,074	43,4

(Elaboração própria)

A diminuição da porcentagem de sólidos na alimentação dos hidrociclones causou uma diminuição no diâmetro de corte. Observou-se ainda que a diluição da alimentação dos hidrociclones foi responsável por um aumento da eficiência de classificação.

A Figura 12 mostra o fluxograma com balanço de massa para a simulação da diluição da alimentação do hidrociclone (61%).

Figura 12. Fluxograma da simulação para 61% de sólidos na alimentação do hidrociclone.



(Reprodução do software JKSimMet)

O segundo fator simulado para a classificação do hidrociclone foi o diâmetro do *vortex*. A Tabela 8 apresenta os resultados obtidos.

Tabela 8. Efeitos da variação do diâmetro do *vortex*.

CENÁRIO	Diâmetro do <i>vortex</i> (mm)	Carga Circulante (TPH)	Pressão do hidrociclone (kPa)	% sólido passante em 0,075 mm no <i>underflow</i> do hidrociclone	P ₈₀ do <i>overflow</i> do hidrociclone (mm)	Eficiência de classificação do hidrociclone (%)
<i>Caso Base</i>	140	1512	58	16,3	0,080	41,0
1	150	1335	40	18,1	0,084	41,1
2	170	1218	30	19,1	0,089	41,4

(Elaboração própria)

Observa-se que o aumento do diâmetro do *vortex*, de forma independente, não causa nenhum aumento significativo na eficiência do hidrociclone. Além disso, esse aumento no diâmetro do *vortex* acaba por reduzir a pressão, aumentando o diâmetro de corte, e fazendo com que o P₈₀ do *overflow* seja maior.

A pressão dos hidrociclones foi modificada através da alteração da quantidade de hidrociclones no circuito (Tabela 9).

Tabela 9. Efeitos da variação do número de hidrociclones (pressão).

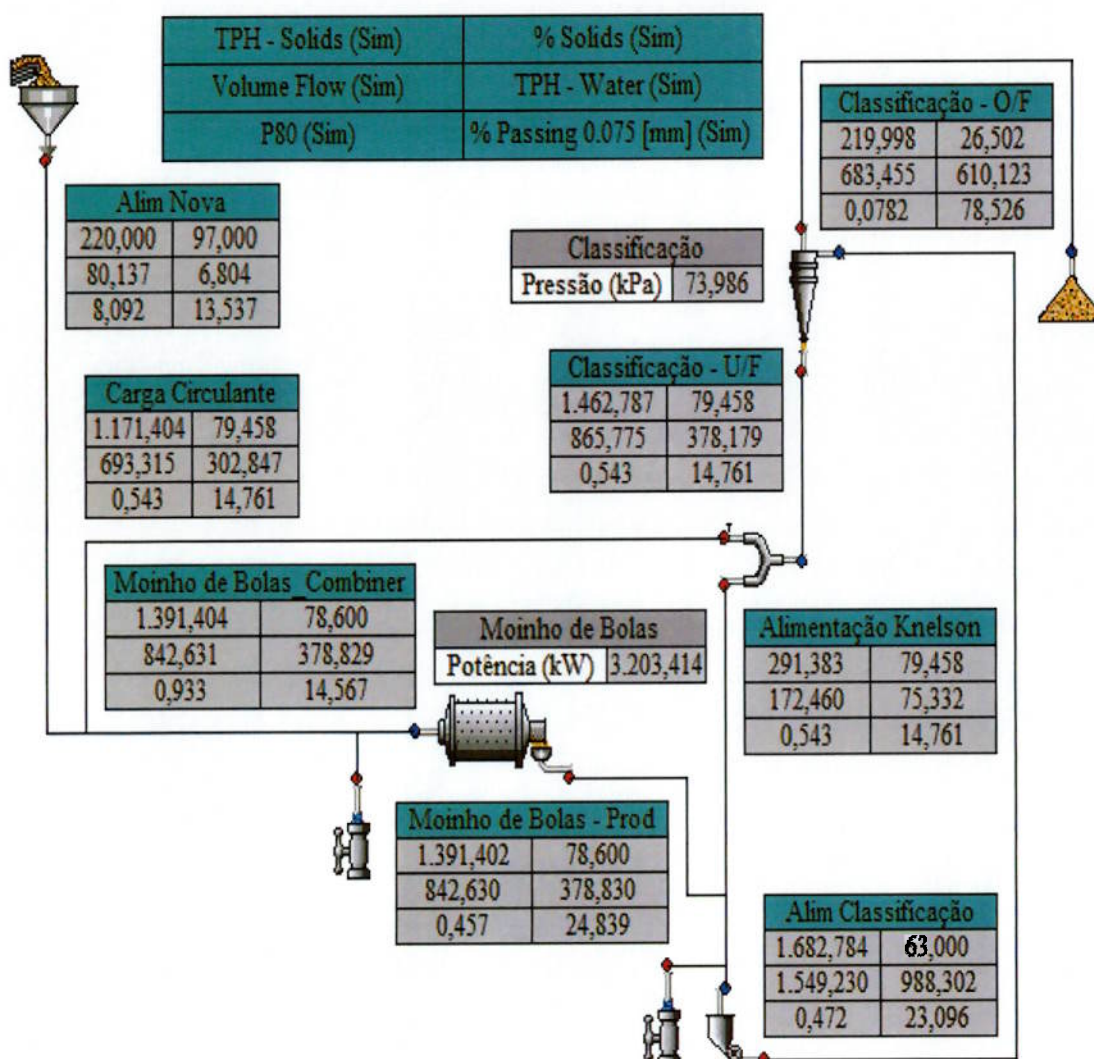
CENÁRIO	Quantidade e de hidrociclones	Carga Circulante (TPH)	Pressão do hidrociclone (kPa)	% sólidos no <i>underflow</i> do hidrociclone	P ₈₀ do <i>overflow</i> do hidrociclone (mm)	Eficiência de classificação do Hidrociclone (%)
<i>Caso Base</i>	7	1512	58	77,0	0,080	41,0
1	6	1463	74	79,5	0,078	44,5

(Elaboração própria)

O aumento da pressão através da eliminação de um hidrociclone em operação causou um aumento significativo na eficiência do hidrociclone com a diminuição do P₈₀ do *overflow*.

A Figura 13 mostra o fluxograma com balanço de massa para a simulação de redução para seis, o número de hidrociclones.

Figura 13. Fluxograma da simulação com seis hidrociclones.



(Reprodução do software JKSimMet)

5.2 SEGUNDO GRUPO DE SIMULAÇÕES – COMBINAÇÃO DAS VARIÁVEIS INDIVIDUAIS

A partir das análises realizadas dos efeitos das variáveis individualmente, simulou-se um cenário para otimização através da combinação de tais alterações. As variáveis modificadas e seus valores estão apresentados na Tabela 10.

Tabela 10. Variáveis modificadas do circuito otimizado.

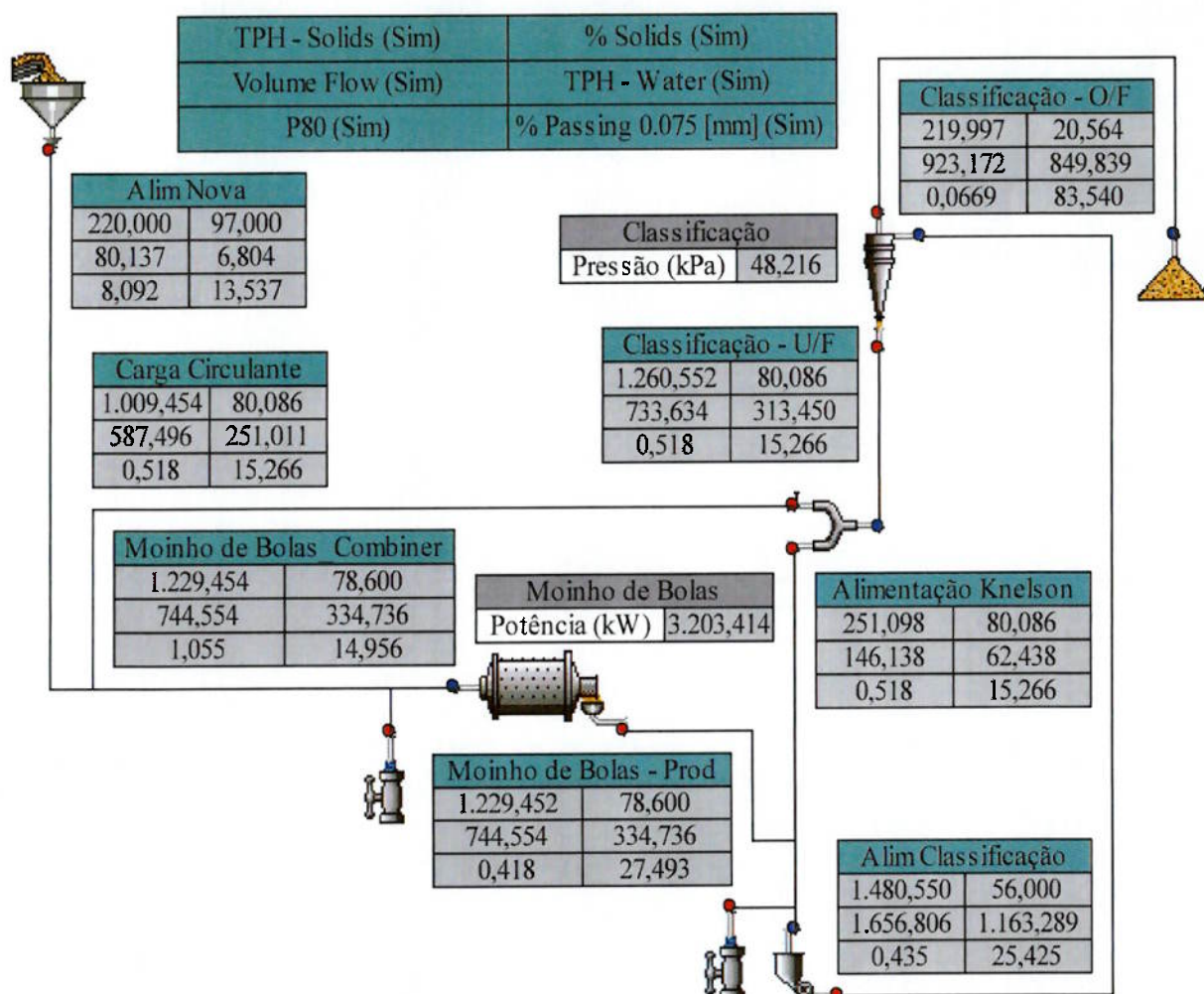
	Caso Base	Caso Otimizado
Tamanho dos corpos moedores (pol)	20% 3 ½ e 80% 3	20% 3 ½ e 80% 2 ½
% sólidos na alimentação hidrociclone	63	56
Diâmetro do <i>vortex</i> (mm)	140	200
Quantidade de hidrociclones	7	6

(Elaboração própria)

O fator de enchimento e o diâmetro do *apex* não foram modificados, permanecendo com os valores do Caso Base de 31% e 110 mm, respectivamente.

O fluxograma com o balanço de massas do circuito otimizado é apresentado na Figura 14 e os resultados obtidos na Tabela 11.

Figura 14. Balanço de massa do circuito otimizado.



(Reprodução do software JKSimMet).

Tabela 11. Resumo das variáveis operacionais simuladas.

	Caso Base	Caso Otimizado
Potência do motor do moinho (kWh)	3203	3203
Energia consumida para material abaixo < 0,075 mm (kWh/t)	22,4	20,8
Eficiência de classificação dos hidrociclones (%)	41,0	49,1
Carga Circulante (TPH)	1512	1261
% sólidos na alimentação moinho	78,6	78,6
Pressão do hidrociclone (kPa)	58	48
P ₈₀ do <i>overflow</i> do hidrociclone (mm)	0,080	0,067

(Elaboração própria)

Observa-se que o conjunto de alterações simuladas resultou em melhoria de desempenho geral do circuito, uma vez que houve redução da carga circulante, produto mais fino do circuito e diminuição da energia consumida por tonelada produzida passante em 0,075 mm.

5.3 TERCEIRO GRUPO DE SIMULAÇÕES - VARIAÇÃO DA ALIMENTAÇÃO DO CIRCUITO

No terceiro cenário partiu-se do caso otimizado com objetivo do aumento da taxa de vazão da alimentação do circuito integrado para obtenção de maior produtividade.

Assim, optou-se, portanto, pela modificação de algumas variáveis individuais do hidrociclone, como forma de se obter uma maior produção de material, com P₈₀ do *overflow* do hidrociclone próximo do caso base (0,080 mm).

A Tabela 12 apresenta os resultados obtidos ao se alterar a vazão de alimentação de entrada do circuito, a quantidade de hidrociclones e a diluição de alimentação do hidrociclone.

Tabela 12. Efeitos da vazão de alimentação, quantidade de hidrociclones e diluição de alimentação do hidrociclone.

CENÁRIO	Quantidade de hidrociclones (vazão de alimentação t/h)	Diluição (%)	Carga Circulante (TPH)	Pressão do hidrociclone (kPa)	P ₈₀ do overflow do hidrociclone (mm)	Eficiência de classificação do hidrociclone (%)
Caso Otimizado	6 (220)	56,0	1261	48	0,067	49,1
1	7 (253)	58,5	1463	42	0,079	51,1
2	7 (264)	59,5	1497	43	0,083	52,2

(Elaboração própria)

Em relação ao consumo energético, o resultado é apresentado na Tabela 13.

Tabela 13. Efeitos da vazão de alimentação, quantidade de hidrociclones e diluição de alimentação do hidrociclone.

CENÁRIO	Quantidade de hidrociclones (vazão de alimentação t/h)	Diluição (%)	Potência moinho (kWh)	Potência específica* (kWh/t)
Caso Otimizado	6 (220)	56,0	3203	20,8
1	7 (253)	58,5	3203	19,6
2	7 (264)	59,5	3203	19,6

*Potência kWh/t de Material Gerado abaixo de 0,075 mm

(Elaboração própria)

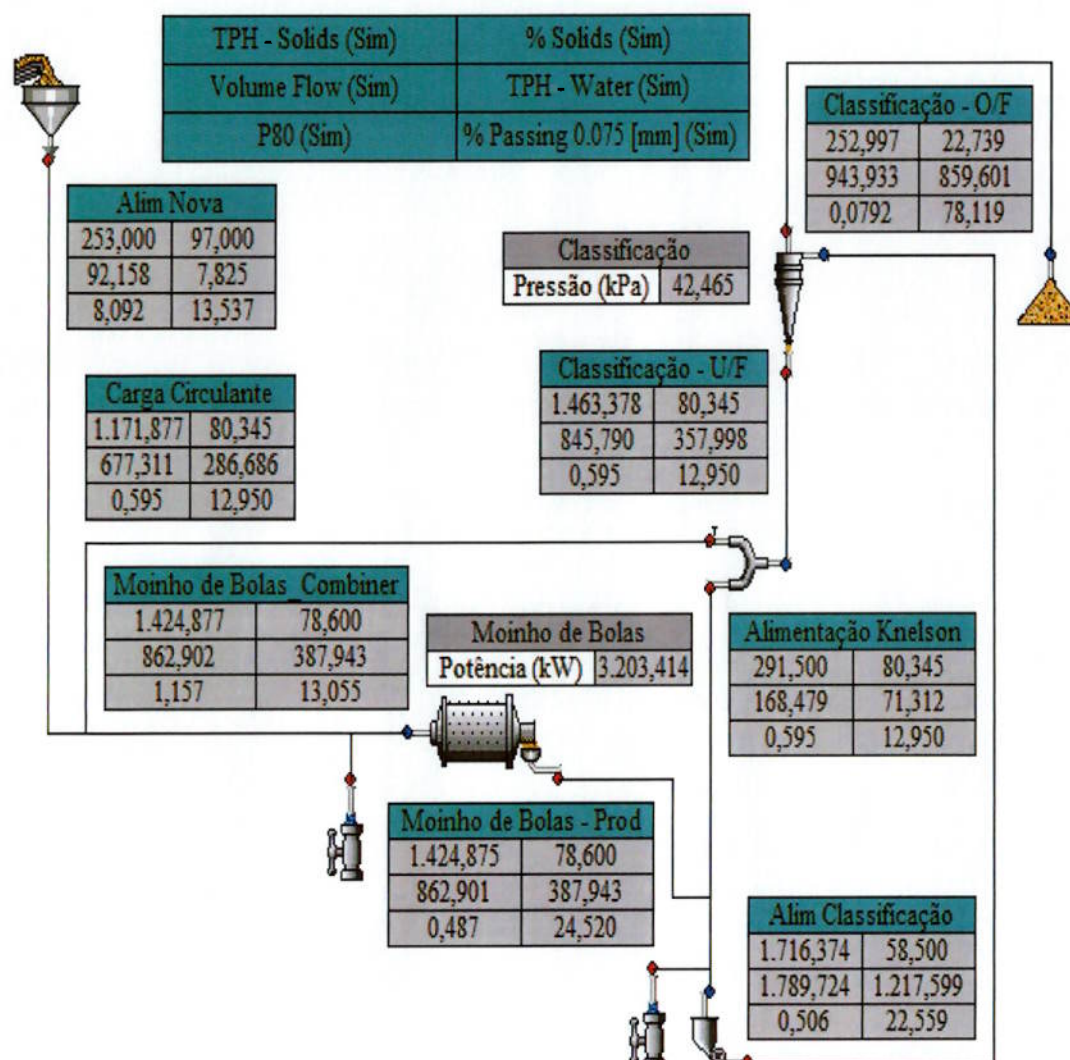
Observa-se que as alterações realizadas visando o aumento da produtividade tiveram impacto positivo tanto em relação a uma melhor eficiência na classificação quanto na relação de potência consumida por tonelada de material, devido a menor quantidade de finos se encaminhando para o *underflow* do hidrociclone (porcentagem passante em 0,075 mm do *underflow*).

Portanto, as simulações ilustram que é possível a obtenção de uma produção maior de material, de modo eficiente, mesmo considerando um P₈₀ do *overflow* do hidrociclone próximo do caso base (0,080 mm) e do caso otimizado (0,067 mm).

Nesse terceiro cenário a opção selecionada tem como características 7 hidrociclones, 253 t/h de alimentação do circuito e 58,5% de diluição na alimentação do hidrociclone.

O fluxograma do caso selecionado no terceiro cenário é apresentado a seguir na Figura 15.

Figura 15. Fluxograma selecionado do terceiro cenário.



(Reprodução do software JKSimMet)

Assim, esse cenário mostra a possibilidade de obtenção de eficiência produtiva sem alteração significativa do P_{80} do *overflow* do hidrociclone.

A Tabela 14 apresenta as diferenças entre os diferentes casos, Caso Base, Caso Otimizado e Caso Selecionado.

Tabela 14. Comparações entre os Casos Base, Otimizado e Selecionado.

	Caso Base	Caso Otimizado	Caso Selecionado
Vazão de sólidos (t/h)	220	220	253
Potência do motor do moinho (kWh)	3203	3203	3203
Energia consumida para material abaixo < 0,075 mm (kWh/t)	22,4	20,8	19,6
Eficiência de classificação dos hidrociclones (%)	41,0	49,1	51,0
Carga Circulante (TPH)	1512	1261	1463
% sólidos na alimentação moinho	78,6	78,6	78,6
Pressão do hidrociclone (kPa)	58	48	42
P ₈₀ do overflow do hidrociclone (mm)	0,080	0,067	0,079

(Elaboração própria)

6. CONCLUSÕES

A revisão bibliográfica apresentada buscou ilustrar os conceitos envolvidos na operação de moagem e classificação e os conceitos envolvidos na simulação de um circuito industrial integrado de moagem e classificação, de forma a dar o devido conhecimento para a compreensão do desenvolvimento do trabalho.

Os objetivos principais do trabalho foram alcançados, uma vez que foram simulados diversos cenários para obter um melhor desempenho energético no circuito e com suporte do conhecimento prévio obtido através da revisão bibliográfica, compreender as relações entre as variáveis operacionais, a fim de um obter um cenário otimizado.

O primeiro grupo de simulações focou em simular as variáveis operacionais tanto do moinho de bolas quanto dos hidrociclones individualmente, a fim de compreender melhor a influência que cada uma dessas apresenta no circuito industrial integrado.

O segundo grupo de simulações teve como objetivo, a partir das análises realizadas dos efeitos das variáveis individualmente, simular um cenário para a otimização através da combinação de tais alterações. O objetivo foi alcançado, pois o caso otimizado mostrou-se mais eficiente tanto em termos energéticos quanto na classificação dos hidrociclones em relação ao caso base.

O terceiro grupo de simulações, a partir do caso otimizado, simulou cenários com o aumento da vazão de alimentação do circuito e com mudanças de algumas variáveis operacionais, como a porcentagem de diluição da alimentação dos hidrociclones e quantidade de hidrociclones utilizados, para obter um cenário com eficiência produtiva.

As simulações realizadas mostram a aplicabilidade da ferramenta matemática de simulação, a qual é conhecida no campo de tratamento de minérios, tanto para análises de funcionamento de circuitos industriais, quanto para desenvolver alternativas para um melhor desempenho destes circuitos. Conclui-se, portanto, que a simulação é uma ferramenta útil para otimização do desempenho de circuitos industriais de moagem.

7. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- AUSTIN, L. G.; KLIMPEL, R. R. Theory of grinding operations. *Industrial and Engineering Chemistry*, Washington, November, 1964. v. 56, n. 11, p. 18-29.
- BERALDO, J. L. *Moagem de minérios em moinhos tubulares*. São Paulo: Edgard Blücher Ltda. 1987. 143 p.
- CHAVES, A. P. *Teoria e Prática do Tratamento de Minérios – Bombeamento de polpa e classificadores*. v.1. São Paulo: Signus, 2002. p. 1 – 266.
- CHAVES, A. P.; PERES, A. E. C. *Teoria e Prática do Tratamento de Minérios – Britagem, Peneiramento e Moagem*. v.3. São Paulo: Signus, 2003. p. 425 – 662.
- CORREIA, J. C. G. Classificação e Peneiramento. In: LUZ, A. B. DE et al. *Tratamento de Minérios*. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2010. p. 257 -296.
- DELBONI JUNIOR, H. Circuitos de Cominuição e Classificação de Minérios. Apostila, Universidade de São Paulo, São Paulo, 1997 a.
- DELBONI JUNIOR, H. Modelagem de Operação de Moinhos de Bolas. Apostila, Universidade de São Paulo, São Paulo, 1997 b.
- EPSTEIN, B. The Material Description of Certain Breakage Mechanisms Leading to the Logarithmic-Normal Distribution. *J. Franklin Inst*, 1947.
- LYNCH, A. J.; RAO T. C. Modelling and scale-up of hydrocyclone classifiers. The XI International Mineral Processing Congress, Cagliari, 1975, p. 245-269.
- FIGUEIRA, H. V. O.; ALMEIDA, S. L. M. DE. Cominuição. In: LUZ, A. B. DE et al. *Tratamento de Minérios*. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2002. p. 113 -191.
- KELLY, E. G.; SPOTTISWOOD, D. J. Introduction to mineral processing. New York: John Wiley & Sons, Inc., 1982.
- NAGESWARARAO, K. A generalized model for hydrocyclone classifiers. *AusIMM Proceedings*, Parkville, December 1995. v. 2, n. 300, 21 p.
- NAGESWARARAO, K. Further developments in the modelling and scale-up of industrial hydrocyclones, Ph.D. Thesis, University of Queensland (JKMRC), Brisbane, Australia, 1978.
- PLITT, L. R. A mathematical model of the hydrocyclone classifier, *CIM Bulletin*, 1976. v. 69, n. 776, p. 114-123.
- WHITEN, W. J. Ball mill simulation using small calculators. *Proceedings AusIMM*, 1976. p. 47-53.